



ANÁLISE CRÍTICA DE ROTAS DE COMINUIÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO
ITABIRÍTICO SOB A ÓTICA DE CUSTOS DE INVESTIMENTO E DE OPERAÇÃO

Natasha Almeida Fernandes de Souza

Dissertação de Mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais, COPPE, da Universidade Federal do Rio de Janeiro, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Mestre em Engenharia Metalúrgica e de Materiais

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Rio de Janeiro
Setembro de 2015

ANÁLISE CRÍTICA DE ROTAS DE COMINUIÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO
ITABIRÍTICO SOB A ÓTICA DE CUSTOS DE INVESTIMENTO E DE OPERAÇÃO

Natasha Almeida Fernandes de Souza

DISSERTAÇÃO SUBMETIDA AO CORPO DOCENTE DO INSTITUTO ALBERTO
LUIZ COIMBRA DE PÓS GRADUAÇÃO E PESQUISA DE ENGENHARIA (COPPE)
DA UNIVERDADE FEDERAL DO RIO DE JANEIRO COMO PARTE DOS
REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE MESTRE EM
CIÊNCIAS EM ENGENHARIA METALÚRGICA E DE MATERIAIS.

Examinada por:

Prof. Luís Marcelo Marques Tavares, Ph.D.

Prof. Rodrigo Magalhães de Carvalho, D.Sc.

Dr. Douglas Batista Mazzinghy, D.Sc.

RIO DE JANEIRO, RJ - BRASIL

SETEMBRO DE 2015

Souza, Natasha Almeida Fernandes de

Análise Crítica de Rotas de Cominuição de Minério de Ferro Itabirítico sob a Ótica de Custos de Investimento e de Operação / Natasha Almeida Fernandes de Souza - Rio de Janeiro: UFRJ / COPPE, 2015.

X, 161p.: il.; 29,7 cm.

Orientador: Luis Marcelo Marques Tavares

Dissertação (mestrado) - UFRJ / COPPE / Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais, 2015.

Referências Bibliográficas: p. 144-154.

1. CAPEX. 2. OPEX. 3. Minério de Ferro. 4. Cominuição. 5. Simulação. I. Tavares, Luis Marcelo Marques. II. Universidade Federal do Rio de Janeiro, COPPE, Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. III. Título.

Dedicatória

À memória do meu querido avô José Augusto de Almeida.

Agradecimentos

Agradeço a todos que, direta ou indiretamente colaboraram na execução deste trabalho, em especial:

Ao meu marido Marcelo, aos meus pais Maria Luiza e Rosemberg, ao meu irmão Victor Augusto e aos meus grandes amigos, por cada palavra de incentivo nos momentos de fraqueza, coração aberto nas horas mais difíceis e paciência com as minhas ausências ao longo de toda essa jornada.

Ao Professor Luís Marcelo Marques Tavares, pela orientação, troca de experiências e paciência, mesmo após as diversas mudanças de tema. Não foi à toa que o escolhi, mais uma vez, como orientador para me acompanhar nesse novo e grande desafio.

À Juliana Segura, pela amizade construída, incentivo e ensinamentos durante todo o processo, que muito contribuíram para a elaboração e conclusão desse trabalho, principalmente em relação à realização das simulações e discussões dos principais tópicos.

Àos Engenheiros Armando Rodrigues e Douglas Mazzinghy pela troca de informações e esclarecimento de dúvidas.

À Metso Minerals, através do Sr. Ricardo Takeda, pelo fornecimento das informações de custos dos principais equipamentos para o desenvolvimento de parte deste trabalho. À Loesche[®], pela simulação e esclarecimentos em relação ao VRM.

Aos companheiros da BHP Billiton por todo o incentivo e compreensão nos momentos de ausência.

Resumo da Dissertação apresentada à COPPE/UFRJ como parte dos requisitos necessários para a obtenção do grau de Mestre em Ciências (M.Sc.)

ANÁLISE CRÍTICA DE ROTAS DE COMINUIÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO
ITABIRÍTICO SOB A ÓTICA DE CUSTOS DE INVESTIMENTO E DE OPERAÇÃO

Natasha Almeida Fernandes de Souza

Setembro/2015

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Programa: Engenharia Metalúrgica e de Materiais

As reservas de minério de ferro brasileiras vêm enfrentando uma nova realidade frente às mudanças das características dos minérios. A escassez dos minérios de alto teor, que apresentavam boa liberação mesmo para tamanhos de partículas grosseiras, levou ao aproveitamento de minérios de mais baixo teor e boa liberação apenas para tamanhos de partícula mais finas. O resultado se traduz no aumento da demanda por moagens cada vez mais eficientes que objetivam a maximização da recuperação e a redução dos custos, através não só de adequações das rotas já existentes, como também do desenvolvimento de novos projetos. Nesse sentido, o presente trabalho analisa de forma comparativa diferentes rotas de cominuição para o processamento de um minério de ferro de baixo teor. As rotas alternativas são definidas e, com o auxílio da simulação computacional, analisadas criticamente em termos do consumo energético, desgaste e geração de material ultrafino. A partir disso, estimativas preliminares dos principais custos envolvidos são fornecidas, para que as rotas sejam comparadas sob o ponto de vista dos custos de investimento (CAPEX) e de operação (OPEX). Como resultado deste trabalho, as rotas que contemplam as tecnologias SAG e VRM se mostraram mais atrativas do ponto de vista de CAPEX. Já em termos do OPEX, as rotas HPGR e VRM foram as mais econômicas. A discussão foi complementada através do cálculo do valor presente líquido das rotas analisadas além do mapeamento e quantificação dos riscos envolvidos.

Abstract of Dissertation presented to COPPE/UFRJ as a partial fulfillment of the requirements for the degree of Master of Science (M.Sc.).

CRITICAL ANALYSIS OF COMMINUTION ROUTES FOR AN ITABIRITE IRON
ORE IN TERMS OF CAPITAL EXPENDITURES AND OPERATING EXPENSES

Natasha Almeida Fernandes de Souza

September/2015

Advisor: Luís Marcelo Marques Tavares

Department: Metallurgical and Materials Engineering

The Brazilian iron ore resources are facing a new reality in terms of ore characteristics changing. The lack of high grade ores, with good liberation at coarse sizes, led to the exploitation of the lower grade ores with good liberation only at finer sizes. Such scenario requires a more efficient grinding process in order to maximize the recovery and the costs reduction, from both the modifications of existing circuits and the development of new projects. Hence, this work comparatively analyses different comminution routes for the processing of a low-grade iron ore. Alternative routes are established and critically analysed using computer simulation, in terms of energy consumption, wear and the amount of ultrafine material generated. Based on that, preliminary estimates of the main costs involved are provided, so the routes could be also compared in terms of capital costs (CAPEX) and operating expenses (OPEX). As a result, the SAG and VRM technologies routes are more attractive in terms of CAPEX. On the OPEX side the HPGR and VRM were more affordable. The discussion was complemented by the net present value analysis of the routes and also the recognition and quantification of the risks involved.

Sumário

| | | |
|---------|--|----|
| 1. | Introdução | 1 |
| 2. | Objetivo..... | 4 |
| 3. | Revisão Bibliográfica..... | 5 |
| 3.1 | O Setor Mineral e seus Aspectos com Ênfase em Minério de Ferro ... | 5 |
| 3.2 | Investimentos no Setor Mineral e a Importância do Minério de Ferro | 8 |
| 3.3 | Conceitos de Cominuição | 12 |
| 3.4 | Equipamentos de Cominuição | 14 |
| 3.4.1 | Britadores..... | 14 |
| 3.4.2 | Moinhos | 16 |
| 3.4.2.1 | Aspectos Operacionais | 18 |
| 3.5 | Conceitos de Eficiência da Cominuição | 22 |
| 3.6 | Avanços da Modelagem e Simulação na Cominuição..... | 27 |
| 3.7 | Questões de Desgaste na Cominuição | 28 |
| 3.7.1 | Estimativas do Desgaste de Revestimentos e Corpos Moedores..... | 30 |
| 3.8 | Circuitos de Cominuição..... | 34 |
| 3.8.1 | Convencional | 35 |
| 3.8.2 | Moagem Autógena e Semi-Autógena | 37 |
| 3.8.3 | HPGR..... | 43 |
| 3.8.4 | Moinho de Rolos Vertical e Rolo e Anel..... | 49 |
| 3.9 | Custo de Capital e Despesas Operacionais | 52 |
| 3.9.1 | Estimativa dos Custos | 53 |
| 3.10 | Análise Econômica de Projetos | 67 |
| 3.11 | Análise de Risco de Projetos..... | 70 |
| 4. | Metodologia | 74 |
| 4.1 | Premissas..... | 74 |
| 4.2 | Características do Minério | 75 |

| | | |
|-------|--|-----|
| 4.3 | Definição de Rotas Alternativas de Cominuição | 77 |
| 4.3.1 | Alternativa A – Caso Base: Britagem em Múltiplos Estágios Seguida de Moagem em Moinho de Bolas | 78 |
| 4.3.2 | Alternativa B: Britagem Secundária e HPGR Seguidos de Moagem em Moinho de Bolas | 79 |
| 4.3.3 | Alternativa C: Moagem AG Seguida de Moagem em Moinho de Bolas | 81 |
| 4.3.4 | Alternativa D: Moagem SAG Seguida de Moagem em Moinho de Bolas | 82 |
| 4.3.5 | Alternativa E: Britagem Secundária Seguida de Moagem em Moinho de Rolos Vertical..... | 82 |
| 4.4 | Modelagem e Simulação das Rotas de Cominuição Propostas | 84 |
| 4.5 | Estimativas de CAPEX e OPEX das Rotas de Cominuição Propostas | 86 |
| 4.6 | Análise Econômica e de Risco das Rotas de Cominuição Propostas | 87 |
| 5. | Resultados | 88 |
| 5.1 | Simulações | 88 |
| 5.1.1 | Alternativa A - Caso Base..... | 88 |
| 5.1.2 | Alternativa B (HPGR)..... | 90 |
| 5.1.3 | Alternativa C (AG) | 94 |
| 5.1.4 | Alternativa D (SAG)..... | 98 |
| 5.1.5 | Alternativa E (VRM) | 102 |
| 5.2 | Estimativas de OPEX das Rotas de Cominuição Propostas | 103 |
| 5.3 | Estimativas de CAPEX das Rotas de Cominuição Propostas..... | 111 |
| 5.3.1 | Alternativa A – Caso Base..... | 115 |
| 5.3.2 | Alternativa B (HPGR)..... | 117 |
| 5.3.3 | Alternativa C (AG) | 118 |
| 5.3.4 | Alternativa D (SAG)..... | 119 |

| | | |
|-------|--|-----|
| 5.3.5 | Alternativa E (VRM) | 121 |
| 5.3.6 | Validação de Modelos de Custos | 122 |
| 5.4 | Resumo das Estimativas de CAPEX e OPEX e Discussões | 124 |
| 5.5 | Análise Econômica das Rotas de Cominuição Propostas | 127 |
| 5.6 | Análise de Risco das Rotas de Cominuição Propostas | 128 |
| 5.6.1 | Resumo das Análises de Risco | 132 |
| 6. | Discussões Finais | 135 |
| 7. | Conclusões | 142 |
| 8. | Referências Bibliográficas | 144 |
| | Anexos | 155 |
| I. | Detalhamento dos Resultados das Simulações | 156 |
| i. | Estimativas de Consumo Energético dos Equipamentos Acessórios 156 | |
| II. | Detalhamento da Análise de Risco das Rotas de Cominuição Propostas 156 | |
| i. | Alternativa A – Caso Base | 157 |
| ii. | Alternativa B (HPGR)..... | 158 |
| iii. | Alternativa C (AG) | 159 |
| iv. | Alternativa D (SAG)..... | 160 |
| v. | Alternativa E (VRM) | 161 |

1. Introdução

A indústria mineral vem enfrentando uma nova realidade quanto à adequação de seus processos frente às mudanças das características dos minérios, como a redução do teor do mineral de interesse, o aumento da energia demandada na sua cominuição e a redução nos tamanhos dos grãos, resultando na dificuldade em atingir o grau de liberação desejado.

Localizado no Estado de Minas Gerais, o Quadrilátero Ferrífero (QF) é uma importante região geológica do país, em função de suas ricas jazidas de minério de ferro. Foi assim denominado, devido à sua configuração que abriga os maiores depósitos que delimitam a região, formando uma área geométrica quadrangular. Minérios de ferro, tanto de alto quanto de baixo teor, são encontrados nessa região, sendo classificados como Hematitas e Itabiritos, respectivamente.

Com a escassez dos minérios hematíticos ao longo dos anos de 1970 e 1980, iniciou-se no Brasil o aproveitamento dos chamados Itabiritos, que são minérios com teores, tipicamente, entre 40 e 50% de ferro, usados exclusivamente na produção de *pellet feed*. Os Itabiritos do QF podem ser classificados em diferentes tipos, sendo os mais importantes, chamados de Itabiritos Friáveis (IF), e Itabiritos Compactos (IC) e normalmente se diferenciam pelas distribuições de tamanhos do minério ROM. A mineradora Vale S.A., por exemplo, adotou uma metodologia de classificação baseada na granulometria do testemunho de sondagem após a britagem e peneiramento. Se após britagem e peneiramento da amostra oriunda do testemunho de sondagem, mais de 50% do material ficar retido na malha de 6,3mm, o Itabirito é classificado como IC, caso contrário ele é classificado como IF (Rodrigues, 2014).

Nesse sentido, a diminuição cada vez mais acentuada dos teores, associada às disseminações mais finas dos Itabiritos, têm resultado no aumento da demanda por moagens cada vez mais eficientes, bem como por processos de beneficiamento que objetivem a maximização da recuperação e a redução dos custos operacionais.

Aliado a isso, uma grande expectativa de aumento da demanda de *pellet feed* vem sendo guiada pela redução do abastecimento doméstico na China e por uma restrição

cada vez maior quanto à disponibilidade e qualidade de minérios para a produção de *sinter feed*. Dessa forma, o aproveitamento de minérios mais pobres (antes considerados como estéreis) visando a maximização das reservas e o aprofundamento das cavas nas lavras existentes, demanda não só adequações nas rotas já existentes, como também o desenvolvimento de novos projetos com o objetivo de explorar ao máximo os ativos operacionais.

Investimento e crescimento são duas variáveis correlacionadas. Decisões que envolvem investimento de capital (ou CAPEX – do inglês - *capital expenditure*) constituem um enorme desafio para o futuro de uma empresa, uma vez que imobilizam grandes volumes de recursos em longos períodos de tempo. Decisões nessa esfera asseguram seu crescimento e sobrevivência à medida que agregam valor.

Além disso, as novas demandas surgidas com o crescimento da economia brasileira em diferentes setores, incluindo aviação, ferrovias e energia, têm levado a indústria local a dedicar uma atenção cada vez maior a soluções tecnológicas capazes de agregar valor ao processo produtivo. O impacto potencial desses benefícios, como o aumento da eficiência energética, é diretamente proporcional ao desenvolvimento de técnicas importantes para melhorar a produção e o momento é favorável para isso. Existe hoje um interesse muito maior em aplicar tecnologias inovadoras em benefício do mercado do que nos últimos 30 anos.

Empresas estão se ajustando a uma nova economia, adequando seus custos e aumentando a sua produtividade. Em um mundo tão competitivo e de crescentes incertezas, a flexibilidade operacional e o planejamento estratégico estão sendo reconhecidos, cada vez mais, como de vital importância para o sucesso das empresas a longo prazo.

Algumas questões são evidentes: os preços das commodities oscilam; minérios de alto teor e largos depósitos de fácil processamento de minérios são incomuns; e a eficiência energética é de interesse geral. No entanto, a indústria mineral está buscando se adaptar tal qual às mudanças do ambiente econômico, especialmente no campo da cominuição. O processo de cominuição é o maior consumidor de energia no processamento de minerais e quanto maior a resistência do minério à cominuição, maiores tendem a ser os custos de investimento e de operação (Charles & Gallagher, 1982; Abouzeid & Fuerstenau, 2009 *apud* Rosario, 2010).

A estimativa dos custos de capital e operacionais de minas e usinas têm sido há tempos ingredientes necessários nos estudos de viabilidade econômica da indústria mineral. Embora muitos profissionais tenham usado com sucesso algumas “regras gerais” e fatores de estimativa por muitos anos, ainda assim, é necessário um grande esforço tanto para se preparar uma estimativa inicial, quanto para se atualizar ou revisar estimativas existentes (Petrick & Dewey, 1987).

O projeto adequado de um circuito de cominuição é uma tarefa crítica, especialmente, quando se trata do processamento de minérios mais compactos. Sendo assim, a definição do circuito mais apropriado é de extrema importância, não só pela escolha dos equipamentos mas também pelo fato de como eles serão configurados. As configurações podem variar significativamente, sejam elas para projetos *greenfield* (que partem do “zero”), *brownfield* (que surgem de áreas de projetos já existentes) ou de modificação de rotas existentes (Barratt & Sherman, 2002 *apud* Rosario, 2010).

Os circuitos de cominuição convencionais adotados nos projetos de beneficiamento de minério de ferro itabiríticos contemplam, tradicionalmente, quatro estágios de britagem seguidos por moagem em moinho de bolas. Embora seja um circuito amplamente utilizado no processamento de minérios de ferro e reconhecidamente bem-sucedido até então, caracteriza-se também pela sua complexidade, demandando, conseqüentemente, elevado esforço de manutenção e extensa área de construção.

Atualmente é de extrema importância o desenvolvimento de abordagens inovadoras que possam lidar com a necessidade crescente de materiais e com as limitações intrínsecas de recursos naturais da Terra. Nesse sentido, rotas alternativas de processamento de minérios de baixo teor vêm sendo analisadas sob o ponto de vista da eficiência da cominuição, e dos custos de investimento (CAPEX) e de operação (OPEX – do inglês – *operating expense*), visando minimizar o consumo de energia, a geração de finos, a influência da variabilidade do minério e melhorar a recuperação a configuração do circuito, quanto ao retorno esperado.

2. Objetivo

Avaliar, com o auxílio da simulação computacional e da caracterização para a cominuição, as rotas mais atrativas de beneficiamento de um minério de ferro itabirítico hipotético, sob o ponto de vista da eficiência da cominuição, do custo de investimento e do custo de operação.

3. Revisão Bibliográfica

3.1 O Setor Mineral e seus Aspectos com Ênfase em Minério de Ferro

O Brasil ocupa um lugar de destaque no setor mineral mundial em grande parte proporcionado pela sua vasta extensão territorial, plataforma continental e a zona econômica exclusiva. Tal situação é consequência dos diferentes territórios e formações geológicas que consolidam uma ampla diversidade de minérios, que gera uma produção em torno de 72 substâncias minerais, das quais 23 são metálicas, 45 não metálicas e 04 energéticas (IBRAM, 2015).

O setor mineral é a base de diversas cadeias produtivas que geram o padrão de consumo da sociedade moderna. O minério de ferro, por exemplo, é considerado como essencial para o país, não só pela sua importância nas exportações, mas também pelo potencial catalisador do desenvolvimento local/regional e da indústria a partir da transformação mineral. Em 1990, por exemplo, a China importava 2% do minério de ferro brasileiro e esta substância representava 5% nas exportações totais brasileiras. Duas décadas depois, em 2013, esses percentuais passaram para 51% e 13%, respectivamente (DNPM, 2014 e Itaú, 2013).

De acordo com dados do IBRAM (2015), as reservas medidas e indicadas de minério de ferro no Brasil alcançam 29 bilhões de toneladas, situando o país em terceiro lugar em relação às reservas mundiais, de 180 bilhões de toneladas. Entretanto, considerando as reservas em termos de ferro contido no minério, o Brasil assume lugar de destaque no cenário internacional. Isso se deve ao alto teor encontrado nos minérios Hematíticos (em média 60% de teor ferro) e Itabiríticos (em média 50% de teor ferro).

O mercado mundial tende a manter a dependência das exportações de minério de ferro australianas e brasileiras. Estes dois países possuem um *market share* de cerca de 70%. Além disso, há uma contribuição acentuada de novos projetos no médio prazo, o que irá influenciar a curva de oferta e de demanda do minério entregue principalmente à China (Figura 1).

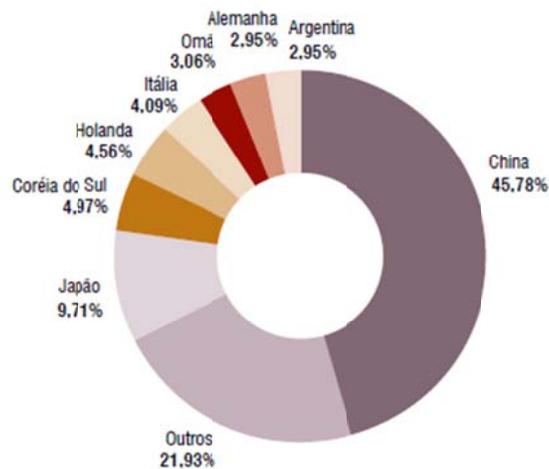
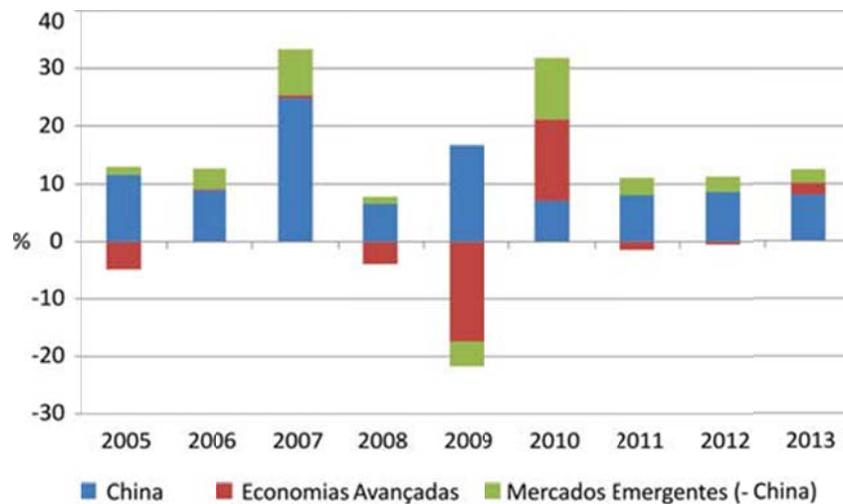


Figura 1 - Principais países compradores do minério de ferro Brasileiro (IBRAM, 2012)

No entanto, embora as projeções expansivas prevaleçam, sabe-se que, no longo prazo, o mercado de bens minerais está sujeito a oscilações dos ciclos de negócios e, muitas vezes, oscilações abruptas.

A queda dos preços no final de 2008 afetou negativamente o mercado de *commodities* minerais. Este cenário de moderação do dinamismo da economia mundial desde a crise financeira de 2008 tem de fato repercutido no comportamento dos preços das principais *commodities*. Este comportamento tem sido atribuído às moderadas taxas de crescimento da demanda global de metais (Figura 2), à entrada em operação de novas minas (com o aumento da oferta de metais), aos estoques de metais que ainda permaneceram com níveis históricos elevados e sobretudo a uma menor taxa de crescimento da China, responsável por cerca de 45% do consumo global de metais (DNPM, 2014).



Fonte:FMI (2014) modificado

Figura 2 - Taxas de crescimento (+) e retração (-) do consumo global de metais de 2005 a 2013 (DNPM, 2014)

O fenômeno de redução dos preços de metais tem sido atribuído à proximidade do fim de um superciclo das *commodities* minerais, apesar deste fenômeno ser ainda motivo de debate.

Apesar da fraca demanda do minério de ferro e dos seus preços estarem em constante declínio (Figura 3), as mineradoras continuam extraíndo cada vez mais este bem mineral. A Rio Tinto PLC e a BHP Billiton, na Austrália, e a Vale SA, no Brasil (as três maiores produtoras de minério de ferro no mundo), estão elevando sua produção na expectativa de que a enorme eficiência de escala as leve à lucratividade, apesar dos preços serem hoje a metade do que eram há quatro anos. Essas empresas também estão apostando que os preços mais baixos vão forçar concorrentes com custos maiores a sair do mercado, dando a elas maior poder de formação de preço no longo prazo (The Wall Street Journal, 2014).



Figura 3 - Índice de Preço de Minério de Ferro à vista - Platts, 62% Fe US\$/dmt (The Steel Index, 2015; Metal Bulletin, 2015 & Platts, 2015 *apud* Vale, 2015)

Isso revela a necessidade de diversificar tanto a produção quanto os mercados, especialmente no caso do minério de ferro. Segundo estudos do banco Credit Suisse, no médio prazo, estaremos diante de desafios técnicos e logísticos, uma vez que a qualidade do minério estaria em declínio e não será suficiente para enfrentar as concorrências internacionais (IBRAM, 2015).

3.2 Investimentos no Setor Mineral e a Importância do Minério de Ferro

O setor mineral se caracteriza pela necessidade de elevados investimentos para a realização das bases produtivas de extração mineral, que são amortizados ao longo do ciclo produtivo. O Brasil vivencia nos últimos anos forte crescimento nos investimentos em pesquisa, desenvolvimento e inovação. Do ponto de vista empresarial, revela-se uma maior conscientização sobre a necessidade de avançar na produtividade e na competitividade em um mundo globalizado. A Figura 4 mostra, de acordo com os dados do IBRAM (2015), os investimentos totais previstos no setor mineral até 2018 no Brasil e

logo em seguida, na Tabela 1, os investimentos por tipo de minério até 2016 (IBRAM, 2012), destacando-se a importância do minério de ferro para a economia brasileira.

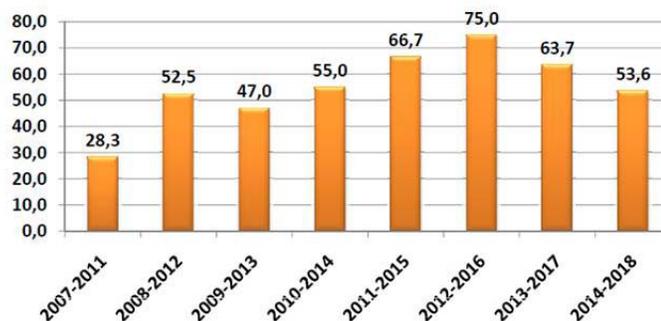


Figura 4 - Investimentos no setor mineral em bilhões de US\$ - Apuração anual para períodos de 5 anos (IBRAM, 2015)

Tabela 1 - Investimentos previstos no setor mineral por minério – 2012 a 2016 (IBRAM, 2012)

| Investimento por Minério | US\$ Milhões |
|--------------------------|---------------|
| Ferro | 46.032 |
| Potássio | 7.872 |
| Terras Raras | 3.743 |
| Cadeia de Alumínio | 3.417 |
| Níquel | 3.345 |
| Agregados | 3.296 |
| Cobre | 2.043 |
| Ouro | 1.725 |
| Fosfato | 1.005 |
| Calcário | 993 |
| Zinco | 463 |
| Manganês | 387 |
| Cromita | 200 |
| Nióbio | 193 |
| Chumbo | 148 |
| Vanádio | 129 |
| Total | 74.991 |

A indústria mineral brasileira é uma das que mais investem no país. Como observado nos dados da Tabela 1, entre 2012 e 2016, a expectativa é que o setor invista cerca de US\$ 75 bilhões, dos quais mais de 60% serão destinados à extração de minério de ferro. Já na Tabela 2 pode-se analisar a produção de minério de ferro estimada até 2016, que deve permanecer ainda por muito tempo como a principal *commodity* mineral para a economia brasileira, atraindo grandes investimentos em novos projetos.

Tabela 2 - Produção de minério de ferro estimada (IBRAM, 2012)

| Ranking | Empresa / Ano | 2011 | 2012 | 2015 | 2016 |
|---------|-----------------------|---------|---------|---------|---------|
| 1 | Vale | 311.800 | 360.000 | 425.000 | 425.000 |
| 2 | CSN | 20.100 | 30.000 | 89.000 | 89.000 |
| 3 | Samarco | 23.223 | 24.000 | 30.500 | 30.500 |
| 4 | Ferrous Resources | - | 3.000 | 23.000 | 40.000 |
| 5 | Outros | - | - | 15.000 | 20.000 |
| 6 | MMX | 7.500 | 13.000 | 42.500 | 42.500 |
| 7 | Usiminas | 6.300 | 12.000 | 29.000 | 29.000 |
| 8 | Namisa | - | 8.000 | - | - |
| 9 | Anglo American | - | 5.500 | 35.000 | 35.000 |
| 10 | Mineração Corumbaense | - | 5.000 | 10.000 | 10.000 |
| 11 | V&M | - | 5.000 | 5.000 | 5.000 |
| 12 | Arcelor Mittal | - | 4.300 | 15.000 | 15.000 |
| 13 | Mhag | - | 1.000 | 12.000 | 12.000 |
| 14 | Bahia Mineração | - | - | 20.000 | 20.000 |
| 15 | Bemisa | - | - | 2.000 | 5.000 |
| 16 | Manabi | - | - | - | 31.000 |

No entanto, vale destacar que existem riscos associados a esse cenário. Os novos projetos dependerão de questões como o novo marco regulatório, licenças ambientais e investimentos em infraestrutura logística para transporte do minério até o porto, o que já representa um enorme desafio para o setor. Além disso, enfrentar a diminuição cada vez mais acentuada dos teores e a adequação de seus processos frente as mudanças das características dos minérios, em um cenário de preços em queda puxado pela desaceleração da economia chinesa, tornam o ambiente de negócios ainda mais desafiador.

Por um lado, essa redução cada vez mais acentuada dos teores ajuda a criar estímulos ao desenvolvimento de soluções inovadoras e adequadas à sua exploração, adaptadas às novas condições. Por outro, uma vez que a recuperação do mineral de interesse é reduzida e os investimentos demandados são elevados, novas alternativas de compensação a essas perdas devem ser contempladas, com a criação de novos produtos ou o aumento da eficiência dos processos existentes.

De acordo com Furtado & Urias (2013), a dinâmica tecnológica na mineração é estreitamente ligada à dinâmica econômica. Em períodos de demanda aquecida, os preços sobem e, mesmo jazidas antes consideradas menos rentáveis se tornam viáveis, desestimulando os detentores das melhores reservas a investir em aperfeiçoamento tecnológico. Ao mesmo tempo, os preços altos estimulam a entrada de outros produtores que, para encontrar e viabilizar novas minas, são obrigados a desenvolver e empregar tecnologias diferenciadas, detendo ou até derrubando a alta dos preços, se a demanda se estabilizar. Sendo assim, os produtores tradicionais são, então, obrigados a se modernizar para continuar competitivos.

O crescimento econômico provoca aumento de demanda, que acelera o processo de escassez das matérias-primas e, conseqüentemente, impõe avanços tecnológicos na mineração ou cria alternativas a ela. Os avanços tecnológicos levam ao aumento da eficiência e da lucratividade, que estimulam os investimentos, expandem a oferta e trazem crescimento econômico. Se não houver resposta tecnológica à escassez, os preços sobem, as margens caem (tornando a extração mais difícil e mais cara) e o consumo diminui, desencadeando a desaceleração e a crise. Em momentos de crise, não há excedentes para o investimento necessário na melhoria da tecnologia nem tolerância ao risco que toda mudança tecnológica impõe.

3.3 Conceitos de Cominuição

O aproveitamento de matérias-primas minerais requer, invariavelmente, alguma forma de processamento ou tratamento. A intensidade necessária desse processamento depende do teor do minério na jazida e da especificação desejada do produto. A fim de atingir essa especificação torna-se necessária a concentração do minério.

O tratamento de minérios consiste das operações que visam a modificação da granulometria, da concentração relativa das espécies minerais presentes ou a forma, sem que a identidade química ou física dos minerais seja modificada. De um modo geral, é subdividido nas etapas de preparação, concentração e desaguamento, sendo a primeira relacionada às operações de cominuição e separação por tamanhos.

Nos casos de minérios de alto teor (cada vez mais raros), a etapa de preparação já é suficientemente responsável por gerar o produto final vendável, na especificação adequada. No entanto, na maior parte dos casos, é necessária a concentração e a remoção dos contaminantes presentes.

A concentração do minério requer que os minerais estejam, ao menos parcialmente, fisicamente liberados e, para isso, é necessário que os mesmos sejam submetidos a operações de redução de tamanho por britagem e/ou moagem, que compreendem o processo de cominuição. Nesse sentido, os equipamentos de cominuição vêm sendo cada vez mais exigidos uma vez que os minérios vêm se mostrando cada vez mais competentes.

Na visão de Beraldo (1987), é imprescindível a obtenção de elevado grau de liberação para se atingir concentrados com teores adequados à uma recuperação razoável do mineral útil. Tanto o teor de concentrado quanto a recuperação do mineral útil são influenciados pelo grau de cominuição.

Para Rosario (2010), a ação da quebra também é responsável pela nova superfície gerada, fundamental para processos subsequentes como flotação e lixiviação. Isso se deve ao fato de que, quando ocorre fratura, parte da energia estocada transforma-se em energia livre de superfície, que é uma energia potencial dos átomos da nova superfície formada. Devido a esse aumento de energia, as superfícies quando recém-formadas são

quimicamente mais ativas e portanto, se oxidam mais facilmente como também tornam-se mais adequadas à ação dos reagentes de flotação (Figueira *et al.*, 2004).

Além dessa importância estratégica no tratamento de minérios, a cominuição é responsável por uma parcela significativa dos custos operacionais, principalmente em termos de consumo energético. Sendo assim, a definição do circuito mais eficiente é extremamente relevante, não só pela escolha dos equipamentos mas também pelo fato de como eles serão configurados como parte de um circuito.

Infelizmente, com exceção de casos muito favoráveis, os minerais não se separam perfeitamente, e muitas partículas irão conter uma mistura de duas ou mais espécies minerais. Pode-se dizer que a maneira comercialmente empregada capaz de atingir a liberação desses materiais na indústria é através da aplicação de elevadas quantidades de energia mecânica em britadores e moinhos, resultando na produção de partículas finas, apresentando maior probabilidade de se encontrarem liberadas (Wills & Napier-Munn, 2006).

Como as operações de cominuição são, normalmente, estagiadas, tradicionalmente são divididas pela faixa granulométrica da alimentação e do produto. No passado, o processo de britagem era geralmente entendido como a etapa responsável pela cominuição de material acima de 25mm (1”) e a moagem pela quebra abaixo desse tamanho (Kelly & Spottiswood, 1982). Entretanto, atualmente, não há uma definição suficientemente clara, especialmente ao se considerar os avanços tecnológicos dos equipamentos.

Britadores têm demonstrado ampla aplicabilidade na cominuição de partículas com granulometrias cada vez mais finas e alguns tipos de moinhos tubulares, como os moinhos autógenos e semi-autógenos, têm sido alimentados diretamente com material *run of mine* (ROM), muitas vezes realizando toda a redução de tamanho requerida em um único estágio.

Portanto, é comum definir a moagem como a cominuição realizada em moinhos tubulares (independentemente do tamanho) e britagem como a cominuição realizada em todos os outros equipamentos (em particular aqueles dedicados à cominuição grossa), embora alguns autores também enfatizem as diferenças entre os mecanismos de quebra predominantes em cada etapa.

De acordo com Wills & Napier-Munn (2006), os principais mecanismos de quebra envolvidos na etapa de britagem são a compressão das partículas entre superfícies rígidas e o impacto contra superfícies, cujo movimento é, de alguma forma, restrito. Já na moagem, as partículas são reduzidas de tamanho, principalmente, pela ação do impacto e da abrasão, causadas pela ação da carga do moinho em movimento livre. Nesse sentido, as principais diferenças entre os vários equipamentos estão tanto associadas aos métodos de aplicação de cargas quanto a aspectos mecânicos da aplicação desses esforços a diferentes tamanhos de partículas.

3.4 Equipamentos de Cominuição

3.4.1 Britadores

Há um grande número de tipos de britadores, sendo os mais comuns o britador de mandíbulas, giratório, cônico, de rolos, *sizer*, de impacto e de martelos. Esses britadores são normalmente classificados em função do mecanismo predominante usado, se compressão ou impacto, e são aplicados de acordo com a faixa de operação e capacidade.

Devido à necessidade de se alcançar razões de redução (RR) elevadas, a britagem normalmente se desenvolve de forma estagiada, sendo a primeira etapa classificada como primária, seguida das britagens secundária, terciária até a quaternária. A Tabela 3 resume algumas principais características dos tipos de britadores.

Tabela 3 - Principais características dos tipos de britadores (adaptado de Varela, 2011 e Figueira, 2004)

| Tipo | RR* Máxima | Configuração Típica | Capacidade Típica | Minérios Abrasivos | Material Úmido | Mecanismo Aplicado | Função Típica |
|-----------|----------------|---------------------------------|----------------------|-----------------------------------|-------------------|-----------------------|--------------------------|
| Mandíbula | 1:6 | Circuito Aberto | Baixa a Média | Adequado | Pouco Adequado | Compressão | Primária |
| Giratório | 1:7 (1:10) | Circuito Aberto | Média a Alta | Adequado | Pouco Adequado | Compressão | Primária / Secundária |
| Cônico | 1:4 | Circuito Fechado | Baixa a Média | Adequado | Pouco Adequado | Compressão | Secundária em diante |
| Impacto | 1:15 (1:60) | Circuito Aberto / Fechado | Média a Alta | Restrito SiO ₂ <12% | Pouco Adequado | Impacto | Primário / Secundário |
| Rolos | 1:4 | Circuito Aberto / Fechado | Média | Restrito SiO ₂ <10% | Adequado | Compressão | Primária / Secundária |
| Sizer | 1:4 (1:6) | Circuito Aberto / Fechado | Media a Alta | Restrito SiO ₂ <10% | Adequado | Impacto | Primária / Secundária |

* Razão de redução

Realizada quase sempre a seco e, normalmente, em múltiplos estágios, a britagem tem o objetivo de fragmentar os blocos provenientes da lavra até se obter um material adequado à alimentação da moagem. Sua eficiência tem um efeito significativo também para os processos subsequentes de classificação e concentração.

Os níveis de esforços e tensões são elevados na operação de britagem e, por essa razão, os britadores apresentam menor disponibilidade mecânica quando comparados aos moinhos. Por outro lado, são capazes de cominuir de forma mais energeticamente eficiente, uma vez que transferem energia diretamente, diferentemente dos moinhos.

3.4.2 Moinhos

Realizada normalmente a úmido, a moagem representa o último estágio dos processos de cominuição, onde partículas com granulometria entre 5 e 250 μm são reduzidas até tamanhos entre 10 e 300 μm , como resultado da ação do impacto e da abrasão. A moagem é normalmente realizada em recipientes cilíndricos, chamados moinhos tubulares, revestidos internamente com placas de aço e/ou borracha e provida de carga de corpos moedores livres para se mover dentro do equipamento, e assim, produzir a cominuição do minério.

A denominação do tipo de moinho depende do tipo de corpos moedores utilizado: moinhos de barras, de bolas, autógenos (os corpos moedores são partículas do próprio minério) e semi-autógenos (os corpos moedores são uma combinação de partículas do próprio minério e bolas de aço). A Tabela 4 resume algumas das principais características dos tipos de moinhos.

Tabela 4 - Principais características de alguns moinhos (adaptado de Figueira *et al.*, 2004)

| Tipo | Corpo Moedor | Configurações Típicas / Potenciais | Exemplo Aplicações | Vantagens / Desvantagens |
|------------------------------|---------------------------------------|---|--|--|
| Bolas | Bolas / Cylpebs | Segundo estágio de moagem e remoagens | Minério de Ferro | Fabricados em uma ampla faixa de relações comprimento/diâmetro, escolhida em função da granulometria da alimentação e do produto/Baixa eficiência energética |
| Autógeno (AG) | Partículas do próprio minério | Primeiro estágio de moagem em estágio único ou seguido de moinho de bolas / Vem competindo com britadores podendo substituir estágios de britagem | Minérios de Ouro, Ferro e Cobre | Elevada capacidade; Simplificação do circuito; Baixo CAPEX; Baixo OPEX) / Extremamente sensível à variabilidade da alimentação; Exige amplo conhecimento do minério; Elevado consumo energético |
| Semi-Autógeno (SAG) | Bolas + partículas do próprio minério | Primeiro estágio de moagem em estágio único ou seguido de moinho de bolas / Atualmente competem com britadores podendo substituir os estágios de britagem | Minérios de Ouro, Ferro, Bauxita e Cobre | Elevada capacidade; Simplificação do circuito; Baixo CAPEX; Mais independente da frente de lavra (comparado ao AG) / Moderadamente sensível à variabilidade da alimentação; Elevado consumo energético |
| Atritor / Vibratório / Torre | Bolas pequenas | Segundo estágio de moagem | Pós Cerâmicos, Químicos, Chumbo/Zinco | Uso eficiente da energia; Minimização da sobre moagem / Elevado consumo energético; Baixa capacidade |
| Rolos | Superfície dos rolos | Estágio único de moagem após a britagem | Calcário no Brasil | Permite alimentação mais grosseira comparado ao moinho de bolas; Maior eficiência energética / Pouco conhecimento quanto aplicação à outros tipos de minérios |
| HPGR | Rolos | Preparação para a remoagem (pelotizadoras) / substituição da britagem terciária seguido de moinho de bolas | Cimento, Diamante e alguns tipos de Minério de Ferro | Baixo consumo energético; Pouco influenciado pelas características da rocha; Melhor liberação; Operação a seco / CAPEX elevado; Tende a gerar mais finos; |

3.4.2.1 Aspectos Operacionais

A operação dos moinhos de bolas é realizada em função do grau de enchimento, que é a fração de volume interno aparente ocupado pela carga de bolas, e da velocidade de rotação como sendo uma fração da velocidade crítica (na qual as bolas estão em regime centrífugo). Figueira *et al.* (2004) afirma que o tamanho dos corpos moedores é um dos principais fatores que afetam a eficiência e a capacidade do moinho. O tamanho próprio das bolas a serem adicionadas num moinho em operação deve ser adequado para quebrar as maiores partículas da alimentação. Entretanto, este tamanho não pode ser sobredimensionado, pois o número de contatos de quebra será reduzido assim como a capacidade do moinho.

Em relação aos moinhos AG/SAG, Bergerman (2009) ressalta os principais fatores que afetam a operacionalidade desse equipamento: distúrbios relacionados às características do minério alimentado, variáveis do equipamento e variáveis operacionais. Distúrbios como a resistência à moagem, distribuição granulométrica e densidade devem ser identificados e compensados com controles rígidos operacionais. Variáveis do equipamento como a velocidade de rotação, distribuição do tamanho de bolas, quantidade de carga e área aberta da grelha devem ser previamente avaliadas, levando em conta as características intrínsecas dos minérios atuais e futuros. Além disso, o percentual de sólidos, carga circulante, grau de enchimento e velocidade devem ser também adequados à situação em curso. Pode-se citar que a carga de bolas varia de 0% (AG) até 20% em volume, sendo que 12% é um valor típico em operações de moinhos SAG. O total da carga (polpa mais bolas) encontra-se entre 20% e 35% e a polpa tem seu percentual de sólidos variando tipicamente de 65% a 75% (Sepulveda 2008 *apud* Rosario, 2010).

Sendo assim, moinhos AG demandam um amplo conhecimento do minério já que seus próprios fragmentos atuam como os corpos moedores e, por isso, são extremamente sensíveis às variações da alimentação (moabilidade e distribuição granulométrica). Moinhos SAG também demandam esses cuidados, apesar de apresentarem um pouco mais de flexibilidade pela carga de bolas adicionada, tornando-o mais independente da frente de lavra.

Um conceito importante para o estudo da moagem AG é o tamanho crítico, que resulta em uma diminuição da taxa de quebra (velocidade de quebra das partículas). Para evitar e/ou minimizar a formação dessa fração, que tende a se acumular no interior do moinho, diminuindo seu desempenho, recomenda-se a moagem SAG e, algumas vezes, a instalação de aberturas maiores de descarga (denominadas *pebble ports*), que permitem a retirada desses fragmentos. Normalmente, a fração descarregada é classificada e o material retido é encaminhado para um britador de reciclo, denominado britador de pebbles, cujo produto normalmente retorna ao moinho. Vale destacar também a questão da acumulação de polpa no interior do moinho SAG/AG, fenômeno chamado de *slurry pool*, que ocorre quando o volume de polpa a ser descarregado do moinho é maior que a capacidade de descarga do descarregador de polpa. Em outras palavras, quando o volume de polpa excede a porosidade total da carga moedora, uma piscina é formada ao longo do comprimento do moinho prejudicando severamente o seu desempenho, resultando em baixa eficiência, queda de potência do equipamento e engrossamento do produto.

Em relação aos aspectos operacionais do moinho de rolos e anel, entendido como uma das tendências em cominuição, pode-se afirmar que a cominuição de fato ocorre a seco entre uma mesa plana de moagem rotativa e os rolos cônicos. O ângulo dos rolos em relação ao plano da mesa rotativa afeta as forças de cisalhamento entre as duas superfícies. Ao ajustar esse ângulo, as forças de cisalhamento podem ser maximizadas ou minimizadas, o que afeta, significativamente, a quantidade de material ultrafino gerado, bem como o consumo energético e desgaste específicos (Gerold *et al.*, 2012). Nesse sentido, quando as forças de cisalhamento são reduzidas a configuração caracteriza-se como sendo de rolos *shear-free*. Além disso, o equipamento pode operar em modo *airflow* (quando a classificação é realizada internamente no moinho) ou *overflow* (quando a classificação é externa).

Uma das principais vantagens desse equipamento é o baixo consumo de energia, ainda mais quando comparado ao moinho de bolas. No entanto, existem outros consumos de energia associados ao equipamento, como o consumo energético dos ventiladores, que podem ser tão significativos quanto ao consumo do eixo do moinho. Por outro lado, a Loesche® sugere também que melhorias possam ser alcançadas quanto a liberação do mineral e, posteriormente, quanto à recuperação, redução dos gastos com água pela moagem a seco, britagem e moagem em um processo de estágio único, controle de processo simplificado e baixos custos operacionais (Loesche®, 2009). Potencialmente, o

moinho de rolos vertical apresenta outras vantagens quando comparado à moagem convencional em moinho de bolas. Ele permite a alimentação de um material mais grosso (80-120mm) e ajustes de pressão de moagem, de forma que ele possa lidar com flutuações da distribuição granulométrica da alimentação, dureza e umidade (Schaefer, 2001).

Outra tecnologia alternativa ao processamento de minérios de forma mais eficiente é o moinho de rolos de alta pressão (HPGR – do inglês - *High Pressure Grinding Rolls*). Alguns fatores que contribuíram para seu crescente sucesso foram a faixa granulométrica do produto e o baixo consumo energético. Além disso, é um equipamento que pode lidar com capacidades relativamente altas e é muito pouco influenciado pelas características da rocha. A cominuição de fato é realizada através da compressão em alta pressão de um leito de partículas, que resulta em uma tensão elevada entre-partículas e tende a proporcionar uma melhor liberação além de enfraquecer o material para etapas do processo posteriores (Will & Napier-Munn, 2006). Por outro lado, a umidade é um fator que pode influenciar negativamente a capacidade e até o funcionamento do equipamento. Estudos indicaram que, para o processamento de um típico minério de ferro itabirítico brasileiro, a capacidade específica pode ser reduzida em até 10% com um teor de umidade em torno de 9% (Ribeiro *et al.*, 2010). A pressão de moagem também é uma variável importante, uma vez que o seu aumento pode acarretar em uma geração excessiva de material ultrafino.

De acordo com Valery & Jankovic (2002) as faixas de dimensões das prensas de rolos encontram-se entre 1,0 a 2,4 metros de diâmetro e 0,8 a 1,6 metros de comprimento. A velocidade periférica é normalmente de 1,0 a 2,0 m/s e o consumo de energia (com medição em uma passagem única de material) pode variar entre 1,5 a 5 kWh/t. Os motores instalados podem atingir 4.500 kW e a capacidade nos maiores equipamentos pode chegar a mais de 2.000 t/h.

A aplicação do HPGR na cominuição encontra-se bem estabelecida no que diz respeito ao processamento de cimento, diamante e alguns tipos de minério de ferro (Broeckmann and Gardula, 2005 *apud* Rosario, 2010). Estudos mostram uma eficiência energética maior quando comparado aos moinhos tradicionais, vantagens por não requerer corpos moedores e maiores rendimentos em relação aos britadores cônicos. A recente implantação do projeto Minas-Rio (de propriedade da Anglo American) para o

processamento de um minério de ferro itabirítico, contempla a utilização da prensa de rolos após as britagens primária e secundária. O produto destina-se à alimentação da moagem em moinho de bolas, seguido de deslamagem e flotação. O projeto, que iniciou as suas operações no final de 2014, encontra-se em fase de *ramp-up* buscando a capacidade nominal (Mazzinghy *et al.*, 2015). Alguns resultados de estudos relacionados a esse projeto e ao processamento de minério de ferro itabiríticos brasileiros serão melhor abordados nos capítulos posteriores.

Tendo em vista a crescente necessidade de processamento de minérios com disseminação cada vez mais fina, a aplicação da moagem ultrafina encontra-se em ascensão. Essa operação, além de difícil, é dispendiosa principalmente em relação ao elevado consumo energético. Moinhos tubulares rotativos convencionais apresentam limites bem definidos em relação à sua capacidade de receber e transferir energia para os corpos moedores e, por conseguinte, às partículas. Além disso, para tamanhos inferiores a 30 μm , a moagem convencional também mostra-se altamente ineficiente devido a uma série de fatores, incluindo longos tempos de residência, taxas de quebra e razões de redução baixas, alto consumo de energia e de corpos moedores, bem como altos custos de investimento e manutenção. Isso ocorre por alguns motivos, sendo um deles o aumento da resistência das partículas à medida que elas diminuem de tamanho, pois defeitos mais críticos (responsáveis pela propagação de trincas) desaparecem (Tavares, 2005). Considerando essa crescente necessidade e as limitações da moagem convencional, foram desenvolvidos os moinhos atritores (também chamados de moinhos agitadores e de torre). O Vertimill[®] é um tipo de moinho atritor que usa como princípio a agitação dos corpos moedores.

3.5 Conceitos de Eficiência da Cominuição

Conforme já mencionado, o processo de cominuição é o maior consumidor de energia no processamento de minerais e quanto maior a dureza do minério, maiores tendem a ser os custos de investimento e de operação (Charles & Gallagher, 1982; Abouzeid & Fuerstenau, 2009 *apud* Rosario, 2010). A energia requerida no processo é uma função da razão de redução, granulometria do produto e dureza do material, ou seja, sua resistência à ruptura. Essa relação tem sido objeto de pesquisa há mais de um século.

É comumente aceito que, de toda energia usada nos circuitos de processamento mineral, cerca de 70% é gasta na cominuição de minérios. Além disso, estima-se que a cominuição consuma entre 2 a 3% da energia total no mundo (Batterham, 2011), o que se torna mais crítico, considerando que as etapas de britagem e moagem apresentam eficiências energéticas significativamente baixas.

Estima-se que dos 70% gastos na cominuição de minérios, de toda energia usada nos circuitos de processamento mineral, apenas 1 a 2% da energia aplicada é convertido de forma eficaz na geração de nova superfície (Tromans & Meech, 2002 *apud* Rosario, 2010). Essa combinação do uso intensivo de energia associado à característica ineficiente do processo cominuição abre uma grande janela de oportunidade quanto à economia de energia e custos, através da melhoria do processo.

Pryor (1965) *apud* Rosa (2013) resumiu os principais objetivos na busca pela eficiência da moagem:

- Diminuição do consumo de energia;
- Redução dos custos operacionais;
- Redução no desgaste dos corpos moedores e revestimentos;
- Aumento da quantidade de mineral liberado;
- Redução da participação dos minerais de ganga nos concentrados;
- Redução da percentagem dos minerais de interesse nos rejeitos.

É importante ressaltar que todos os objetivos citados acima estão correlacionados. O aumento da quantidade de mineral liberado, por exemplo, é essencial tanto para o alcance da redução dos minerais de ganga nos concentrados como para a redução dos

minerais de interesse nos rejeitos. A redução no desgaste, tanto dos corpos moedores quanto dos revestimentos, resulta na diminuição do consumo energético, o que tem o efeito benéfico de reduzir os custos operacionais.

Historicamente, essa alta demanda energética das operações de britagem e moagem tem sido alvo de pesquisas na busca por condições ótimas e ganhos no aproveitamento energético, uma vez que qualquer redução na energia consumida dessas etapas pode representar grande economia no processo como um todo.

Os conceitos mais tradicionais relacionados à eficiência da cominuição estão ligados ao consumo energético e à granulometria do produto. As três primeiras teorias da cominuição baseiam-se exatamente na quantidade de energia necessária para reduzir o tamanho de partícula de um material, cada uma à sua maneira. A lei de Rittinger (1867) propôs que a energia necessária à redução de tamanho era proporcional à nova área de superfície criada. Já Kick (1885) afirmou que o consumo energético era proporcional à razão de redução. No entanto, essas suposições apresentavam fundamentações teóricas duvidosas e provocaram grande discussão pelas diferenças geradas entre os seus resultados, culminando no trabalho de Bond (1952). Bond desenvolveu um método de grande importância, através de uma metodologia empírica de escalonamento de moinhos, baseada em ensaios de britagem e de moagem em ciclo fechado em laboratório, expressa pela equação:

$$E = 10 * W_i * \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad \text{Eq. 1}$$

onde, W_i representa o índice de trabalho de Bond ou *Work Index* em kWh/t, P_{80} refere-se à malha (em micrômetros) que permite a passagem de 80% das partículas no produto, F_{80} refere-se à malha (em micrômetros) que permite a passagem de 80% das partículas na alimentação.

O W_i varia com o material e foi definido como a energia necessária para se reduzir o material a partir de um tamanho teórico infinito até um 80% passante em 100 μm . Determinado experimentalmente a partir dos ensaios em batelada realizados em laboratório, o W_i também pode ser calculado através da equação de Bond, uma vez que os dados de consumo energético e granulometria de circuitos industriais são conhecidos.

O trabalho de Walker *et al.* (1937) propôs que a cominuição podia ser expressa, de forma geral, por meio da equação diferencial:

$$dE = -K \frac{dx}{x^n} \quad \text{Eq. 2}$$

sendo, E a energia específica (por unidade de massa) necessária para um determinado processo de cominuição, x o tamanho representativo das partículas, n o expoente que indica a ordem do processo, e K uma constante relacionada com o material e com o sistema de unidades selecionado. Se o expoente n da Eq. 2 é substituído por 1, 1,5 e 2, as leis da cominuição de Kick, Bond e Rittinger, respectivamente podem ser obtidas, por meio de integração (Hukki, 1962).

Embora o método de Bond seja o mais utilizado até hoje com relativo sucesso, seu trabalho baseou-se em dados empíricos e, por isso, tornou-se sujeito a desvios quando aplicado a certas operações, cujos parâmetros fugiam das condições por ele estudadas. Sendo assim, constantes de correção foram posteriormente propostas por Bond e Rowland, de modo que fossem aplicadas às operações com condições distintas àquelas inicialmente propostas. Esses fatores são aplicados a partir do W_i obtido no ensaio padrão de Bond e ajustados para os parâmetros operacionais do moinho industrial em questão.

Alguns exemplos de condições específicas em que Bond se baseou são: o diâmetro do moinho, sendo 8 pés, operação a úmido e em circuito fechado no caso de moinho de bolas e operação a úmido e em circuito aberto para moinho de barras. As constantes de correção propostas visam, por exemplo, ampliar a faixa de tamanhos dos moinhos (considerando diâmetros diferentes) e contemplar certas ineficiências de processo, como nos seguintes casos:

- Operação a seco em comparação com a operação a úmido: considera-se a via a seco, geralmente, 30% menos eficiente (fator de Rowland, 1980);
- Circuito aberto para moinho de bolas em função da granulometria do produto: um fator de ineficiência é atribuído a esta configuração em função da granulometria do produto exigida;
- Granulometria da alimentação e do produto: considera-se uma faixa granulométrica ideal da alimentação e um fator também é aplicado em casos de operação que apresentem um P_{80} inferior a 0,075mm;

- Razão de redução para moinho de bolas: em casos em que o valor for inferior a 6;

Atualmente acredita-se que nenhuma dessas leis citadas acima possa ser usada indiscriminadamente e que nenhuma delas também possa ser de aplicação geral. Assim concluiu Hukki (1962), após revisar uma ampla faixa de equipamentos de cominuição industriais e condições operacionais, que existem regiões de aplicabilidade para cada uma dessas leis da cominuição (Figura 5).

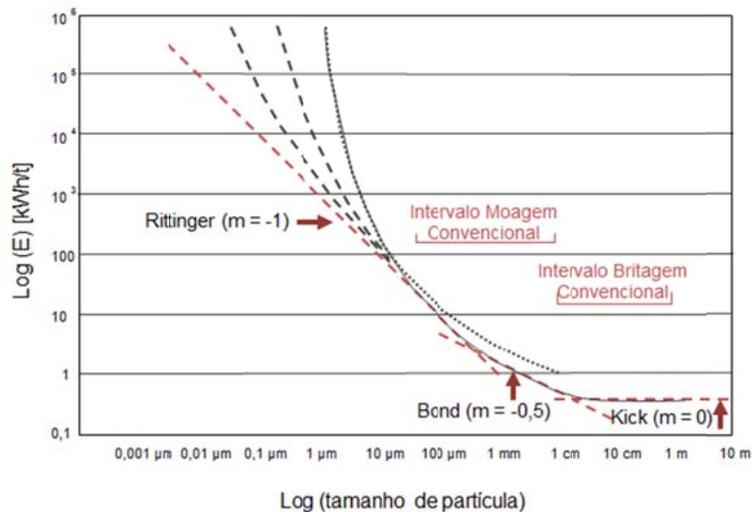


Figura 5 - Energia específica em função do tamanho de partícula de acordo com as diferentes Leis da Cominuição (adaptado de Hukki, 1962)

A partir da Figura 5, observa-se que a Lei de Kick é mais adequada à faixas de tamanhos típicos da britagem. Já a Lei de Bond aplica-se de forma mais apropriada a moinhos de bolas e barras, enquanto a Lei de Rittinger oferece uma descrição mais razoável para faixas de tamanhos mais finos. Dessa forma, a equação de Hukki demonstra que a constante de proporcionalidade depende do tamanho da partícula e que a energia necessária para fratura de uma partícula aumenta à medida que o seu diâmetro diminui.

Embora as teorias apresentadas encontrem certa aplicação na indústria, os modelos são alvos de diversas críticas devido às inerentes limitações. O modelo de Bond, por exemplo, é utilizado até hoje com relativo sucesso, principalmente, devido à sua praticidade na estimativa do consumo energético demandado na moagem e pela razoável

estimativa em relação ao consumo energético real em moinhos industriais. No entanto, apresenta grande deficiência ao ser aplicado para alimentações do moinho de bolas provenientes de moinhos autógenos e semi-autógenos, por exemplo, por não prever a quantidade de finos que já poderia existir intrinsicamente no minério.

Austin *et al.* (1984) *apud* Carvalho (2009) lembram que qualquer distribuição de alimentação que não atenda às características estabelecidas por Bond pode fornecer resultados irrealistas, uma vez que o método é baseado em correlacionar a energia específica necessária para transformar uma alimentação grossa em produto fino, presumindo que a forma da distribuição granulométrica permanece relativamente constante. Sabe-se também que essa metodologia apresenta discrepâncias médias em torno de 20% em relação ao consumo energético real (Herbst & Fuerstenau, 1973).

Com base nessas revisões, pode-se afirmar que esses modelos propõem uma descrição apenas macroscópica da cominuição. Eles não consideram o transporte de partículas e o consumo de energia que não resulta em quebra. Com o intuito de superar essas limitações, pesquisadores começaram a considerar a quebra e o transporte em diferentes níveis de complexidade (Napier-Munn *et al.*, 1996)

Devido à importância estratégica e econômica que a cominuição representa nas usinas de beneficiamento, a busca pela eficiência desse processo torna-se cada vez mais essencial nos dias atuais. A eficiência da cominuição vai muito além da praticidade de se relacionar a granulometria e o consumo energético dos modelos tradicionais e o desenvolvimento da tecnologia computacional permitiu consideráveis avanços na modelagem nesse sentido.

3.6 Avanços da Modelagem e Simulação na Cominuição

Diante das limitações dos modelos tradicionais apresentadas na seção anterior, o modelo de balanço populacional surge como uma ferramenta para desenvolver a modelagem fenomenológica, que permite levar em conta os microprocessos que ocorrem no interior de um equipamento de redução de tamanho de partícula e descrevê-los matematicamente. De acordo com Napier-Munn *et al.* (1996), o modelo para moinhos consiste de equações que compreendem as propriedades médias do material (como a distribuição e a taxa de quebra). No caso dos britadores, o modelo compreende uma seqüência de eventos de classificação e quebra.

Carvalho (2009) relembra que alguns autores (Herbst & Rajamani, 1982 e Austin *et al.*, 1984) propuseram metodologias de escalonamento de moinhos tubulares baseadas no modelo do balanço populacional. A popularidade do modelo fez com que alguns grupos seguissem diferentes linhas de pensamento nos seus modelos de cominuição baseados no modelo do balanço populacional, como Herbst e Fuerstenau (1980), Austin *et al.* (1984) e Whiten (1972).

O desenvolvimento da tecnologia computacional permitiu avanços na modelagem tanto através do desenvolvimento de modelos de processo, como a partir do desenvolvimento de simuladores comerciais mais acessíveis para o usuário. É o caso do MODSIM, USIMPAC e JKSimMet, alguns dos mais importantes simuladores de processo para a área de tratamento de minérios. Esses simuladores contemplam modelos que descrevem matematicamente as operações unitárias das usinas de processamento mineral. No caso do processo de cominuição os modelos utilizados baseiam-se na modelagem de balanço populacional.

De uma forma geral e quando aplicada adequadamente, a simulação fornece ganhos consideráveis para engenheiros de processos oferecendo boas oportunidades de otimização de circuitos existentes e também para equipes que estão envolvidas com desenhos de processos e concepção de projetos.

3.7 Questões de Desgaste na Cominuição

Pode-se constatar, através dos dados de operações industriais, que a parcela significativa dos custos operacionais representada pelo processo de cominuição deve-se, especialmente, ao desgaste dos revestimentos e corpos moedores e ao elevado consumo energético.

As peças de desgaste dos britadores têm o propósito de proteger o equipamento do contato direto com o minério e são substituíveis quando atingem determinada espessura. A taxa de desgaste depende essencialmente da dureza das partes em contato (revestimento e minério) e do regime de aplicação dos esforços. Os mecanismos envolvidos compreendem basicamente compressão e impacto e os níveis de esforços e tensões são elevados.

Em princípio, os materiais que devem ser usados para o revestimento de britadores devem apresentar uma dureza superior à do material a ser britado. Uma peça muito resistente ao desgaste, mas que sofre ruptura prematura, é muito indesejável e, por isso, a tenacidade deve ser garantida, uma vez que os revestimentos precisam durar a ponto de desgastar o suficiente, mas não quebrar. Por essa razão, os britadores apresentam menor disponibilidade mecânica quando comparados aos moinhos. Por outro lado, são capazes de cominuir de forma mais energeticamente eficiente, uma vez que transferem energia diretamente, diferentemente dos moinhos.

Estruturalmente, os moinhos tubulares são constituídos por uma carcaça cilíndrica, revestida internamente com placas de aço ou borracha e provida com uma carga de corpos moedores. O movimento relativo dos corpos moedores é determinado pela ação de tamboramento, muito influenciada pelo revestimento que é fixado dentro da carcaça do moinho. A função dos revestimentos é proteger a carcaça contra o desgaste e prevenir o escorregamento dos corpos moedores, a fim de evitar um consumo de energia desnecessário.

Em relação aos corpos moedores, algumas de suas características como o tamanho e a forma influenciam significativamente os resultados da moagem. Para cada tamanho de partícula a ser moída existe um tamanho ideal de corpo moedor. Esses são fabricados em intervalos de $\frac{1}{2}$ polegada ou de 5 em 5 mm. Na maioria das aplicações de moagem, a

faixa de tamanho varia de 25 mm ou 1 polegada até 120 mm ou 5 polegadas (Von Krüger, 2004).

Além disso, devido ao fato dos moinhos operarem continuamente, em determinados intervalos de tempo são necessárias reposições dos corpos moedores consumidos. As bolas desgastadas são expulsas do interior do moinho pelo próprio fluxo do material cominuído. Von Krüger (2004) sinaliza que, normalmente, a expulsão ocorre quando as bolas atingem um diâmetro inferior a 15 mm.

Von Krüger (2004) enfatiza ainda duas teorias existentes que descrevem o mecanismo de desgaste dos corpos moedores no interior de um moinho. São elas a teoria de Davis (1919) e de Prentice (1943). Na visão de Davis, o desgaste dos corpos moedores é atribuído principalmente ao impacto e, portanto, à energia cinética da carga, que é função da sua massa ou volume. Para Prentice, a abrasão é considerada o fator determinante, sendo esta proporcional à superfície da carga (já que somente a mesma está exposta à abrasão).

De um modo geral, 75% do desgaste pode ser atribuído ao mecanismo abrasivo, embora as condições operacionais possam mudar substancialmente esse valor (Mintek, 1991 *apud* Von Krüger, 2004). A presença de água tende a agravar esse desgaste, resultado da ação corrosiva.

Nesse sentido, a abrasividade é um fator de grande relevância que pode ser utilizada para a determinação da taxa de desgaste, conforme demonstrado na Tabela 5.

Tabela 5 - Classificação de abrasividade de acordo com o parâmetro Ai (Tavares, 2005)

| Intervalo de valores do parâmetro Ai | | Classificação |
|--------------------------------------|------|---------------------|
| 0 | 0,10 | Baixa |
| 0,11 | 0,20 | Moderadamente baixa |
| 0,21 | 0,35 | Média |
| 0,36 | 0,55 | Moderadamente alta |
| 0,56 | - | Alta |

A autora tem informação que o consumo de corpos moedores de uma usina de processamento de minérios de ferro itabiríticos para produção de pellet-feed, com

moagem primária e secundária em moinhos de bolas, está, atualmente, na faixa de 0,9 kg/tonelada de minério processado. Existe um desafio para que esse número se mantenha constante ao longo dos próximos anos, mesmo com um aumento do teor de sílica no ROM, devido à queda do teor de ferro do minério. Isso se deve ao fato da presença de minerais como o quartzo aumentar a abrasividade do minério, tornando os corpos moedores mais suscetíveis à penetrabilidade da abrasão e diminuindo, portanto, a vida útil dos mesmos.

A partir da revisão da literatura, pode-se afirmar então que o impacto, a abrasão e a corrosão são os três principais mecanismos de desgaste em equipamentos de cominuição, sendo que as condições operacionais, o ambiente de moagem e as propriedades do material de desgaste podem influenciar a importância relativa de cada um. Sendo assim, é importante que uma previsão confiável do desgaste seja levada em consideração na análise de rotas e equipamentos de cominuição, tendo em vista o papel relevante que o mesmo representa na gestão e controle de custos de uma operação.

3.7.1 Estimativas do Desgaste de Revestimentos e Corpos Moedores

É comum utilizar informações do próprio fabricante em relação ao consumo das peças de desgaste. A Metso Minerals (fabricante de equipamentos de mineração), por exemplo, apresenta um método em seu manual de britadores, no qual o tempo de vida útil das peças de desgaste dos britadores cônicos é estimado através da equação:

$$LHr = LHr_{ref} * C1 * C2 * C3 * C4 \quad \text{Eq. 3}$$

sendo LHr a vida útil de peças de desgaste (em horas), Lhr_{ref} o valor de referência (em horas), $C1$ o fator de W_i , $C2$ o fator de A_i , $C3$ o fator de ajuste na posição fechada e $C4$ o fator associado ao tipo de câmara.

A Tabela 6 resume os valores de referência e os fatores de correção que devem ser aplicados para alguns tipos de britadores na estimativa da vida útil das peças.

Tabela 6 - Estimativa do tempo de vida útil das peças de desgaste de alguns britadores cônicos (baseado no manual Metso)

| Britador | LHR _{ref} | C1 | C2 | C3 | C4 |
|------------------------------------|--------------------|-----|-----|------|-----|
| 2° (HP 400) câmara padrão | 500 | 1,3 | 3,2 | 1,15 | 1 |
| 2° (HP 800) câmara padrão | 790 | 1,3 | 3,2 | 1,15 | 1 |
| 3° (HP 400) câmara padrão | 500 | 1,3 | 3,2 | 1,08 | 1 |
| 4° (HP 800) câmara cabeça curta | 790 | 1,3 | 3,2 | 0,9 | 0,9 |

Já para a estimativa da taxa de desgaste específica em britadores cônicos (Ω_E), a Metso também apresenta em seu manual uma correlação em função do índice de abrasividade de Bond (A_i), conforme a equação:

$$\Omega_E = 9,90 \times (A_i)^{0,79}, \text{ em g/kWh} \quad \text{Eq. 4}$$

Nesse sentido, diferentes abordagens têm surgido ao longo do tempo para prever a taxa de desgaste de revestimentos e corpos moedores. Algumas delas baseiam-se em ensaios de escala em bancada ou piloto (embora não representem efetivamente a realidade industrial), outras baseiam-se na análise de dados históricos operacionais, embora a confiabilidade do banco de dados, em alguns casos, possa ser questionada.

Segura (2014) relembra que vários autores têm proposto alguns modelos de desgaste a fim de superar essas limitações. Um dos modelos mais antigos foi proposto por Bond em 1963, no qual a taxa de consumo específico dos materiais consumíveis é estimada em função do índice de abrasividade (A_i) para diferentes equipamentos. A taxa de desgaste específica é representada por Ω_E em lb/kWh. As equações são apresentadas na Tabela 7.

Tabela 7 - Modelo de Bond (1963) para estimar a taxa de desgaste específica (em lb/kWh) de materiais de desgaste, baseado em equações empíricas (Adaptado de Segura, 2014)

| Equipamento | Material de Desgaste | Equação Proposta |
|---|----------------------|---|
| Moinho de Bolas a úmido | Bolas | $\Omega_E = 0,35 \times (A_i - 0,015)^{0,33}$ |
| | Revestimento | $\Omega_E = 0,026 \times (A_i - 0,015)^{0,3}$ |
| Moinho de Bolas a seco | Bolas | $\Omega_E = 0,05 \times (A_i)^{0,5}$ |
| | Revestimentos | $\Omega_E = 0,005 \times (A_i)^{0,5}$ |
| Britadores (giratório, mandíbulas e cônico) | Revestimentos | $\Omega_E = (A_i + 0,22)/11$ |
| Britadores de Rolos | Cilindro Externo | $\Omega_E = (A_i \times 0,1)^{0,667}$ |

Ao comparar o desgaste efetivo das bolas em relação ao estimado através das equações propostas por Bond, em função da moagem de diferentes minérios a úmido em moinho de bolas, Radziszewski (2002) se deparou com um erro médio de -73% e desvio padrão de 192,5%. Na sua visão, as diferenças foram atribuídas ao fato de que Bond considera somente o efeito da abrasão em seu modelo. No entanto, conforme já mencionado anteriormente, além da abrasão, o impacto e a corrosão também contribuem para o desgaste dos consumíveis.

Já Sepúlveda (2004) considera que a Teoria de Desgaste Linear é uma aproximação mais aceita atualmente, quanto à previsão de desgaste de corpos moedores em moinhos tubulares rotativos. Com base nesta teoria, a taxa de perda de massa de um corpo moedor é diretamente proporcional à área superficial exposta, conforme a equação:

$$\Omega_t = -k_m * A_{cm} \quad \text{Eq. 5}$$

sendo Ω_t a taxa de desgaste do corpo moedor (em kg/h), k_m a constante cinética de desgaste (em kg/hm²) e A_{cm} a área superficial do corpo moedor exposta (em m²).

Sendo assim, a taxa de desgaste do corpo moedor Ω_t pode ser expressa em função do diâmetro das bolas d^R , por exemplo, no caso de uma reposição de bolas de tamanho único.

$$\Omega_t = \frac{-4000 * k_d * W_b}{d^R} \quad \text{Eq. 6}$$

sendo k_d a constante cinética de desgaste linear (em mm/h) e W_b o peso total da carga de bolas (em t)

Em termos de energia aplicada ao processo, a taxa de desgaste pode ser denominada como Ω_E , em g/kWh:

$$\Omega_E = \frac{1000 * \Omega_t}{P_b} \quad \text{Eq. 7}$$

sendo P_b a potência demandada pelas bolas (em kW).

Substituindo Ω_t temos que:

$$\Omega_E = \frac{-4 \times 10^6 * k_d * W_b}{P_b * d^R} \quad \text{Eq. 8}$$

De uma forma mais representativa, Sepúlveda (2004) estabelece uma nova constante cinética de desgaste em $\mu\text{m}/(\text{kWh}/\text{t})$, através da equação:

$$k_d = k_d^E \frac{P_b/W_b}{1000} \quad \text{Eq. 9}$$

E assim temos que:

$$\Omega_E = \frac{4000 * k_d^E}{d^R} \quad \text{Eq. 10}$$

Segura (2014) lembra também que Guzman & Rabanal (2013) propuseram recentemente uma nova atualização para a determinação da constante cinética de desgaste, que foi validada a partir da base de dados de 46 moinhos industriais. Essa nova correlação empírica foi proposta juntamente com a Moly-Cop do Peru e baseada nos parâmetros operacionais F_{80} e pH e também no índice de abrasividade de Bond (A_i), conforme a equação:

$$k_d^E = 1,36 * \left[\left(\frac{Ai - 0,05}{0,20} \right)^{0,166} * \left(\frac{F80}{5000} \right)^{0,069} * \left(\frac{pH}{10} \right)^{-0,243} \right], \text{ em } \mu\text{m}/(\text{kWh}/\text{t}) \quad \text{Eq. 11}$$

A base de dados operacional considerou moinhos de bolas de diâmetros entre 6 e 24 pés (1,83 e 7,32m), diferentes distribuições granulométricas e capacidades de processamento, valores de Ai entre 0,08 e 0,61 e uma extensa variedade de minérios como cobre, molibdênio, chumbo, prata, zinco, ouro e ferro. Ao validar as estimativas de desgaste obtidas através dessa equação e os resultados operacionais dos moinhos industriais, o modelo apresentou um erro médio de 9% e desvio padrão de 5,5% se mostrando, assim, uma ferramenta adequada e confiável para estimativas de desgaste de corpos moedores.

3.8 Circuitos de Cominuição

Os circuitos de cominuição convencionais adotados nos projetos de beneficiamento de minérios de ferro itabiríticos no Brasil contemplam, tradicionalmente, quatro estágios de britagem seguidos por moagem em moinho de bolas. Embora seja um circuito amplamente utilizado no processamento de minérios de ferro e reconhecidamente bem-sucedido até então, caracteriza-se também pela complexidade, demandando, conseqüentemente, elevada manutenção e extensa área de construção.

Nesse sentido, rotas alternativas de processamento de minérios de ferro de baixo teor vêm sendo analisadas e propostas, visando maximizar o aproveitamento desses minérios de uma forma mais eficiente e a moagem destaca-se por permitir a viabilização do aproveitamento de itabiritos, passando a ser pré-requisito nos próximos anos na maioria das usinas de beneficiamento desse tipo.

Devido ao seu consumo energético expressivo, a etapa de cominuição representa a principal fonte de custos operacionais em uma usina de beneficiamento e responde também por uma parcela significativa do custo de capital total, tendo em vista a quantidade de equipamentos de grande porte utilizado. Nesse sentido, é evidente a margem significativa quanto à simplificação dos circuitos atuais e futuros, através da

substituição de parte da britagem e da moagem, visando a redução da quantidade de operações unitárias e consequentes reduções de CAPEX e OPEX.

A moagem AG, SAG, em prensa de rolos (HPGR) e em moinhos de rolos verticais e rolo e anel são opções para a substituição de parte das operações de britagem, peneiramento e moagem de bolas convencional. No entanto, existe um desafio considerável, visto que tecnologias como a moagem AG e SAG ainda não foram aplicadas no processamento de minérios de ferro itabiríticos brasileiros, apesar de serem amplamente empregadas ao redor do mundo no processamento de outros tipos de minérios, inclusive de ferro (Jones & Fresko 2011).

Por outro lado, estudos apontam para a viabilidade da aplicação de tecnologias não convencionais para o beneficiamento desses itabiritos. O desafio nesse caso é se beneficiar da simplificação significativa de *layout* da planta associado às reduções nos custos de manutenção e, possivelmente, também de CAPEX e, ainda assim, manter ou reduzir a quantidade de finos gerados.

Sendo assim, uma análise crítica de rotas de processamento de minérios de ferro itabiríticos será apresentada, assim como os resultados de trabalhos que levaram à aplicação das principais configurações atuais, a fim de se levantar as vantagens e desvantagens de cada um dos circuitos, sob as principais perspectivas envolvidas no processo de cominuição.

3.8.1 Convencional

Os circuitos convencionais de cominuição adotados nos projetos de beneficiamento de minério de ferro itabiríticos contemplam, tradicionalmente, quatro estágios de britagem seguidos por moagem em moinho de bolas.

É um circuito robusto, amplamente utilizado no processamento de minérios de ferro e reconhecidamente bem-sucedido até então. Uma questão crítica relacionada ao minério de ferro é a quantidade de material fino gerado abaixo de $10\mu\text{m}$, que impacta significativamente o desempenho da flotação. Por isso, o minério precisa ser previamente deslamado antes de ser alimentado ao circuito de flotação.

Uma das vantagens desse circuito é a geração não excessiva de finos que seriam, inevitavelmente, descartados como lamas. De um modo geral e para diferentes minérios do Quadrilátero Ferrífero a geração de lamas varia de 5 a 20% (Rodrigues, 2014). Sendo assim, é importante que o circuito de moagem leve em conta a quantidade gerada desse material durante o processo de cominuição. Além disso, por ser uma rota robusta, não é considerada sensível às variações da alimentação, como moabilidade e distribuição granulométrica. As etapas subsequentes são mais fáceis de serem controladas e mais confiáveis em relação aos resultados gerados, mesmo com uma certa variabilidade da alimentação.

Como desvantagens, o circuito convencional caracteriza-se pela alta complexidade, devido ao elevado número de equipamentos e estágios de peneiramento, britagem e moagem requeridos, demandando assim elevada manutenção e extensa área de construção. Além disso, tanto o consumo de energia como de água são relativamente elevados. A moagem é responsável pelos maiores consumos e custos de um processo de beneficiamento devido, principalmente, ao desgaste dos revestimentos e corpos moedores e ao elevado consumo energético dessa operação.

São exemplos de aplicações atuais desse tipo de circuito o processo de beneficiamento da Samarco Mineração, algumas usinas da Vale (como o Complexo de Vargem Grande e Itabira) além do seu recente projeto inaugurado Conceição Itabiritos (Figura 6).

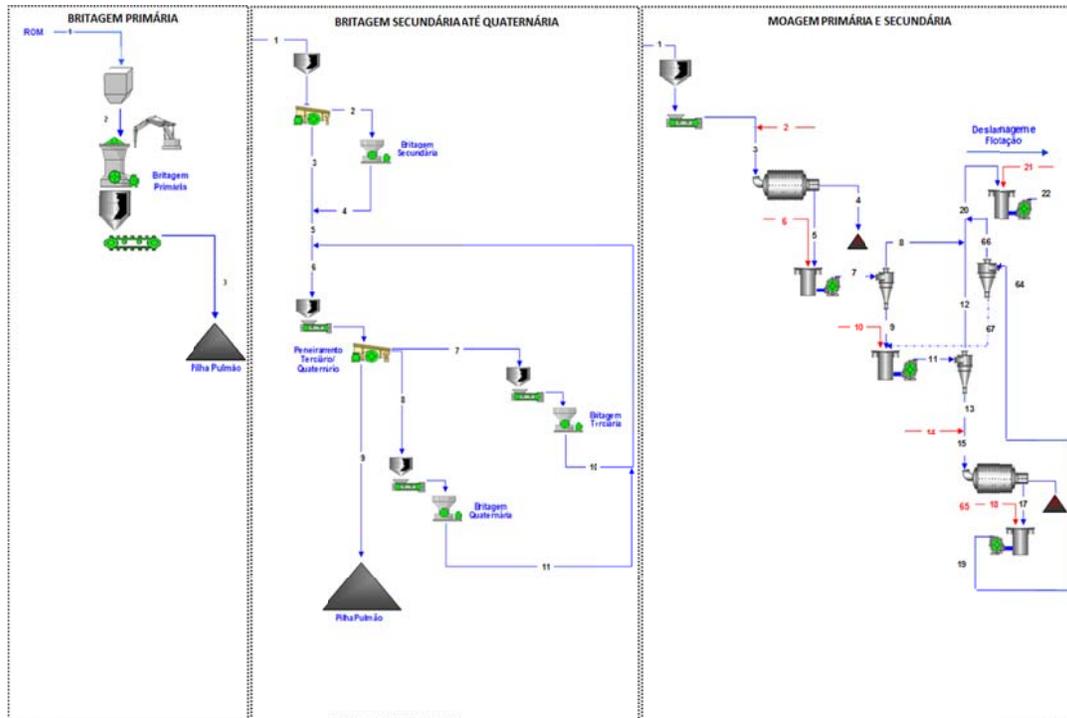


Figura 6 - Fluxograma esquemático do circuito de cominuição convencional de Conceição Itabiritos (adaptado de Rodrigues, 2014)

3.8.2 Moagem Autógena e Semi-Autógena

Os moinhos AG e SAG abriram as portas para as operações de baixo teor e elevada capacidade, que caracterizam a indústria mineral nos últimos anos. Rosario (2010) relembra que a aplicação desses tipos de moinhos aumentou de tal forma, que, desde os anos 1980 até 2000, a maioria dos novos projetos ou projetos de expansão a nível mundial incluem moinhos SAG ou AG na configuração do circuito.

Algumas das configurações de circuito incluindo a moagem SAG e AG são:

- FAG (*full autogenous grinding*) moinho autógeno em estágio único;
- SAG (*semi-autogenous grinding*) moinho semi-autógeno em estágio único;
- FAB (*full autogenous and ball mill*) moinho autógeno seguido de moagem em moinho de bolas;

- SAB (*semi-autogenous and ball mill*) moinho semi autógeno seguido de moagem em moinho de bolas;
- SABC (*semi-autogenous mill, ball mill and pebble crusher*) moinho semi-autógeno seguido de moagem em moinho de bolas com britador de *pebbles*.

A configuração de circuito em estágio único inclui tanto moinhos AG como SAG (FAG ou FAB). De acordo com Delboni (2007), trata-se de uma opção de risco para projetos de novas operações (*greenfield*), sendo, portanto, atualmente adotada mais frequentemente em projetos de expansão (*brownfield*). Apesar de existirem riscos consideráveis ao se adotar essa opção, há também benefícios principalmente pela significativa redução de capital.

Delboni (2007) afirma ainda que operações em estágio único com moinho AG são típicas da escola sul-africana, sendo largamente empregada pelas grandes mineradoras de ouro da região, mas também são encontrados na Austrália. Por outro lado, as operações autógenas em estágio único são muito sensíveis à falta de coordenação entre a mina e a usina. Pilhas de homogeneização ou pulmão com elevada capacidade relativa são de fundamental importância para garantir uma granulometria constante para diferentes tipos de minério. A operação do moinho requer um suprimento constante de minério competente na fração de 250 a 100 mm.

Já o circuito com moinho SAG em estágio único é usado, há mais de 25 anos, em operações de moagem de bauxita na Austrália. Delboni (2007) relembra ainda que várias minas de minério de ferro na América do Norte operaram há décadas no modo AG estágio único, sendo posteriormente convertidas para SAG em estágio único. Em alguns casos, era adicionada também a moagem em moinho de bolas, elevando assim a capacidade global do circuito (FAB ou SAB).

A configuração de circuito AG seguida de moagem em moinho de bolas (FAB) constitui uma alternativa adequada em termos de consumo de energia para minérios densos, porém muito competentes. Delboni (2007) afirma que essa configuração apresenta consumo energético específico mais próximo de circuito convencional de britagem multi-estagiada e moagem barras/bolas. No entanto, esse tipo de circuito se torna muito suscetível às variações nas características da alimentação.

Já a configuração SAB, na qual o moinho SAG é seguido por moagem em moinho de bolas, apresenta mais flexibilidade de operação. Torna-se um circuito mais adequado à variabilidade do minério alimentado. De acordo com Delboni (2007), na comparação de custo de investimento, a alternativa SAB resulta em reduções de até 25% em relação a circuitos convencionais de britagem e moagem.

Lima *et al.* (2014) apresentaram os resultados da comparação de diferentes rotas de cominuição de itabiritos pobres, de distribuições granulométricas e consumo específico de energia distintos, em termos do CAPEX e OPEX relativos à rota de cominuição convencional. No caso, a alternativa SAB apresentou valores relativos em torno de 0,85 e 0,94 de CAPEX e OPEX, respectivamente, para minérios com valores de W_i em torno de 7,8 kWh/t.

Segura (2014) comparou rotas de cominuição de minério de ferro itabirítico usando conceitos de sustentabilidade e eficiência energética. Com base nos resultados de dimensionamento e simulação, a autora também sugeriu, embora apenas qualitativamente, que a alternativa SAB seria a mais interessante em termos do custo de investimento (CAPEX). Por outro lado, em termos dos custos operacionais (OPEX) associados à energia demandada, seus resultados mostraram que essa alternativa se equiparou ao circuito convencional (britagem multi-estagiada seguida de moagem em moinho de bolas), sendo o consumo de energia considerado intermediário. Além disso, a autora também comparou a geração de finos e os resultados mostraram que ambas as alternativas (SAB e convencional) foram as que geraram menor quantidade de lamas, com valores entre 17 e 18% de material ultrafino ($<10\mu\text{m}$). Por outro lado, a alternativa SAB não se mostrou atraente do ponto de vista da sustentabilidade, sendo a rota que mais contribuiu para emissões de CO_2 eq totais.

Vários circuitos sob configuração SAB foram posteriormente convertidos em SABC mediante a instalação de britadores de reciclo no circuito. Conforme já mencionado anteriormente, a acumulação de determinadas frações granulométricas na carga do moinho resulta na limitação da taxa de alimentação nova e, portanto, da capacidade do circuito. A instalação de aberturas maiores de descarga (denominadas *pebble ports*) permite a retirada desses fragmentos. Na configuração SABC, a fração descarregada é classificada e o material retido é encaminhado para um britador de reciclo (denominado britador de *pebbles*), cujo produto normalmente retorna ao moinho. Delboni

(2007) afirma ainda que, nos últimos dez anos, circuitos SABC passaram a ser praticamente padrão na indústria, em expansões de linhas existentes ou ainda em novas instalações, conferindo assim o grau de confiança nesse tipo de circuito.

Vale destacar, dentre tantos outros exemplos de operações sob configuração SABC, a importante usina de Escondida operada pela BHP Billiton no Chile e do Sossego, operada pela Vale, no Pará.

De acordo com um estudo realizado em 2006, um circuito SABC apresentaria 7% de redução nos custos de capital quando comparado a um circuito HPGR. Por outro lado, o circuito HPGR forneceria uma redução de 12% nos custos operacionais relacionados à cominuição. O estudo concluiu que essa redução de OPEX compensaria o CAPEX mais elevado (Seidel *et al.* 2006 *apud* Rosario, 2010).

Quando o circuito de Cerro Verde no Peru foi projetado para o processamento de minério de cobre, essas alternativas também foram analisadas. Foi relatado que, embora os custos de capital estimados fossem maiores para o circuito HPGR do que um circuito equivalente SAG, os custos operacionais de cominuição estimados foram de US\$1,33/t e US\$1,70/t para o HPGR e SAG, respectivamente. Foi constatado também que os custos de energia e corpos moedores foram os que mais contribuíram para essa diferença. A energia específica de cominuição para o circuito SAG foi estimada em 20,1kWh/t e em 5,9kWh/t para o circuito HPGR (Vanderbeek 2006 *apud* Rosario, 2010). Por outro lado, essas são apenas estimativas divulgadas nas fases de concepção dos projetos. Resultados operacionais em larga escala ainda não estão disponíveis para comparação.

Mais recentemente, Rodrigues (2014) avaliou a potencial aplicação de moinhos SAG/AG para o processamento de um típico minério de ferro itabirítico do QF. Testes em bancada e piloto foram conduzidos com diferentes amostras, sendo uma delas caracterizada como itabirito friável e as demais como itabirito compacto. Ao final, o desempenho do circuito SAG/AG foi comparado ao circuito convencional de quatro estágios de britagem seguido de moagem em moinho de bolas, sob diferentes perspectivas.

A partir dos resultados obtidos, Rodrigues (2014) afirma que tanto a moagem SAG como AG se mostraram adequadas à redução de tamanho de minérios itabiríticos brasileiros. Apesar desse tipo de minério ser, normalmente, considerado extremamente

macio e, por isso, inadequado a esse tipo de moagem, seu comportamento bimodal permite a geração suficiente de corpos moedores mais competentes, possibilitando que o moinho SAG/AG opere efetivamente com altas capacidades. Seus resultados serão resumidamente apresentados a seguir.

Vinte e um testes piloto foram conduzidos sob diferentes condições: circuito aberto, circuito fechado, autógeno em estágio único, autógeno seguido de moinho de bolas, semi-autógeno em estágio único, semi-autógeno seguido de moinho de bolas, com *pebble ports* aberto (na maioria dos casos) e com *pebble ports* fechado. Além disso, o efeito da distribuição granulométrica também foi avaliado. Para isso, a distribuição de tamanhos da alimentação de alguns testes foi modificada com o objetivo de representar uma alimentação mais grosseira. Para fins de simplificação foi adotado um padrão de carga de bolas de 4%.

Os resultados de Rodrigues (2014) mostraram que, para esse tipo de minério, a configuração em circuito aberto se mostrou 25% menos eficiente que em circuito fechado, já que a taxa específica de quebra foi menor. Isso de certa forma já era esperado, tendo em vista a menor eficiência de circuitos abertos em relação aos circuitos fechados.

Ao comparar o efeito da distribuição granulométrica da alimentação sob a mesma configuração de circuito observou-se que, ao modificar a distribuição de tamanhos da alimentação, a taxa de alimentação foi reduzida em 38% ao processar uma alimentação mais grosseira.

Ao comparar o desempenho da moagem SAG e AG em estágio único em relação à moagem AG e SAG seguida de moagem de bolas, concluiu-se que o circuito operado em estágio único requer menos energia que o circuito seguido de moinho de bolas, seja ele SAB ou FAB. Além disso, ao comparar os circuitos SAB e FAB, o segundo se mostrou ligeiramente menos eficiente pelo maior consumo de energia.

O efeito da abertura dos *pebble ports* também foi avaliado e os resultados mostraram que o circuito requer mais energia quando os *pebble ports* estão fechados. Por outro lado, o produto gerado foi mais fino e as taxas específicas de quebra foram praticamente as mesmas, indicando que a abertura ou não dos *pebble ports*, não influenciou o desempenho da moagem para esse tipo de minério.

Conforme já mencionado anteriormente, uma das questões críticas ao lidar com itabiritos é a quantidade de material fino gerado ($<10\mu\text{m}$), já que impacta significativamente no desempenho da flotação. Por isso, após a moagem, o minério precisa ser deslamado antes de ser alimentado ao circuito de flotação. Rodrigues (2014) constatou também que nenhum dos testes apresentou aumento ou redução significativa do percentual menor que $10\mu\text{m}$.

Rodrigues (2014) também comparou os circuitos SAG/AG em relação ao circuito convencional sob a perspectiva do custo de investimento (CAPEX) e de operação (OPEX). Nesse caso, o dimensionamento dos equipamentos foi avaliado para a alimentação de duas plantas distintas que receberiam minérios distintos. Conforme já mencionado anteriormente, os testes piloto foram conduzidos com diferentes amostras, sendo uma delas caracterizada como itabirito friável e as demais como itabirito compacto. A planta 1 foi avaliada para ser alimentada com amostras de itabirito compacto e friável, já a planta 2 somente com itabirito compacto.

Seus resultados (Tabela 8) mostraram que o circuito convencional ficou 8% mais caro quando comparado ao circuito FAB em termos de CAPEX e 21% em termos do OPEX. Já o circuito SAB escolhido para a planta 2 apresentou um custo de investimento 4% maior que circuito convencional e 13% maior em relação ao OPEX (Tabela 9).

Tabela 8 – Comparação de CAPEX e OPEX do circuito FAB vs. convencional por Rodrigues (2014)

| Planta 1 | FAB | Convencional |
|---------------|------|--------------|
| CAPEX (US\$m) | 51,4 | 55,3 |
| OPEX (US\$/t) | 1,43 | 1,67 |

Tabela 9 - Comparação de CAPEX e OPEX do circuito SAB vs. convencional por Rodrigues (2014)

| Planta 2 | SAB | Convencional |
|---------------|-----|--------------|
| CAPEX (US\$m) | 116 | 112 |
| OPEX (US\$/t) | 3,6 | 3,2 |

No entanto, essas estimativas foram baseadas apenas nos custos dos principais equipamentos, não incluindo os custos de montagem, obras civis, equipamentos auxiliares e estruturas metálicas, por exemplo. Devido às incertezas envolvidas na estimativa de custos e os valores razoavelmente similares obtidos, Rodrigues (2014) concluiu que a simplificação e redução da área de construção que o circuito SAG/AG pode fornecer torna essa alternativa a mais atrativa para novos projetos.

3.8.3 HPGR

Aplicações potenciais do HPGR para minérios de ferro estão na preparação do material para a moagem fina, com objetivo de melhorar a eficiência de moagem necessária para a produção de pelotas (como no caso da Vale e Samarco Mineração) e na substituição simultânea das operações de britagem terciária, como é o caso do circuito adotado no recente projeto Minas-Rio (Figura 7).

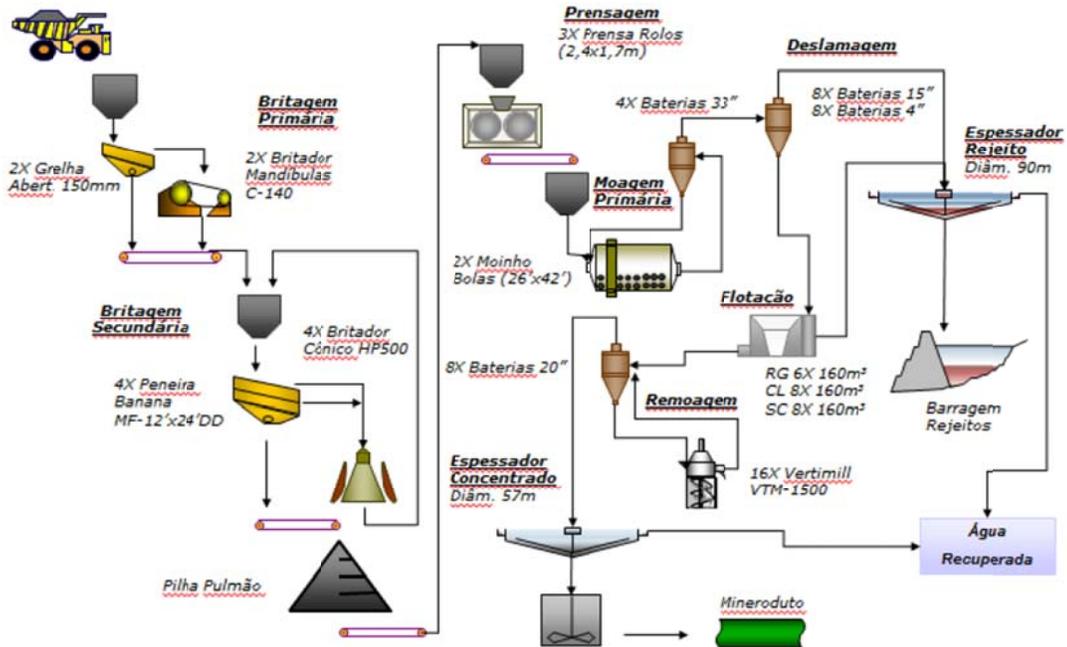


Figura 7 - Fluxograma da planta de beneficiamento do Minas-Rio (Mazginghy *et al.*, 2015)

É esperado que o HPGR proporcione ao circuito um baixo consumo energético e uma melhor liberação, aumentando a sua moabilidade para etapas do processo posteriores. No entanto, a questão da maior geração de finos deve ser acompanhada com bastante atenção, principalmente quanto à aplicação em Itabirito, uma vez que a alta geração de lamas é extremamente prejudicial à etapa subsequente de flotação. Outro fator que deve ser considerado é a umidade do material alimentado, pois o desgaste dos rolos aumenta, significativamente, quando há um aumento da umidade na alimentação. De acordo com trabalhos recentes (Ribeiro *et al.*, 2010) é recomendado que os valores de umidade se mantenham abaixo de 9% para garantir o correto funcionamento do equipamento, a fim de evitar um aumento no desgaste dos rolos e também a redução da capacidade.

Estima-se que o consumo de metal devido a desgaste, por tonelada de alimentação processada, é 50 a 70 vezes menor no HPGR do que em moinhos convencionais. Entretanto, o custo unitário por troca dos rolos é maior quando comparado aos revestimentos dos moinhos de bolas, por exemplo (Amelunxen & Meadows, 2011).

Com o objetivo de minimizar o desgaste dos rolos ao lidar com materiais abrasivos, os fabricantes do equipamento são capazes de fornecer uma camada de proteção para os rolos. *Studs* de carbeto de tungstênio são utilizados para criar uma camada autógena na superfície do rolo, ou seja, o material se acumula na área entre os pregos e cria-se uma camada de minério sobre o rolo (Rosario, 2010).

Por outro lado, estudos mostram uma eficiência energética maior quando comparado aos moinhos tradicionais, vantagens por não requerer corpos moedores e maiores rendimentos em relação aos britadores cônicos (KHD, 2002; von Seebach and Knobloch, 1987; Koppert, 2006 apud Rosario, 2010).

Lima *et al.* (2014) apresentaram os resultados da comparação de diferentes rotas de cominuição de itabiritos pobres, de distribuições granulométricas e consumo específico de energia distintos, em termos do CAPEX e OPEX relativos à rota de cominuição convencional. No caso, a alternativa HPGR apresentou valores relativos em torno de 1,03 e 1,12 de CAPEX e OPEX, respectivamente, para minérios com valores de W_i em torno de 7,8 kWh/t.

Ao comparar rotas de cominuição de minério de ferro itabiríticos usando conceitos de sustentabilidade e eficiência energética, Segura (2014) concluiu, de forma qualitativa, que a alternativa britagem secundária seguida de HPGR com alimentação natural (sem escalpe) e moinho de bolas, poderia representar um maior custo de investimento em comparação aos circuitos convencional (britagem multi-estagiada seguida de moinho de bolas) e SAB, embora a complexidade da rota HPGR tenha sido considerada intermediária. Por outro lado, ao comparar a alternativa britagem secundária seguida de HPGR com alimentação escalpada (retirando os finos da alimentação), a autora constatou que essa opção proporcionaria uma redução no número de prensas requerido, o que implicaria ganhos em relação ao CAPEX. Nesse sentido, o escalpe da alimentação pode ajudar a resolver possíveis problemas com a umidade na alimentação e também em relação à questão da geração excessiva de finos (preocupante quanto à aplicação à itabiritos). Além disso, pode proporcionar também potenciais ganhos em relação à capacidade do equipamento.

Pelos resultados obtidos, a autora observou que o consumo energético da alternativa HPGR com alimentação escalpada foi o menor de todas as rotas avaliadas (convencional e SAB) e, além disso, se mostrou a mais atraente do ponto de vista da

sustentabilidade, sendo a rota que menos contribuiu para emissões de CO₂ eq totais. Por outro lado, na rota HPGR considerando a alimentação natural (sem o escalpe), a geração de finos ficou em torno de 23% e, por isso, essa questão deve ser avaliada com atenção.

A Mina de Los Colorados, de propriedade da Companhia Minera Del Pacifico, localizada no Chile, é um exemplo na utilização de prensas de rolos para granulometrias grosseiras em minério de ferro (Ribeiro *et al.*, 2010), assim como o recente projeto Minas-Rio de propriedade da Anglo American, cuja mina está localizada em Conceição do Mato Dentro (MG), que está em fase de ramp-up (Mazzinghy *et al.*, 2015).

Ribeiro *et al.* (2010) apresentaram os resultados de testes piloto que foram realizados em 2010 a fim de validar a aplicação do HPGR para o projeto Minas-Rio. Os testes foram conduzidos no centro de pesquisas da Krupp/Polysius na Alemanha. O trabalho apresentou os principais fatores que levariam à utilização da prensa de rolos após a britagem primária e secundária, de forma a gerar um produto adequado (P₈₀ = 1mm) para alimentar a moagem em moinho de bolas, seguido de deslamagem e flotação.

Todos os testes foram realizados considerando uma velocidade constante dos rolos, variação da pressão de moagem de 1,8 a 3,8 N/mm², variação do teor de umidade na alimentação de 6 a 9% e uma única passagem pela prensa de rolos.

Os resultados desse trabalho mostraram um consumo específico de energia variando de 0,8 a 1,5 kWh/t, de acordo com uma variação de pressão de 1,8 a 3,8 N/mm², o que demonstra que a potência absorvida pelo material é uma função linear da pressão de moagem. Além disso, Ribeiro *et al.*, (2010) afirmam que a aplicação do HPGR demandaria uma potência instalada 15% inferior ao circuito convencional com britagem terciária, além de uma necessidade 20% menor de mão-de-obra para operação e manutenção dos equipamentos. Outro fato relevante destacado pelos autores foi a redução no investimento dos equipamentos, ficando o custo dessa alternativa cerca de 6% menor quando comparada ao circuito de britagem terciária.

Ribeiro *et al.* (2010) afirmam ainda que a taxa de desgaste em escala industrial foi calculada levando em conta o diâmetro e a velocidade dos rolos, o tipo e o comprimento dos *studs* aplicados e as características do material que será tratado, tais como a umidade e granulometria. Os autores atentam para um ganho significativo relacionado à manutenção, quando comparado aos moinhos e britadores. No entanto, cabe ressaltar, que

a disponibilidade física do equipamento depende da abrasividade do minério, uma vez que o mesmo é diretamente proporcional ao número de trocas, devido ao desgaste da superfície e das laterais dos rolos. Os revestimentos que utilizam o conceito de camada autógena de proteção, com pinos de carbeto de tungstênio, são mais adequados para a aplicação de minérios abrasivos, o que resulta em melhores índices de disponibilidade e de tempo médio entre falhas do equipamento além de redução dos custos de manutenção da planta. Para o projeto foi estimado que o revestimento dos rolos tenha uma vida útil estimada de 4.000 horas. No entanto, resultados do teste de abrasividade indicaram que o material apresentou uma abrasividade relativamente alta, quando comparado a outros minérios.

De acordo com Ribeiro *et al.* (2010), foram estimadas três prensas de rolos, de 2,40 m de diâmetro e 1,65 m de largura, e capacidade de 2.200 t/h por equipamento. A potência instalada por equipamento foi estimada em 4.800 kW, correspondendo a dois motores de 2.400 kW cada.

Posteriormente foram conduzidos testes piloto adicionais no Centro de Investigação Minero Metalúrgico (CIMM) no Chile, com o intuito de verificar o consumo de energia previamente obtido nos testes realizados no centro de pesquisas da Krupp/Polysius na Alemanha, e ainda investigar a geração de material ultrafino.

De acordo com Mazzinghy *et al.* (2013), as distribuições granulométricas dos produtos foram analisadas em função das diferentes pressões de moagem aplicadas. Ao comparar os produtos gerados, a amostra de itabirito compacto atingiu redução de tamanho considerável com o aumento da pressão de moagem. O mesmo não foi observado para a amostra de itabirito friável para nenhum dos incrementos de pressão. Nesse sentido, os resultados obtidos indicaram que, para minérios muito macios, é sugerido operar com pressões de moagens mais baixas a fim de alcançar menor consumo energético e menor geração de material ultrafino.

Os resultados mostraram a relação linear entre o consumo de energia em função da pressão de moagem. No entanto, a partir de um determinado limite essa relação não se mostra efetiva para a amostra de itabirito friável. No caso do minério compacto a energia específica aumenta de 1,54 para 1,61kWh/t com o aumento da pressão de 4,7 para 5,4N/mm², bem como a capacidade específica (de 434 para 446 ts/hm²). No caso do minério friável, o consumo se manteve constante mesmo com o aumento da pressão.

Uma redução no W_i (de 7,6 para 6,6 kWh/t) também foi observada após a passagem do itabirito compacto pela prensa de rolos. O mesmo não foi observado para a amostra de itabirito friável, uma vez que o W_i permaneceu praticamente constante. Além disso, seus valores ficaram na casa de 11,0 kWh/t, bem maiores que os valores da amostra de itabirito compacto, mesmo apresentando maior presença de finos na alimentação. Os autores afirmam que esse efeito deve ser melhor investigado para um melhor entendimento do comportamento do minério friável.

Sendo assim, os autores concluíram que a aplicação do HPGR se mostra eficiente para caso de minérios itabiríticos mais compactos. Já para o caso de minérios itabiríticos mais macios, os resultados indicaram limitada aplicação dessa tecnologia.

O projeto Minas-Rio iniciou as suas operações no final de 2014 e, atualmente, se encontra na fase de *ramp-up* buscando atingir a capacidade nominal. De acordo com Mazzinghy *et al.* (2015), o circuito de cominuição adotado contempla a britagem primária e secundária seguida de três prensas de rolos em circuito aberto, com o objetivo principal de criar microfissuras a fim de reduzir o consumo energético da etapa subsequente de moagem em moinho de bolas (em circuito fechado com hidrociclones).

Conforme já destacado anteriormente, a maior preocupação em relação à aplicação do HPGR a itabiritos é a geração excessiva de finos, extremamente prejudicial à etapa subsequente de flotação. Recentemente foram divulgados alguns dados da sua operação a fim de se investigar também essa questão (Mazzinghy *et al.*, 2015).

Foram realizadas amostragens na planta industrial sob diferentes condições operacionais, e a umidade, densidade real e aparente e as distribuições granulométricas da alimentação e do produto também foram determinadas. A pressão de moagem foi mantida constante.

Os resultados mostraram que, ao trabalhar com o mesmo minério variando a abertura entre os rolos, há um ganho na taxa de redução para as frações mais grosseiras a um consumo energético maior para gap menor. No caso das frações mais finas a taxa de redução se manteve praticamente inalterada. A amostragem com gap maior (57mm) apresentou consumo energético de 1,01 kWh/t e a amostragem com gap menor (49mm) apresentou consumo energético de 1,53 kWh/t. Sendo assim, os autores concluíram que é possível otimizar a moagem da prensa de rolos, obtendo maiores reduções de tamanhos

ao se considerar menores aberturas de gap, embora isso implique em um aumento de energia consumida.

Nos estudos anteriores realizados por Mazzinghy *et al.* (2013), os resultados obtidos mostraram comportamentos diferentes ao se trabalhar com minérios de litologias diferentes (compacto e friável), indicando limitada aplicação da prensa de rolos para minérios friáveis. De acordo com Mazzinghy *et al.* (2014), uma investigação foi recentemente conduzida utilizando a ferramenta de análise de imagem e foi identificado que os grãos de quartzo da litologia friável são maiores, justificando assim o maior consumo energético demandado por esse minério, mesmo com a distribuição granulométrica com maior presença de finos.

Em relação à questão da geração excessiva de finos que poderia prejudicar as etapas seguintes de deslamagem e flotação, as amostragens não identificaram a presença de material ultrafino que pudesse ser prejudicial às etapas subsequentes, nas condições atuais de operação das prensas (*ramp-up*).

Pesquisadores e consultores da indústria mineral reforçam os benefícios energéticos do HPGR. Napier-Munn *et al.* (1996) ressaltam que, embora ganhos energéticos de 15 a 50% tenham sido reportados, muitos basearam-se em equipamentos de pequena escala. Morley (2006) afirma que, atualmente, o HPGR é a tecnologia mais energeticamente eficiente disponível. Já na visão de Morrell (2008), os benefícios podem ser melhor alcançados ao se tratar de minérios competentes e, especialmente, em circuitos que migrem de moagem para britagem e HPGR.

3.8.4 Moinho de Rolos Vertical e Rolo e Anel

Uma das principais inovações e ganhos ao considerar o moinho de rolos em um circuito de cominuição seria a possibilidade de se operar a seco. No entanto, ainda não há aplicações industriais desse tipo de equipamento para o processamento de minérios de ferro itabiríticos.

Esses tipos de equipamentos vêm sendo contemplados em projetos de mineração para materiais como calcário, dolomita, mármore, rocha fosfática, magnesita, dióxido de

manganês, anidrita, barita, cal viva, talco, colemanita e bentonita. Segundo informações da Loesche[®], moinhos de rolos e anel podem ser projetados para operar com capacidade de até 1.400 t/h, com potência de 6.600kW. No Brasil, esses moinhos são amplamente utilizados na moagem de calcário para a preparação da farinha que alimenta fornos de cimento, carvão para injeção em alto-fornos e até clínquer de cimento.

Algumas das configurações de circuito propostas para a aplicação dessa tecnologia compreenderiam quatro estágios de britagem seguidos de moagem em moinho de rolos ou dois estágios de britagem seguidos do moinho de rolos.

Quanto à aplicação para minério de ferro, segundo dados da Loesche[®], pode-se afirmar que o moinho de rolos e anel contribui para o aumento na recuperação de ferro pela menor geração de finos e, além disso, o consumo de energia tende a ser menor quando comparado aos moinhos AG e SAG.

No que diz respeito à questão da geração de material ultrafino, preocupante em relação ao processamento de itabiritos, otimizações poderiam ser alcançadas através da aplicação de rolos tipo *shear-free*, o que tornaria o processo mais eficiente em relação ao consumo energético direto.

Em 2011, a mineradora Vale S.A e a Loesche[®] decidiram realizar alguns estudos para investigar a aplicação desses moinhos ao processamento de minérios de ferro itabiríticos brasileiros. Os testes foram conduzidos em bancada com dois tipos de itabiritos e foram analisadas as distribuições granulométricas dos produtos, assim como o consumo de energia específico. Duas configurações operacionais também foram avaliadas: classificação modo *airflow* e *overflow* e rolos padrão e *shear-free*.

Os resultados mostraram que as configurações *airflow* e rolos *shear-free* foram capazes de gerar um produto dentro da especificação almejada, ou seja, adequado à alimentação da flotação ($95\% < 0,15\text{mm}$). Além disso, essas foram as configurações operacionais que geraram a menor quantidade de material ultrafino.

Já o consumo energético associado ao eixo do moinho variou de 1,8 a 4,4 kWh/t dependendo da configuração adotada. No entanto, outros consumos associados ao equipamento não foram avaliados, como o consumo energético dos ventiladores, que podem ser tão significativos quanto ao consumo do eixo do moinho. Essa questão deve ser cuidadosamente analisada quanto à viabilização dessa rota de processamento, embora

um consumo energético adicional possa ser compensado pela maior recuperação de ferro no produto final, principalmente quando o equipamento é operado com rolos *shear-free*.

Ao comparar rotas de cominuição de minério de ferro itabirítico usando conceitos de sustentabilidade e eficiência energética, Segura (2014) avaliou essa alternativa, de forma qualitativa, considerando a rota de britagem convencional em 4 estágios seguida de moagem em moinho de rolos (Figura 8).

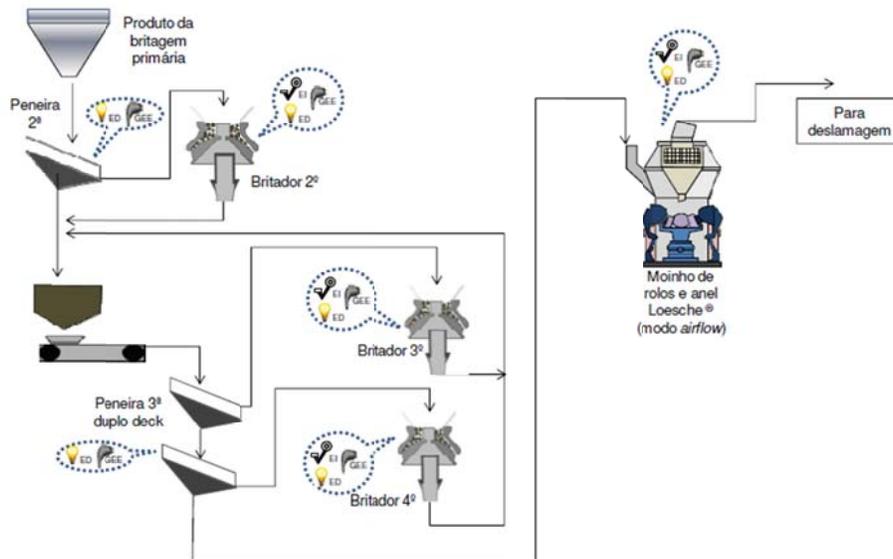


Figura 8 - Fluxograma da rota proposta por Segura (2014), considerando 4 estágios de britagem seguido de moagem em moinho de rolos e anel

A escolha dessa configuração foi baseada no fato de que o circuito apresentaria uma maior capacidade de respostas às flutuações da alimentação e forneceria, assim, uma maior estabilidade ao processo. Por outro lado, a questão da complexidade ainda permaneceria, devido ao grande número de equipamentos que os estágios de peneiramento e britagem exigem, demandando, ainda assim, elevada manutenção e extensa área de construção.

A autora também destacou que o emprego desse equipamento poderia representar, em princípio, uma redução significativa em custos operacionais, tendo em vista a operação a seco proposta. O fato do equipamento possuir um sistema de classificação interna muito eficiente, dispensaria a necessidade de classificação a úmido do produto da moagem, embora isso possa demandar um consumo energético considerável.

Apesar de já existirem dados experimentais indicando a potencial aplicação do moinho de rolos vertical a minérios de ferro itabiríticos brasileiros, estudos adicionais ainda são necessários, principalmente, em relação à investigação dos consumos energéticos associados ao moinho. Além disso, também não encontram-se disponíveis comercialmente modelos matemáticos contemplados em *softwares* de simulação, que permitam descrever adequadamente o comportamento desse equipamento. Sendo assim, ainda é difícil afirmar com confiança sobre a aplicabilidade dessa tecnologia na moagem de itabiritos.

3.9 Custo de Capital e Despesas Operacionais

No desenvolvimento de um projeto industrial, a avaliação econômica desempenha um papel importante nas suas diversas fases. Se o projeto tende a ser promissor, estimativas de custo de capital (CAPEX) e despesas operacionais (OPEX) devem ser levantadas. Quanto maior for o número de alternativas técnicas desenvolvidas, mais dominante torna-se a questão econômica na determinação da alternativa mais eficiente na utilização dos recursos (Couper *et al.*, 2003).

De acordo com Couper *et al.* (2003), ao assumir que determinado projeto é promissor, um estudo econômico preliminar deve ser conduzido a fim de estimar o custo de capital, despesas operacionais e rentabilidade esperados. Mais adiante, testes de laboratório e em planta piloto são realizados para se obter os dados necessários de engenharia de processo para a planta proposta.

Conforme a viabilidade do projeto é demonstrada, dados mais detalhados de engenharia de processos, custo de investimento e operacional são necessariamente obtidos a fim de se avançar com as solicitações de engenharia detalhada. Atualmente, muitas mineradoras terceirizam a parte de engenharia detalhada para empresas de consultoria especializada em projetos de engenharia, tendo em vista o cenário econômico de redução de custos e despesas (Couper *et al.*, 2003).

Nos estágios iniciais de um projeto, há uma tendência otimista tanto de mercado e preços dos produtos como de custos de capital, despesas operacionais, fluxo de caixa e

rentabilidade. Conforme o projeto avança através das fases de desenvolvimento, as incertezas diminuem e o nível de acurácia na projeção dos investimentos aumenta.

Ainda de acordo com Couper *et al.* (2003), algumas indústrias exigem grandes investimentos de capital, uma vez que contemplam um número considerável de equipamentos de grande porte, dispendiosos e que demandam uma rígida operação de controle e automação. São as chamadas indústrias de capital intensivo. A mineração é uma delas.

Mular (1978) afirma que o investimento de capital total em uma planta de processamento mineral consiste em uma porção de capital fixo e uma porção de capital de giro. A parcela fixa do custo de capital representa a quantidade total de recurso necessário para adquirir os equipamentos e instalações auxiliares. A parcela de capital de giro representa o recurso que deve estar disponível para se começar a operação antes que ela comece a gerar receitas e possa cobrir os custos inerentes à operação.

O investimento em capital fixo de uma planta industrial envolve a fabricação dos equipamentos, tubulações, equipamentos de controle e automação e controle ambiental, estruturas bem como custos de engenharia e serviços contratados. É a parte depreciável do investimento total de capital (Couper *et al.*, 2003).

Estimativas preliminares de custos de capital são bastante úteis para os engenheiros de processo que estão envolvidos com os desenhos de processos e concepção do projeto. Como a maioria das empresas tem um limite de recursos de capital disponível, uma avaliação imediata da necessidade inicial de caixa pode ser fornecida. Em situações em que, diante de processos alternativos o custo total do produto (OPEX) é semelhante, aquele com menor investimento de capital (CAPEX) é selecionado. Sendo assim, estimativas preliminares são usadas na avaliação de rotas alternativas de processamento (Mular, 1978).

3.9.1 Estimativa dos Custos

A estimativa dos custos de capital e operacionais de minas e usinas têm sido, há tempos, ingredientes necessários nos estudos de viabilidade econômica da indústria

mineral. Embora muitos profissionais tenham usado com sucesso algumas “regras gerais” e fatores de estimativa por muitos anos, ainda assim, é necessário uma quantidade de trabalho considerável para se preparar uma estimativa inicial, atualizar ou revisar estimativas existentes (Petrick & Dewey, 1987).

De acordo com Couper *et al.* (2003), a estimativa de custo de capital é mais uma arte que uma ciência. A pessoa responsável por essa estimativa deve aproveitar-se da sua capacidade de bom senso na sua preparação. À medida que se ganha mais experiência com o passar do tempo, melhor a precisão da estimativa.

De acordo com Petrick & Dewey (1987), o desenvolvimento de modelos de custos de mineração e moagem durante a década de 1970 pela US Bureau of Mines e pesquisadores canadenses forneceu a base para estimativas iniciais de custos para análises de viabilidade. Porém, as inúmeras equações, o rigor exigido e a complexidade envolvida na preparação de uma estimativa de projeto utilizando esses modelos, têm desencorajado muitos, se não a maioria, de potenciais usuários.

A natureza preliminar da maioria dos bancos de dados de geologia, engenharia ou mercado disponíveis durante os estágios iniciais de um projeto mineral é um problema universal. Engenheiros quase sempre se vêm procurando técnicas de estimativa de custos que podem ser aplicadas e justificadas, quando essas informações do banco de dados são preliminares ou incompletas. A resposta em alguns casos é a abordagem paramétrica. Equações com base em experiências passadas ou atuais são desenvolvidas para relacionar os custos de investimento e operacionais com as principais variáveis físicas, tal como a taxa de alimentação, adequando-as às características do processo ou aos tipos de equipamento (Petrick & Dewey, 1987). O principal problema dessa abordagem é que nenhum projeto é igual ao outro e, portanto, tal abordagem consiste em uma aproximação da realidade.

De acordo com Couper *et al.* (2003), as estimativas podem ser classificadas com base na qualidade e na quantidade de informação necessária. Na tentativa de se trazer ordem aos tipos de estimativas, a Associação Americana de Engenheiros de Custos propôs a classificação apresentada na Tabela 10. Muitas empresas trabalham ainda com mais dois tipos de estimativas, conforme demonstrado na Tabela 11:

Tabela 10 - Classificação das estimativas de custos e os respectivos intervalos de precisão (Couper *et al.*, 2003)

| Tipo de Estimativa | Intervalo de Precisão |
|--------------------|-----------------------|
| Ordem de grandeza | -30 até +50% |
| Orçamento | -15 até +30% |
| Definitivo | -5 até +15% |

Tabela 11 – Adaptação da classificação das estimativas de custos e os respectivos intervalos de precisão (Couper *et al.*, 2003)

| Tipo de Estimativa | Intervalo de Precisão |
|--------------------|-----------------------|
| Ordem de grandeza | -30 até +50% |
| Estudo | -25 até +30% |
| Preliminar | -20 até 25% |
| Definitivo | -10 até +20% |
| Detalhado | -5 até +10% |

Os primeiros três tipos de estimativa são preliminares e requerem bem menos informações e detalhamentos que as outras demais. Fica evidente, a partir da literatura, que quanto mais informação disponível melhor a precisão das estimativas.

A necessidade de preparação e uso de uma estimativa de custo se faz presente ao selecionar uma oportunidade de negócio a partir de propostas alternativas, selecionar um desenho de processo a partir de um certo número de alternativas, preparar estudos de viabilidade, apresentar e selecionar propostas de engenharia ou facilitar o controle de custos de um projeto durante a implementação.

Antes de se preparar uma estimativa é aconselhável avaliar cuidadosamente o propósito para o qual será usada. Nas fases iniciais do desenvolvimento de um projeto, por exemplo, uma ordem de grandeza dos custos pode ser suficiente, enquanto a preparação de uma avaliação econômica preliminar pode demandar um estudo mais específico. Em última análise, uma estimativa definitiva ou detalhada será requisitada para a aprovação de construção da planta e controle orçamentário (Couper *et al.*, 2003).

É importante ressaltar que qualquer pessoa preocupada com os resultados da estimativa deve reconhecer os graus de variabilidade inerentes ao processo. Muitas vezes, esse fato não fica claro para a gestão, mas mesmo assim, ninguém deve arriscar uma

apropriação com base em dados preliminares, embora possa existir certa pressão para se obter os números rapidamente (Couper *et al.*, 2003).

Ainda segundo Couper *et al.* (2003), a base de uma estimativa de investimentos de capital são os dados de custo dos equipamentos principais. A partir deles, fatores e percentuais são aplicados, com base em dados históricos e experiências vivenciadas, para se obter a estimativa do custo de investimento. É essencial que os dados dos custos dos equipamentos sejam confiáveis e a preparação da estimativa requer bom senso na seleção e aplicação dos mesmos.

Deve-se sempre buscar os dados de custos mais recentes, que possam refletir novas tecnologias e projetos melhorados. Dados ultrapassados (de mais de dez anos atrás) devem ser descartados, se não houver novos dados disponíveis, ou devem ser atualizados, a partir da aplicação criteriosa de índices de custo.

A fim de se obter dados de custos mais atuais deve-se solicitar propostas aos fornecedores dos equipamentos, sendo importante destacar que a informação será usada para estimativas preliminares. Uma desvantagem do uso de dados do fabricante é que existe a possibilidade de comprometer informações confidenciais (Couper *et al.*, 2003).

Os dados são normalmente apresentados como o custo de compra, entrega e/ou instalação. O custo de compra é o preço do equipamento FOB na planta do fabricante. As siglas FOB (*free on board*) e CIF (*cost, insurance and freight*) estão relacionadas ao pagamento de frete e do seguro no transporte de mercadorias e são utilizadas para distinguir, dentre o comprador e o fornecedor, quem arca com os custos e riscos do transporte. No caso do preço do equipamento FOB, o comprador assume os riscos e custos do transporte da mercadoria. Já o custo de entrega CIF, contempla o preço do equipamento mais as despesas de entrega na planta do comprador. Alguns dados já são apresentados como custo de instalação, o que significa que o preço do equipamento já contempla a aquisição, entrega e instalação. No entanto, não inclui os custos periféricos de tubulação, elétrica e isolamento, por exemplo (Couper *et al.*, 2003).

De acordo com Mular (1985) em média o custo de instalação de equipamentos de moagem representa 43% do custo do equipamento. Por exemplo, um moinho de bolas de US\$ 100.000 custaria US\$ 143.000 instalado.

Dados de custo de equipamentos são correlacionados em função dos parâmetros dos próprios equipamentos. Um método conveniente de se obter custos é a chamada “regra de seis décimos” ou “regra 0,6”, que permite a obtenção do custo de um equipamento de um tamanho diferente quando o custo para um dado tamanho é conhecido, através da equação:

$$C_2 = C_1 \left(\frac{S_2}{S_1} \right)^n \quad \text{Eq. 12}$$

Onde C_1 é o custo do equipamento com capacidade S_1 , C_2 o custo do equipamento com capacidade S_2 e n um expoente (que varia de 0,3 a 1,2) dependendo do tipo de equipamento. Para a maioria dos equipamentos de processo, o expoente n varia de 0,4 a 0,8, sendo 0,6 o valor médio. Quando o expoente é desconhecido, esse valor médio pode ser usado (Couper *et al.*, 2003).

Já o método chamado “a regra 0,7” relaciona o custo da capacidade de um projeto com outro similar, mas de capacidade diferente, através da equação:

$$\text{custo planta}_B = \text{custo planta}_A \left(\frac{\text{capacidade planta}_B}{\text{capacidade planta}_A} \right)^{0,7} \quad \text{Eq. 13}$$

Onde o custo planta_A é o custo da planta com capacidade A e o custo planta_B é o custo da planta com capacidade B . No entanto, é importante ressaltar que, para se utilizar esse método, deve-se ter o custo de investimento de capital de outra planta que possua o mesmo processo, mas com capacidade diferente (Couper *et al.*, 2003).

Mular (1978) afirma que equações de custo são úteis para o desenvolvimento de programas computacionais capazes de executar cálculos de custo de capital. Índices de custo são usados para estimar preços atuais de equipamentos, que encontram-se com preços ultrapassados. O índice é a relação entre o custo em um determinado momento e o custo no momento de referência que se deseja obter. Dado que o preço do equipamento era conhecido no passado, o preço atual é estimado através da equação:

$$\text{custo atual} = \text{custo no passado} \times \frac{(\text{índice do custo atual})}{(\text{índice do custo no passado})} \quad \text{Eq. 14}$$

Índices de custos são baseados em custos médios ao longo de um período de tempo com uma precisão de +/- 10%, podendo alcançar precisões melhores quando o intervalo de tempo é inferior a 10 anos. Isso se deve ao fato de que, com o passar do tempo, diferentes fatores podem influenciar na precificação dos equipamentos, como o avanço tecnológico além da inflação de preços. Como consequência, as estimativas de custos devem ser restritas a uma ordem de grandeza. Mular (1978) cita os índices de custos disponíveis mais comuns aplicados à indústria:

- Nelson Refinery Construction Index;
- Chemical Engineering Plant Construction Cost Index;
- Engineering New-Record Construction Index (ENR);
- Marshall & Stevens Cost Index (M&S).

Os três primeiros foram mais aplicados a indústrias específicas, como o índice de Nelson Refinery aplicado inicialmente à indústria de petróleo. O índice de Marshall & Swift, originalmente conhecido como índice de Marshall & Stevens, está previsto para a indústria como um todo e representa a média dos índices calculados para 47 diferentes indústrias. Foi estabelecido em 1926, com um valor base de 100 (Mular, 1978). Alguns índices de custo selecionados são apresentados na Tabela 12.

Tabela 12 - Índices de Custo (adaptado de Couper *et al.*, 2003)

| Ano | Índice M&S | Índice CE | Índice Nelson-Farrar |
|------|------------|-----------------|----------------------|
| Base | 1926 = 100 | 1957-1959 = 100 | 1946 = 100 |
| 1992 | 943 | 358 | 1.277 |
| 1993 | 964 | 359 | 1.311 |
| 1994 | 993 | 368 | 1.350 |
| 1995 | 1.028 | 381 | 1.392 |
| 1996 | 1.039 | 382 | 1.419 |
| 1997 | 1.057 | 387 | 1.449 |
| 1998 | 1.062 | 390 | 1.478 |
| 1999 | 1.068 | 391 | 1.497 |
| 2000 | 1.089 | 394 | 1.543 |
| 2001 | 1.094 | 397 | 1.574 |
| 2002 | 1.104 | 398 | - |

Valores de índice específicos são calculados de acordo com o tipo de indústria e uma delas é o índice para a indústria de mineração e moagem (Mular, 1978), conforme apresentado na Tabela 13.

Tabela 13 - Índices de Custo M&S, Mineração e Moagem (adaptado de Chemical Engineering Journal, 2011)

| Ano | Índice M&S, Mineração e Moagem |
|------|--------------------------------|
| Base | 1926 = 100 |
| 1988 | 870 |
| 1989 | 914 |
| 1990 | 940 |
| 1991 | 959 |
| 1992 | 976 |
| 1993 | 999 |
| 1994 | 1.028 |
| 1995 | 1.058 |
| 1996 | 1.072 |
| 1997 | 1.089 |
| 1998 | 1.097 |
| 1999 | 1.106 |
| 2000 | 1.124 |
| 2001 | 1.130 |
| 2002 | 1.148 |
| 2003 | 1.170 |
| 2004 | 1.232 |
| 2005 | 1.326 |
| 2006 | 1.392 |
| 2010 | 1.569 |
| 2011 | 1.600 |

Para a estimativa do custo total de investimento de uma planta, é razoável utilizar o método que consiste da multiplicação do custo de equipamentos principais por fatores correspondentes:

$$custo = \sum_{i=1}^{i=n} F_i X_i \quad \text{Eq. 15}$$

sendo X_i o custo do equipamento principal e F_i o fator correspondente ao mesmo, a qual permite, em conjunto à Tabela 14, estimar o custo total de cada uma das etapas principais do processo como britagem, moagem, concentração e desaguamento, através (Mular, 1978).

Tabela 14 - Fatores de Custo de Equipamentos (Mular, 1978)

| Categoria Equipamento | Fator, F_i |
|----------------------------|--------------|
| Elevador de caçambas | 2,0 |
| Misturador | 2,0 |
| Forno | 2,1 |
| Correia | 2,3 |
| Compressor | 2,3 |
| Precipitador Eletrostático | 2,5 |
| Ventilador | 2,5 |
| Unidade de Refrigeração | 2,5 |
| Caldeira | 2,8 |
| Moinhos | 3,0 |
| Coletor de pó (a seco) | 3,5 |
| Tanque de Armazenamento | 3,5 |
| Britador | 3,5 |
| Tanque de Processamento | 4,1 |
| Instrumentação | 4,1 |
| Trocador de calor | 4,8 |
| Bombas | 6,8 |
| Motor Elétrico | 8,5 |

Alternativamente, a Tabela 15 também possibilita a obtenção da estimativa do custo de investimento total através da utilização de fatores associados a cada um dos custos diretos correspondentes, como elétrica, instrumentação, terraplanagem, etc. Desenvolvido há anos atrás, o método Chilton, baseia-se em uma vasta experiência em plantas de processos químicos. Para calcular uma estimativa de investimento de capital através desse método, deve-se atentar para o tipo de custo do equipamento que se está trabalhando. Se o preço contempla somente o custo de compra deve-se adicionar o custo da entrega, resultando no item 1 da Tabela 15 (Couper *et al.*, 2003).

Tabela 15 – O método Chilton (Couper *et al.*, 2003)

| |
|--|
| 1. Custos do equipamento comprado através de referências e na base de índice atual |
| 2. Custos do equipamento instalado: item 1 Multiplicado por 1,43 |
| 3. Tubulação de processo (% do item 2) <ul style="list-style-type: none">a. Sólido (7-10%)b. Sólido – Líquido (10-30%)c. Líquido (30-60%) |
| 4. Instrumentação: parcela de controle automático (% do item 2) <ul style="list-style-type: none">a. Nenhum (3-5%)b. Algum (5-12%)c. Significativo (12-20%) |
| 5. Edificações e desenvolvimento local: tipo de planta (% do item 2) <ul style="list-style-type: none">a. Exterior (10-30%)b. Exterior-Interior (20-60%)c. Interior (60-100%) |
| 6. Auxiliares: extensão (% do item 2) <ul style="list-style-type: none">a. Existente (0%)b. Adições menores (0-5%)c. Adições principais (5-25%)d. Novas instalações (25-100%) |
| 7. Linhas externas: comprimento médio (% do item 2) <ul style="list-style-type: none">a. Curto (0-5%)b. Intermediário (5-15%)c. Longo (15-25%) |
| 8. Custos totais da planta física (somatório dos itens 2, 3, 4, 5, 6 e 7) |
| 9. Engenharia e construção: complexidade (% do item 8) <ul style="list-style-type: none">a. Não complexo (20-35%)b. Complexo (35-60%) |
| 10. Contingências: classificação do projeto (% do item 8) <ul style="list-style-type: none">a. Firme (10-20%)b. Sujeito a mudanças (20-25%)c. Arriscado / Especulativo (30-50%)d. Mediano (30%) |
| 11. Fator de tamanho: tamanho do projeto (% do item 8) <ul style="list-style-type: none">a. Larga escala industrial (0-5%)b. Pequena escala industrial (5-15%)c. Planta piloto (15-35%) |
| 12. Custos fixos totais da planta (somatório dos itens 8, 9, 10 e 11) |

Supondo agora que os custos dos equipamentos principais não são conhecidos é possível também estimar o custo de cada um deles através da equação:

$$\text{custo do equipamento principal} = a(X)^b \quad \text{Eq. 16}$$

sendo X o parâmetro do equipamento e a e b constantes, dados na Tabela 16. Vale ressaltar que esses dados são baseados no índice 300, de mineração e moagem.

Tabela 16 - Dados de Custos dos Equipamentos Básicos (Mular, 1978)

| Ítem | Parâmetro, X | Unidade de X | Intervalo de X | a | b |
|-------------------------------|---------------------------------|------------------------|----------------|-------|------|
| Britador cônico | Diâmetro do anel de descarga | pés | 2-7 | 4.154 | 1,80 |
| Giratório primário | Abertura x diâmetro do manto | Polegada quadrada | 30x55-60x109 | 3,58 | 1,41 |
| Britador de mandíbulas | Área da abertura da alimentação | Polegada quadrada | 15x24-60x48 | 6,0 | 1,28 |
| Moinho de martelo | Área da abertura da alimentação | Polegada quadrada | 6x4-46x60 | 217 | 0,67 |
| Moinho de bolas | Motor HP | HP | 40-1.750 | 3.410 | 0,54 |
| Moinho de barras | Motor HP | HP | 50-1.500 | 2.955 | 0,57 |
| Ciclones | Diâmetro | polegadas | 6-30 | 132 | 0,91 |
| Bomba | Capacidade | USGPM | 250-5.000 | 31 | 0,64 |
| Coletor de pó | Capacidade | Pés cúbicos por minuto | 2.000-10.000 | 10,6 | 0,72 |
| Peneira vibratório duplo deck | Área da peneira | Pés quadrados | 6x16-8x20 | 376 | 0,76 |
| Classificador espiral | Diâmetro da espiral | polegadas | 24-78 | 30 | 1,53 |
| Mesa | Área do deck | Pés quadrados | 24-90 | 618 | 0,35 |
| Célula de flotação | Volume | Pés cúbicos | 100-300 | 71 | 0,74 |
| Jigue | Capacidade | Tonelada por dia | 45-400 | 1.120 | 0,17 |
| Tanque misturador | Volume | Galões americanos | 100-250.000 | 44 | 0,53 |
| Filtro a disco | Área do filtro | Pés quadrados | 22-1.800 | 1.194 | 0,44 |
| Filtro Drum | Área do filtro | Pés quadrados | 12-720 | 4.331 | 0,33 |
| Espessador | Diâmetro | Pés | 10-225 | 147 | 1,38 |
| Alimentador | Área de alimentação | Polegada quadrada | 2.880-13.824 | 1,28 | 0,99 |
| Correia transportadora (36'') | Comprimento entre os centros | Pés | 200-1.000 | 34 | 1,13 |
| Motor (1.800 rpm) | Potência | HP | 250-600 | 15,3 | 1,11 |

Digamos, por exemplo, que o custo de um ciclone de 30’’ de diâmetro deva ser estimado. Para isso, utilizamos a Eq. 16 e a Tabela 16:

custo de um ciclone = $132(30)^{0.91} = US\$2,916$, no índice 300 de M&S (mineração e moagem).

A partir da Tabela 13, podemos estimar que o custo em 2011 seria US\$15,552.

$$\text{custo em 2011} = 2.916 \times \frac{(1.600)}{(300)}$$

Já os custos operacionais são variáveis e mais difíceis de estimar, uma vez que o desgaste das peças é por unidade de tempo e também é influenciado pela mão-de-obra e manutenção empregadas. Os custos de moagem podem ser divididos em custo de energia, corpos moedores, revestimentos, mão-de-obra operacional e de manutenção. Os três primeiros dependem da taxa de alimentação, compacidade do minério, distribuição granulométrica da alimentação e do produto. Já os custos com mão-de-obra dependem da localidade e capacidade da planta, complexidade do processo e o tempo em curso de operação da usina.

Os custos de energia podem representar de 10 a 45% do custo total de moagem (Mular, 1985). Podem ser estimados através da equação de Bond, onde K é o custo de energia em US\$/dia, W_i é o índice de trabalho de Bond do minério em kWh/t, T_m é a capacidade do moinho em t/dia, C é o custo de energia em kWh, N o número de moinhos em paralelo, P o 80% passante do produto e F o 80% passante da alimentação em μm .

$$K = \frac{NW_i T_m C}{10} \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad \text{Eq. 17}$$

O custo de corpos moedores pode variar de 22 a 60% do custo total de moagem e pode ser estimado através do índice de abrasão de Bond (A_i) do minério. Já o custo dos revestimentos pode representar cerca de 10% do custo total e depende, primeiramente, da capacidade de produção da planta. Também pode ser estimado através do índice de abrasão de Bond (Mular, 1985).

Mais recentemente Sayadi *et al.* (2013) propuseram um modelo de custos a fim de se estimar o investimento inicial e os custos operacionais dos principais equipamentos de

cominuição, através de duas abordagens diferentes: o modelo univariável, mais adequado a estimativas rápidas e condizentes com os primeiros estágios de avaliação de um projeto; e o modelo multivariável, mais apropriado já para a etapa de estudo de viabilidade.

O modelo univariável considera a potência do equipamento como a única variável independente (Eq. 18) e dois parâmetros, a e b , pré-definidos conforme a Tabela 17. De posse da potência dos equipamentos (P), dada em kW, os custos de capital e operacionais dos moinhos podem ser estimados.

$$Custo = a * P^b \quad \text{Eq. 18}$$

Tabela 17 - Coeficientes a e b do modelo univariável de custos proposto por Sayadi *et al.* (2013)

| | Moinhos | | | | | | | | | | | |
|---------|------------|-------|--------------|-------|--------|-------|-------|-------|-------------|-------|--------|-------|
| | Bolas seco | | Barras úmido | | SAG | | Torre | | Bolas úmido | | Rolos | |
| | Capex | Opex | Capex | Opex | Capex | Opex | Capex | Opex | Capex | Opex | Capex | Opex |
| Coef. a | 26,990 | 0.750 | 29,560 | 0.884 | 19,700 | 1.120 | 9,031 | 1.105 | 16,950 | 0.565 | 41,340 | 4.597 |
| Coef. b | 0.597 | 0.834 | 0.580 | 0.801 | 0.664 | 0.730 | 0.798 | 0.782 | 0.622 | 0.830 | 0.517 | 0.448 |

A partir da validação da função de estimativa de custo através da potência é possível também obter o custo de outro equipamento, de dimensões diferentes, em termos do fator de *scale-up*. O método conhecido como “a regra de seis décimos”, já apresentada anteriormente, pode ser aplicado, utilizando o coeficiente b da Tabela 17 como o expoente n da Eq. 12.

Já o modelo multivariável incorpora mais variáveis conforme a Eq. 19, bem como novos parâmetros pré-definidos. De posse dos seguintes dados dos equipamentos os custos de capital e operacionais dos equipamentos de cominuição podem ser estimados a partir dos dados da Tabela 18 e da Tabela 19 por meio da equação:

$$Y = A_1 \left(\frac{D - D_{médio}}{S_D} \right) + A_2 \left(\frac{L - L_{médio}}{S_L} \right) + A_3 \left(\frac{P - P_{médio}}{S_P} \right) + A_0 \quad \text{Eq. 19}$$

sendo $D_{médio}$, $L_{médio}$ e $P_{médio}$ os diâmetros, comprimentos e potências médias, dados em metros e kW, respectivamente, e S_D , S_L e S_P os valores de desvio padrão do diâmetro, do comprimento e da potência, respectivamente.

Tabela 18 - Parâmetros de capex e opex do modelo multivariável proposto por Sayadi *et al.* (2013)

| Moinho | Custo | A0 | A1 | A2 | A3 |
|--------------|-------|-------------|-------------|------------|------------|
| Bolas Seco | Capex | 1248965,015 | 229192,528 | 229156,408 | 227468,000 |
| | Opex | 170,147 | 8,74 | 7,636 | 109,636 |
| Barras Úmido | Capex | 1375701,531 | 180519,963 | 654144,873 | 470998,400 |
| | Opex | 191,005 | 24,425 | -6,373 | 103,868 |
| SAG | Capex | 4457882,65 | 1205171,905 | -355578,15 | 2871214,5 |
| | Opex | 438,626 | 114,126 | -53,833 | 330,227 |
| Torre | Capex | 883086,735 | 194999,666 | -142519,03 | 603448,7 |
| | Opex | 97,348 | 21,618 | -12,619 | 62,977 |
| Bolas Úmido | Capex | 1806902,33 | 363013,904 | 140382,91 | 923844,7 |
| | Opex | 325,457 | 98,234 | -51,274 | 269,059 |
| Rolos | Capex | 607506,803 | 137697,181 | 137697,2 | - |
| | Opex | 46,705 | 9,353 | 9,353 | - |

Tabela 19 - Parâmetros dos moinhos do modelo multivariável proposto por Sayadi *et al.* (2013)

| Moinho | Estatística | Parâmetro Técnico | | | Custo | |
|--------------|-------------|--------------------|-----------------------|---------------------|------------|---------|
| | | Diâmetro (D), m | Comprimento (L), m | Potência (P), kW | Capex | Opex |
| Bolas Seco | Min. | 1,83 | 2,87 | 113,2 | 505.107 | 44,99 |
| | Média | 2,8 | 4,1 | 700,79 | 1.248.978 | 170,15 |
| | Max. | 3,96 | 6,4 | 1.885,75 | 2.436.861 | 405,48 |
| | Desv. Pad. | 0,7 | 1,5 | 620,37 | 683.426 | 125,86 |
| Barras Úmido | Min. | 1,52 | 1,98 | 37,73 | 361.432 | 30,49 |
| | Média | 3,3 | 4,5 | 858,47 | 1.375.715 | 191 |
| | Max. | 4,57 | 6,096 | 1.886,75 | 2.425.636 | 380,19 |
| | Desv. Pad. | 1,05 | 1,32 | 645,05 | 707.856 | 121,11 |
| SAG | Min. | 1,83 | 0,61 | 18,87 | 129.083 | 8,91 |
| | Média | 7,4 | 3,05 | 4.168,54 | 4.437.927 | 438,63 |
| | Max. | 12,19 | 6,71 | 15.093,99 | 12.178.692 | 1303,73 |
| | Desv. Pad. | 2,9 | 1,64 | 4.566,67 | 3.651.356 | 383,41 |
| Torre | Min. | 0,91 | 7,16 | 15,09 | 217.759 | 23,14 |
| | Média | 2,16 | 10,6 | 330,81 | 883.104 | 97,35 |
| | Max. | 3,66 | 13,46 | 943,37 | 2.344.843 | 251,01 |
| | Desv. Pad. | 0,91 | 2,39 | 308,45 | 666.825 | 72,67 |
| Bolas Úmido | Min. | 0,91 | 1,37 | 11,32 | 179.594 | 13,44 |
| | Média | 3,9 | 5,9 | 2.294,01 | 1.806.920 | 325,46 |
| | Max. | 6,71 | 10,36 | 9.056,39 | 4.937.702 | 1103 |
| | Desv. Pad. | 1,7 | 3,03 | 2.637,04 | 1.382.278 | 314,75 |
| Rolos | Min. | 0,76 | - | 37,73 | 308.115 | 26,02 |
| | Média | 1,4 | - | 208,17 | 607.513 | 46,7 |
| | Max. | 1,85 | - | 509,42 | 1.108.878 | 80,38 |
| | Desv. Pad. | 0,38 | - | 174,24 | 276.421 | 18,7 |

A análise de investimentos em mineração é complexa por envolver muitas incertezas que impactam tanto o CAPEX quanto o OPEX. Uma parcela significativa dos custos operacionais deve-se à operação de cominuição, representada especialmente, pelo desgaste dos revestimentos, corpos moedores e ao elevado consumo energético.

De acordo com Hubbard *et al.* (2000), tomar uma decisão de investimento quando não existe incerteza é relativamente simples, bastando calcular o Valor Presente Líquido (VPL) e a Taxa Interna de Retorno (TIR) de vários projetos de investimentos e escolher aqueles que apresentam maior retorno. Entretanto, na prática, as decisões são quase

sempre cercadas de incertezas. Isso é particularmente relevante quando se considera que alguns equipamentos apresentam custo de investimento mais elevado, mas custo de operação mais baixo. Em outros casos, existem equipamentos e processos que apresentam menores custos, mas são maiores geradores de lamas ou permitem atingir recuperações mais baixas.

Nesse sentido, empresas estão se ajustando à uma nova economia, adequando seus custos e aumentando a sua produtividade. Em um mundo tão competitivo e de crescentes incertezas, a flexibilidade operacional e o planejamento estratégico estão sendo reconhecidos, cada vez mais, como de vital importância para o sucesso das empresas a longo prazo.

3.10 Análise Econômica de Projetos

Em geral, a decisão de investimento é suportada por modelos de avaliação econômica, cujos resultados permitem avaliar a viabilidade de implantação de um projeto. O modelo mais utilizado para avaliação econômica de um projeto é o Modelo de Fluxo de Caixa Descontado, que determina o valor futuro estimado para os fluxos de caixa, descontando-os do custo de capital devido. Para Neto (2003), uma empresa é avaliada por sua riqueza econômica expressa a valor presente, dimensionada a partir dos benefícios de caixa esperados no futuro e descontados por uma taxa mínima de atratividade, que reflete o custo de oportunidade dos vários provedores de capital. A taxa de atratividade definida para a avaliação econômica é aquela que proporciona um retorno esperado às várias fontes de capital, de maneira a remunerar o capital empregado inclusive quanto ao risco assumido. Pode-se dizer que essa taxa mínima de atratividade é uma taxa de desconto que representa o mínimo que o investidor se propõe a ganhar quando faz um investimento com característica de risco semelhante. Nesse sentido, aplicando-se as premissas e os parâmetros para a previsão de fluxos de caixa futuros é possível calcular o Valor Presente Líquido (VPL), a Taxa Interna de Retorno (TIR) e o *Payback*.

O VPL leva em consideração o valor do dinheiro no tempo e é obtido subtraindo-se o investimento inicial requerido do valor presente das entradas de caixa, descontadas

ao custo de oportunidade do projeto. Segundo Smit & Trigeorgis (2004), os fluxos de caixa esperados para cada tempo t , $E(FC_t)$, ao longo da vida útil do projeto (T), devem ser descontados a uma taxa de desconto (r), devidamente ajustada ao nível de risco do investimento. Dessa forma, o VPL do projeto será dado pela diferença entre esses valores e o custo de investimento inicial (I), conforme a equação:

$$VPL = \sum_{t=1}^T \frac{E(FC_t)}{(1+r)^t} - I \quad \text{Eq. 20}$$

Sendo assim, de acordo com Ross *et al.* (2002), a decisão quanto à realização do investimento será baseada de acordo com os seguintes critérios:

- $VPL > 0$: investir imediatamente, já que o projeto agrega valor ao investidor;
- $VPL < 0$: desistir de investir, pois o valor presente dos fluxos de caixa esperados não é suficiente para cobrir o custo do investimento;
- $VPL = 0$: o investidor é indiferente entre investir ou não no projeto, uma vez que o valor presente dos fluxos de caixa esperados apenas cobre o custo do investimento.

Por sua vez, Gitman (2002) define a TIR como a taxa de desconto que torna nulo o VPL de um dado projeto (Eq. 21), ou seja, se o projeto for empreendido a essa taxa, os recebimentos apenas compensarão os desembolsos, não agregando, dessa forma, valor ao investidor:

$$\sum_{t=1}^T \frac{E(FC_t)}{(1+TIR)^t} - I = 0 \quad \text{Eq. 21}$$

De acordo com esse modelo, a decisão de investimento deve ser realizada a partir da comparação entre a TIR e a Taxa Mínima de Atratividade (TMA), que é específico de cada investidor. Nesse sentido, se a TIR for superior à TMA, deve-se investir imediatamente. Caso contrário, o investimento não deverá ser realizado (Ross *et al.*, 2002 *apud* Rodrigues, 2012)

Já o *Payback* é definido como sendo o tempo de retorno do capital investido, considerando-se o efeito do custo de capital, ou seja, a mudança do valor do dinheiro no tempo. Comumente, este modelo é aplicado para se ter uma indicação do nível do risco do projeto de investimento, já que quanto maior for o *Payback*, maior também será o tempo para se recuperar o capital investido e, conseqüentemente, mais arriscado será o projeto (Brasil, 2002 *apud* Rodrigues, 2012).

No caso de investimentos de custo elevado, como é o caso dos projetos de mineração, a utilização do *Payback* não deve substituir o VPL na avaliação da viabilidade econômica, mas sim, complementá-lo. No entanto, investidores normalmente utilizam esse critério na tomada de decisões sobre investimentos, cujos valores sejam relativamente baixos (Ross *et al.*, 2002 *apud* Rodrigues, 2012). Os autores ressaltam ainda que o critério do *Payback*, isoladamente, não se mostra adequado para avaliar, economicamente, projetos de mineração de longo prazo, já que esse modelo considera apenas os fluxos de caixa obtidos até um limite de tempo arbitrário, ignorando, assim, os fluxos de caixa que poderão ser obtidos futuramente.

Os modelos baseados na metodologia do Fluxo de Caixa Descontado dependem consideravelmente da qualidade e confiabilidade dos parâmetros e premissas utilizados. De nada adianta ter um bom modelo de avaliação se tais dados de entrada não são compatíveis com a realidade da empresa. Existe uma expressão em inglês usada para mostrar como os dados de entrada influenciam na qualidade dos dados de saída - *trash in, trash out* - ou seja, lixo para dentro, lixo para fora. Se não forem inseridos bons parâmetros e premissas críveis no modelo, os resultados não serão confiáveis (Póvoa, 2007).

Portanto, se tratando de projetos de investimento do setor de mineração, que são caracterizados pela presença de várias fontes de incerteza, seja nos estágios de exploração, produção ou logística, uma análise de risco torna-se essencial para uma melhor avaliação e visão do projeto.

3.11 Análise de Risco de Projetos

O sucesso econômico das empresas depende, dentre outros aspectos, dos estudos de viabilidade econômica dos projetos que servem como base para a tomada de decisão. Portanto, a análise de investimentos deve considerar os riscos e incertezas que envolvem os projetos.

Para Andrade (2002), risco é considerado uma estimativa do grau de incerteza que se tem em relação à realização de resultados futuros desejados. Sendo assim, o risco é a variabilidade do retorno esperado. Quanto mais certo for o retorno de um investimento, menos variabilidade e risco eles oferecem.

De acordo com Motta (2006) o alto grau de incertezas em projetos de grande porte, como no caso da mineração, aliado aos elevados investimentos necessários, justificam a importância de se utilizar metodologias de análise de projetos que ajudem a identificar onde estão as suas maiores incertezas. Deve-se então quantificar o impacto dessas incertezas nas decisões a serem tomadas e avaliar o risco envolvido nos projetos sob pena de serem gerados resultados econômicos indesejáveis para a empresa.

Para a quantificação do risco de um projeto é recomendável realizar uma análise de risco por meio de uma ferramenta conhecida. Uma das mais utilizadas trata-se da simulação de Monte Carlo. Existem outros modelos também como a análise de sensibilidade, análise de cenários e árvores de decisão, que serão brevemente descritos a seguir.

A análise de sensibilidade consiste em alterar o valor de cada uma das variáveis individualmente permitindo avaliar o impacto desta alteração no fluxo de caixa do projeto, possibilitando identificar as variáveis que mais influenciam no resultado econômico do projeto (Mulherin, 2004 *apud* Motta *et al.*, 2008). No entanto, esse tipo de análise sempre considera o efeito da variação de certo coeficiente isoladamente. Não se analisa o que acontece com uma solução ótima, quando dois ou mais coeficientes variam em conjunto (Moreira, 2007).

Já segundo Copeland & Antikarov (2001), a análise de cenários permite corrigir um dos erros da análise de sensibilidade, que é considerar as interdependências entre as

variáveis do projeto. Sendo assim, são escolhidos cenários para o projeto como por exemplo, cenário otimista, pessimista e esperado, considerando combinações diferentes, mas consistentes, de variáveis. O processo de mensuração de risco do projeto se inicia com o VPL dos três cenários e com a probabilidade de ocorrência de cada um deles. Para Amram & Kulatilaka (1999), modificar a análise de fluxo de caixa descontado com análise de cenários é o primeiro passo para a incorporação da incerteza, mas cada cenário permanece fixo em um único resultado futuro e no plano de investimento.

As árvores de decisão podem ser utilizadas para análise de projetos que envolvam decisões seqüenciais. Esse modelo facilita as decisões que envolvem riscos, não apenas pelos cálculos efetuados, mas também pela forma organizada (gráfica) com que as variáveis relacionadas são visualizadas, possibilitando assim enxergar um conjunto de combinações de risco-retorno.

De acordo com Ragsdale (2001), a árvore de decisão é composta por nós, que representam decisões, interconectados por ramos, que representam diferentes alternativas para cada decisão. Cada ramo resulta em um determinado valor para a decisão tomada. Ao final da simulação existem vários resultados com diferentes probabilidades de ocorrência.

Já a simulação de Monte Carlo consiste da análise do impacto sobre o resultado do projeto, quando se associa probabilidades de ocorrência às suas variáveis e permite, diferentemente das análises de sensibilidade e cenários, considerar todas as combinações possíveis das variáveis presentes no projeto, o que torna este método mais robusto que os anteriores (Dias, 2005 *apud* Motta *et al.*, 2008).

Andrade (2002) enumera os passos para a realização da simulação de Monte Carlo:

1. Identificar as variáveis que podem interferir mais fortemente nos resultados do investimento;
2. Atribuir distribuições de probabilidade às variáveis escolhidas;
3. Aplicar o método de Monte Carlos para gerar um fluxo de caixa para cada experimento/corrida;

4. Resolver o fluxo de caixa para encontrar o índice que mede o mérito do investimento, como por exemplo, o VPL. Nesse caso, calcular o VPL de cada um dos fluxos de caixa gerados;
5. Analisar a distribuição de probabilidade de todos os VPL's calculados, a partir de todos os experimentos/corridas realizados;
6. Calcular o valor esperado do resultado do investimento e o grau de risco, como consequência da análise do desvio padrão.

O método de Monte Carlo pode ser realizado através do *software* Crystal Ball[®] desenvolvido e comercializado pela empresa Oracle[®], que trabalha com simulações e previsões através do Microsoft Excel[®]. Uma das principais características do *software* é a possibilidade de atribuição de diversas distribuições de probabilidade para as variáveis de entrada, tais como a distribuição normal, a log-normal e a triangular (Figura 9), representando o passo 2 descrito anteriormente. A distribuição triangular, por exemplo, caracteriza-se pela definição de limites inferiores e superiores e um valor esperado para a variável analisada.

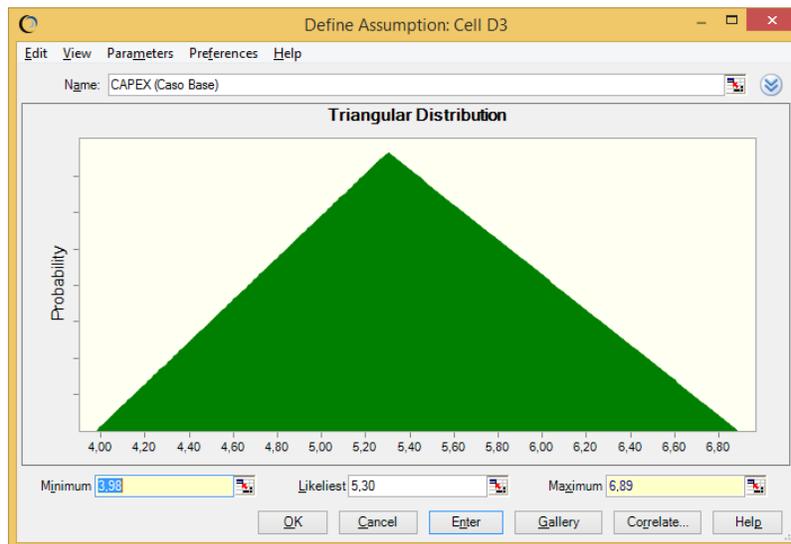


Figura 9 - Exemplo de distribuição triangular adotada em uma simulação realizada no *software* Crystal Ball[®]

A partir da probabilidade de ocorrência da variável adotada na Figura 9 são gerados valores distintos de resultado a cada iteração, representando o passo 4 descrito anteriormente. Esses valores são armazenados pelo *software* e ordenados de forma

crescente para a construção de um histograma de probabilidade de ocorrência do resultado final, que geralmente obedece uma distribuição normal (Figura 10).

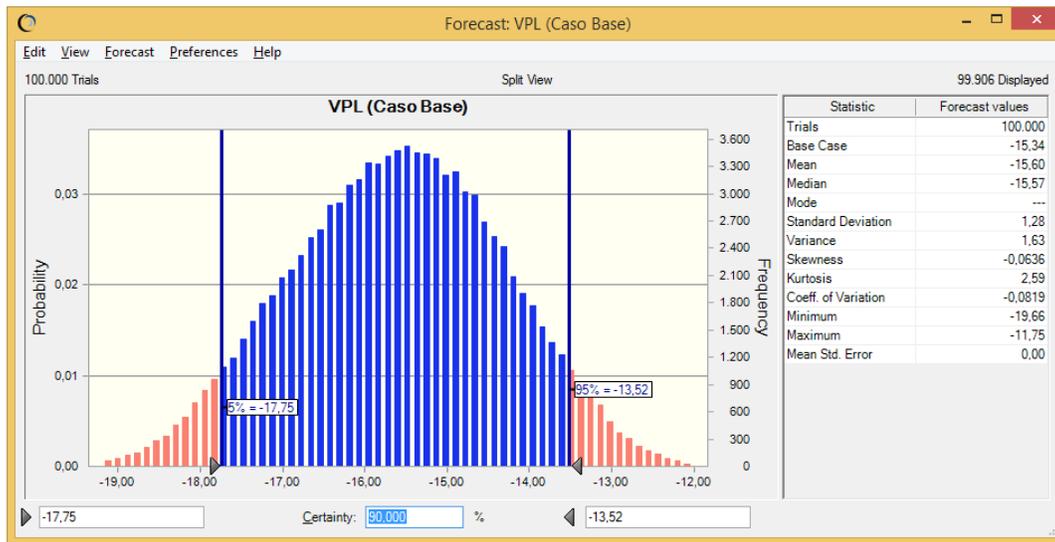


Figura 10 - Exemplo de distribuição normal do resultado da simulação utilizando o *software* Crystal Ball®

A conclusão do trabalho compreende a análise dos resultados conforme exposto na Figura 10. O grau de risco consiste na dispersão dos resultados ao redor da média e os limites inferiores e superiores representam os valores extremos. O resultado final é a mediana dos valores representados graficamente.

Algumas das principais incertezas associadas aos projetos de mineração são volume de produção, custo de investimento, custos de operação, preços, cronogramas de licenciamento e cronogramas de implantação. Sendo assim, análise de risco se faz extremamente pertinente ao trabalho, uma vez que permite identificar onde estão as maiores incertezas.

4. Metodologia

4.1 Premissas

O trabalho em questão baseia-se em um típico minério de ferro itabirítico brasileiro proveniente da região do Quadrilátero Ferrífero, destinado à produção de *pellet feed*, com um teor de ferro aproximado de 43%. O estudo parte da consideração que o itabirito em questão representa uma amostra correspondendo ao percentil 80 da variabilidade da jazida.

O circuito estabelecido para o processamento de 24Mta desse minério foi o circuito convencional, incluindo quatro estágios de britagem seguido de dois estágios de moagem em moinho de bolas, classificação, deslamagem e flotação. O regime operacional adotado para a britagem primária foi de 60%, equivalendo a uma capacidade nominal de 4.583 toneladas por hora (t/h). Para as etapas subsequentes de britagem e moagem foi adotado um rendimento operacional de 85%, equivalendo a uma capacidade nominal de 3.235 t/h.

O trabalho aqui desenvolvido restringe-se à análise das etapas de cominuição (britagem e moagem, principalmente) e classificação visando à obtenção de um produto adequado à alimentação da flotação. Nesse sentido, considera-se que o tamanho de partícula no qual ocorre liberação suficiente do minério seja 150 μ m. Sendo assim, é recomendado que ao menos 95% do produto se encontre abaixo desse tamanho. Além disso, uma questão crítica relacionada ao processamento de itabiritos é a quantidade de material ultrafino gerado, que impacta significativamente o desempenho das etapas posteriores de deslamagem e flotação. Portanto, a quantidade de material abaixo de 10 μ m gerada deve ser controlada com bastante cuidado.

Nesse sentido, rotas alternativas ao processamento desse tipo de minério serão avaliadas, sob o ponto de vista de custos de investimento e de operação, e então comparadas ao circuito convencional.

4.2 Características do Minério

O minério em questão é extraído por lavra a céu aberto, com distribuição granulométrica do produto da britagem primária descrita pela Figura 11.

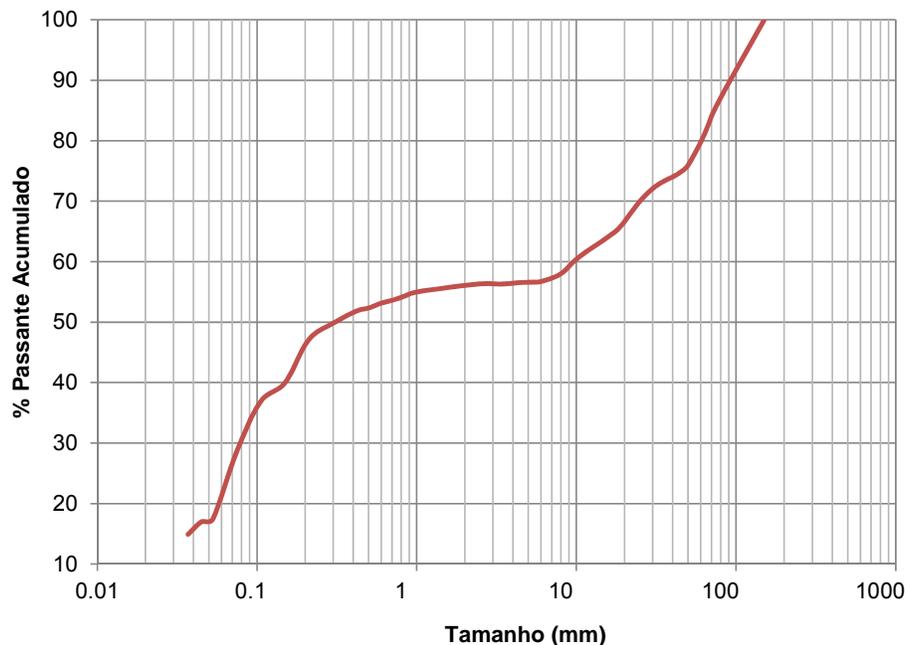


Figura 11 - Distribuição granulométrica do produto da britagem primária do itabirito em estudo

As principais características desse minério são apresentadas na Tabela 20. Essas informações foram obtidas a partir de análises de caracterização realizadas no Laboratório de Tecnologia Mineral da COPPE/UFRJ com amostras representativas do ROM do itabirito em estudo.

Tabela 20 - Características do minério de ferro itabirítico em estudo

| | |
|--|---------------------|
| Massa específica (kg/cm ³) | 3,81 |
| Massa específica aparente (kg/cm ³) | 2,25 |
| Índice de abrasividade de Bond, A _i (g) | 0,081 |
| Índice de trabalho de Impacto (kWh/t) | 5,4 |
| Índice de trabalho de Bond (kWh/t) | 8,0 |
| Parâmetro do ensaio DWT, Ax b | 63,1 x 2,26 = 142,8 |
| Parâmetro do ensaio de abrasão, ta | 2,56 |

De acordo com a classificação apresentada na Tabela 5, esse itabirito é enquadrado como de baixa abrasividade, bem como quando comparado aos valores de outros minérios como magnetita e cobre.

Os índices representativos da resistência do minério à fragmentação por abrasão e impacto são os parâmetros t_a e $A \times b$. Desta forma, quanto menores os valores, maior a resistência à quebra por meio desses mecanismos. De acordo com as classificações apresentadas na Tabela 21, o minério em estudo se mostra muito pouco resistente à quebra.

Tabela 21 - Classificação quanto a resistência à quebra em função dos parâmetros $A \times b$ e t_a

| Parâmetro | Classificação quanto a resistência à quebra | | | | | | |
|--------------|---|-----------|--------------------|-----------|---------------------|-----------|-------------|
| | Muito alta | Alta | Moderadamente alta | Média | Moderadamente baixa | Baixa | Muito baixa |
| $A \times b$ | <30 | 30-38 | 38-43 | 43-56 | 56-67 | 67-127 | >127 |
| t_a | <0,24 | 0,24-0,35 | 0,35-0,41 | 0,41-0,54 | 0,54-0,65 | 0,65-1,38 | >1,38 |

A partir dos resultados do ensaio DWT realizado no Laboratório de Tecnologia Mineral da COPPE/UFRJ com as amostras do ROM do minério em estudo, foram extraídos valores de t_{10} - t_n e também valores da energia específica da cominuição (E_{cs}) para diferentes valores de t_{10} e tamanhos de partículas (Tabela 22 e Tabela 23).

Tabela 22 – Dados da função quebra do minério em questão

| Parâmetro t_{10} (%) | Tamanho relativo ao tamanho inicial | | | | |
|------------------------|-------------------------------------|----------|----------|-------|-------|
| | t_{75} | t_{50} | t_{25} | t_4 | t_2 |
| 10 | 8,05 | 8,51 | 9,60 | 15,62 | 28,84 |
| 20 | 13,96 | 14,75 | 16,82 | 30,25 | 50,19 |
| 30 | 19,57 | 20,65 | 23,65 | 43,80 | 66,52 |
| 50 | 31,05 | 32,68 | 37,39 | 67,41 | 87,53 |

Tabela 23 – Dados da energia específica da cominuição (E_{cs}) do minério em estudo

| Parâmetro t_{10} (%) | Tamanho inicial da partícula (mm) | | |
|------------------------|-----------------------------------|-------|-------|
| | 20,63 | 41,08 | 57,78 |
| 10 | 0,091 | 0,083 | 0,082 |
| 20 | 0,201 | 0,184 | 0,182 |
| 30 | 0,337 | 0,310 | 0,310 |

Conforme mencionado, a distribuição granulométrica apresentada na Figura 11 corresponde ao produto da britagem primária e será utilizada como base da alimentação dos circuitos alternativos que serão propostos. O rendimento operacional utilizado será de 85%, equivalendo a uma capacidade nominal de 3.235 t/h.

4.3 Definição de Rotas Alternativas de Cominuição

A partir da distribuição granulométrica do produto da britagem primária representada pela Figura 11, pode-se observar uma grande quantidade de finos presentes, tendo em vista que o 80% do material é passante em 60mm, 55% em 1mm e 38% em 0,15mm. Segura (2014) também observou essa questão em seu trabalho e mencionou que, em situações como essa, seria lógico pensar em uma opção de *bypass* no circuito a fim de otimizar a questão de consumo energético (embora tenha ressaltado que essa possibilidade seria limitada para alguns tipos de itabiritos). No entanto, ela relembra que dados operacionais indicam que, para alguns tipos de minério de ferro itabiríticos, os finos naturais presentes no ROM apresentam um revestimento de lamas que dificulta a recuperação do minério na etapa de flotação. Sendo assim, embora parte do material já esteja na faixa de tamanho adequada para a alimentação da flotação, ainda existe a necessidade de algum tipo de condicionamento na moagem (Souza, 2005 *apud* Segura, 2014).

De fato, a revisão de dados recentes da literatura (Mazzinghy *et al.*, 2013) mostrou que, apesar da maior presença de finos na alimentação, amostras de itabirito friáveis podem apresentar maiores valores de W_i quando comparadas a amostras de itabirito compacto, demandando assim mais energia para a cominuição. Mazzinghy *et al.*, (2014) atribuíram isso aos maiores tamanhos dos grãos de quartzo presentes na litologia friável.

Essas questões reforçam o fato de que a escolha da rota para o processamento de minérios de ferro itabiríticos não é uma tarefa trivial. A definição do circuito mais

apropriado é de extrema importância, não só pela escolha dos equipamentos mas também pelo fato de como eles serão configurados.

4.3.1 Alternativa A – Caso Base: Britagem em Múltiplos Estágios Seguida de Moagem em Moinho de Bolas

Os circuitos convencionais de cominuição adotados nos projetos de beneficiamento de minério de ferro itabiríticos brasileiros contemplam, tradicionalmente, quatro estágios de britagem seguido de dois estágios de moagem em moinho de bolas. Nesse sentido, a rota convencional também será proposta com o objetivo principal de compará-la às outras rotas alternativas (Figura 12).

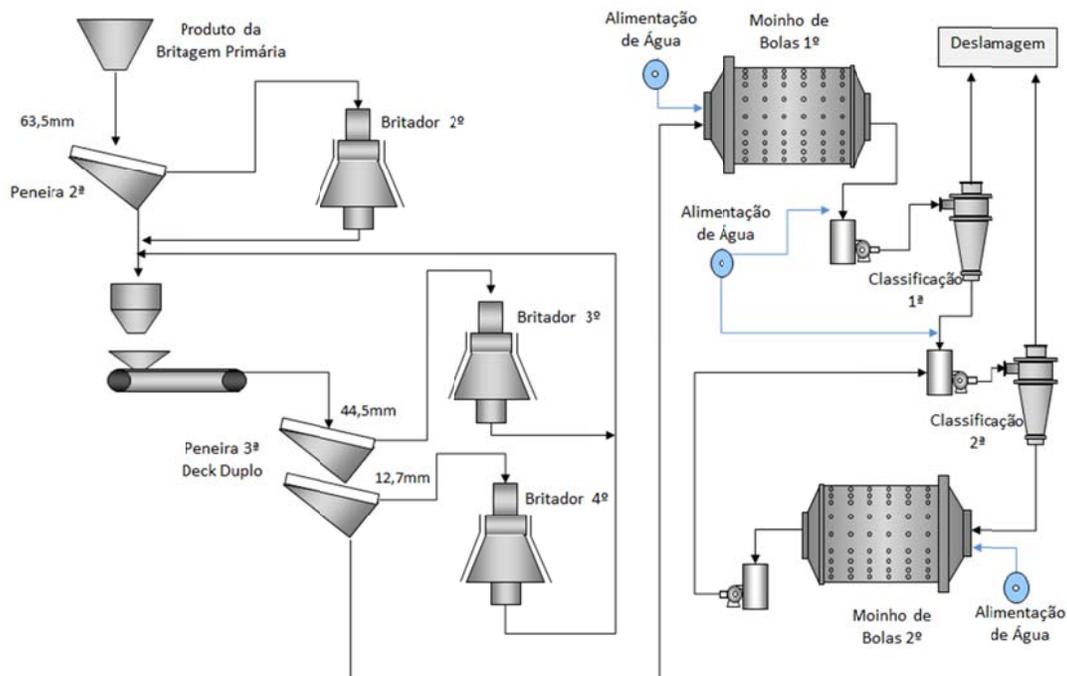


Figura 12 - Fluxograma da Alternativa A (caso base)

Conforme já mencionado anteriormente, esse circuito é amplamente utilizado no processamento de minérios de ferro itabiríticos no Brasil, com algumas variações de

configuração. Em termos operacionais é a alternativa mais estável, principalmente por ser um circuito robusto e reconhecidamente bem-sucedido até então pela limitada tendência a não geração excessiva de finos e, conseqüentemente, pela maximização da recuperação.

Por outro lado, é também um circuito reconhecidamente complexo, devido ao grande número de equipamentos e estágios de peneiramento, britagem e moagem requeridos, demandando assim elevada manutenção e extensa área de construção. Além disso, tanto o consumo de energia como de água e de corpos moedores são relativamente elevados oferecendo, assim, boas margens de simplificação e reduções de custos consideráveis.

4.3.2 Alternativa B: Britagem Secundária e HPGR Seguidos de Moagem em Moinho de Bolas

A recente aplicação do HPGR para o processamento de um típico minério de ferro itabirítico brasileiro, abre uma janela importante de discussões quanto à aplicação dessa tecnologia em projetos futuros. A rota aqui proposta baseia-se, principalmente, nos recentes resultados expostos por Mazzinghy *et al.* (2015) após a implantação do projeto Minas-Rio e compreende a utilização da prensa de rolos após a britagem primária e secundária, de forma a gerar um produto adequado para alimentar a moagem em moinho de bolas. No entanto, cabe ressaltar que o fluxograma aqui proposto difere sensivelmente do circuito adotado no projeto Minas-Rio, pelo fato do mesmo adotar a etapa de prensa de rolos em circuito aberto (Mazzinghy *et al.*, 2015).

Apesar de estudos mostrarem um maior custo de investimento demandado, quando comparado à rota convencional (Amelunxen & Meadows, 2011), a aplicação do HPGR tende a proporcionar ganhos a longo prazo em relação à redução nos custos de operação, tendo em vista menores consumos energéticos requeridos.

Conforme já destacado anteriormente, a maior preocupação em relação à aplicação do HPGR à itabiritos é a geração excessiva de finos, que deve ser analisada com atenção por ser extremamente prejudicial à etapa subsequente de flotação.

Tendo em vista essa preocupação e baseado nos resultados expostos por Segura (2014), a configuração desse circuito foi inicialmente projetada considerando a alimentação escalpada (com o objetivo de retirar os finos naturais da alimentação). Sendo assim, a fração de material fino da alimentação estaria sendo enviada diretamente para as etapas de classificação e moagem.

No entanto, foi identificada a necessidade do envio de parte desse material fino (naturalmente presente na alimentação) diretamente para o HPGR, contribuindo assim para a formação da camada autógena na superfície do rolo impedindo que os *studs* se quebrem (Figura 13). Nesse sentido, o material se acumula na área entre os pregos e cria-se uma camada de minério sobre o rolo (Rosario, 2010).

Por outro lado, vale ressaltar que essa configuração acrescentaria certa complexidade ao circuito, tendo em vista a necessidade de manuseio e controle da alimentação do material úmido com os desvios de fluxos.

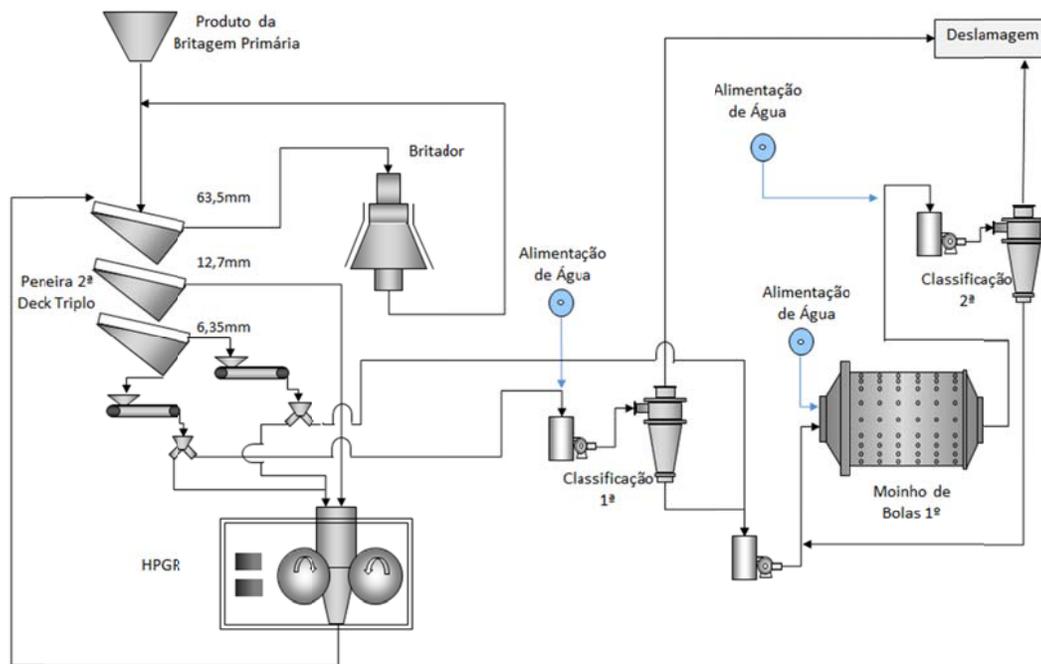


Figura 13 - Fluxograma da Alternativa B (HPGR)

4.3.3 Alternativa C: Moagem AG Seguida de Moagem em Moinho de Bolas

Estudos recentes em escala piloto (Rodrigues, 2014) demonstram cada vez mais a potencial aplicação da moagem AG/SAG para o processamento de minérios de ferro itabiríticos brasileiros. A rota aqui proposta compreende a moagem em moinho autógeno seguida de moagem em moinho de bolas (Figura 14).

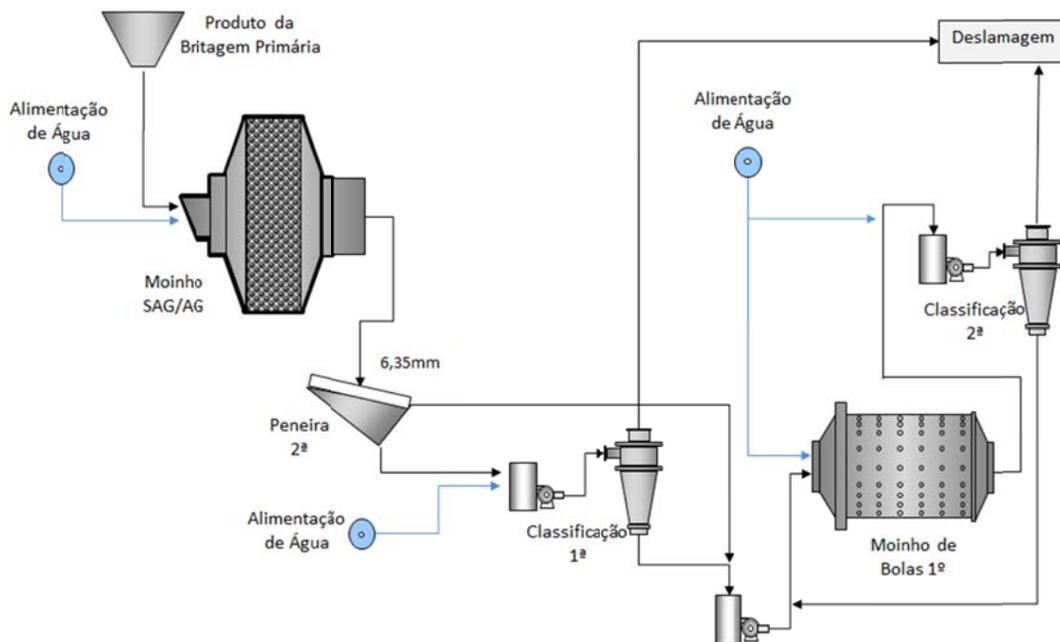


Figura 14 - Fluxograma da Alternativa C e D (SAG/AG)

Essa configuração FAB está sendo avaliada com base, principalmente, nos resultados expostos por Rodrigues (2014) recentemente, nos quais tanto a aplicação da moagem SAG como AG se mostrou adequada à redução de tamanho de minérios itabiríticos brasileiros.

Apesar dessa configuração de circuito se mostrar ligeiramente menos eficiente, quando comparada à rota contemplando a moagem semi-autógena (Rodrigues, 2014), a questão da dispensabilidade de corpos moedores não autógenos se mostra bastante atrativa, tendo em vista a redução nos custos operacionais do circuito que isso pode

trazer. Além disso, reduções no custo de investimento também são esperadas a partir de boa simplificação do circuito, quando comparadas à rota convencional.

4.3.4 Alternativa D: Moagem SAG Seguida de Moagem em Moinho de Bolas

Conforme mencionado na análise anterior, estudos recentes em escala piloto (Rodrigues, 2014) demonstram cada vez mais a potencial aplicação da moagem AG/SAG para o processamento de minérios de ferro itabítricos brasileiros. A rota aqui proposta compreende a moagem em moinho semi-autógeno seguida de moagem em moinho de bolas (Figura 14).

A partir da revisão da literatura e com base nos resultados expostos por Segura (2014), o uso de um britador de *pebbles* junto ao moinho SAG não se mostra necessário, tendo em vista que o minério em estudo apresenta resistência mecânica relativamente baixa. Sendo assim, a configuração SAB se mostra adequada e bastante interessante em termos do custo de investimento, principalmente quando comparada à rota convencional. No entanto, em termos dos custos operacionais associados à energia demandada, essa alternativa tende a se equiparar ao circuito de britagem multi-estagiada seguida de moagem em moinho de bolas devido, principalmente, ao custo associado ao desgaste dos consumíveis (Delboni, 2007).

4.3.5 Alternativa E: Britagem Secundária Seguida de Moagem em Moinho de Rolos Vertical

A rota aqui proposta compreende a moagem em moinho de rolos vertical e anel logo após a britagem secundária (Figura 15), diferentemente de algumas das configurações de circuito já propostas anteriormente (Segura, 2014), que incluem quatro estágios de britagem seguidos da moagem em moinho de rolos.

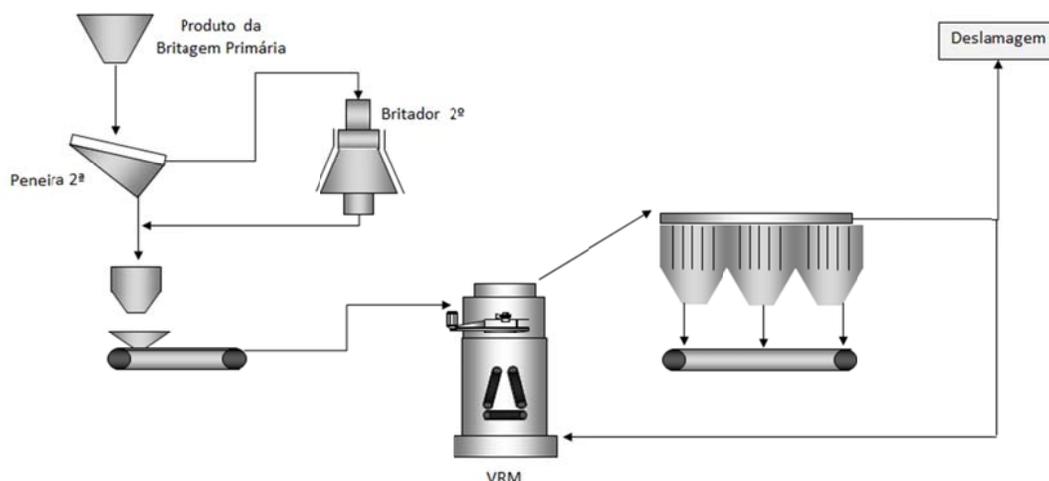


Figura 15- Fluxograma Esquemático da Alternativa E (VRM)

Como configurações operacionais, foram adotadas as opções de rolo *shear-free* e classificação modo *airflow*, que se mostraram mais adequadas ao processamento de itabiritos em estudos preliminares (Vale S.A e Loesche®), expostos na seção 3.8.4. O sistema de classificação acoplado dispensa a classificação a úmido do produto da moagem. Na configuração de rolos *shear-free* as forças de cisalhamento são minimizadas, o que diminui a quantidade de material ultrafino gerado. Essa questão foi confirmada para o caso dos itabiritos através dos estudos preliminares.

Esta rota se reveste de importância por se tratar de uma opção viável na moagem a seco até a granulometria do produto ($95\% < 0,15\text{mm}$), avaliando-se questões ainda não adequadamente tratadas como a questão da geração de finos.

4.4 Modelagem e Simulação das Rotas de Cominuição Propostas

Após a análise crítica das rotas alternativas propostas para o processamento do minério de ferro itabirítico em estudo, simulações de desempenho foram realizadas utilizando o *software* JKSimMet[®], devido ao seu amplo uso na indústria mineral e considerável sucesso quanto à avaliação de rotas de processo de diferentes minérios.

No entanto, a partir de trabalhos anteriores, pôde-se observar que o JKSimMet[®] apresentou certas limitações para o caso do processamento de itabiritos. Segura (2014) analisou a simulação da moagem em moinho de bolas utilizando tanto a metodologia baseada no *software* JKSimMet[®], como a baseada no *software* Moly-Cop. Os resultados mostraram que o segundo modelo é o mais adequado para o minério em estudo e, por isso, o uso do Moly-Cop *Tools* também foi adotado no trabalho em questão.

Desta forma, a modelagem e dimensionamento dos equipamentos de classificação, britadores, moinhos de bolas e HPGR foram baseados no trabalho de Segura (2014), já previamente calibrados para o minério em estudo.

Para o dimensionamento e simulação do moinho SAG e AG, dados de testes piloto realizados recentemente com minérios similares (Rodrigues, 2014) foram usados na calibração dos modelos disponíveis no JKSimMet[®]. No entanto, a partir da análise de trabalhos anteriores, pôde-se observar certas limitações no modelo SAG/AG deste *software* quanto à aplicação de minérios menos competentes como alguns itabiritos, sendo necessários alguns ajustes adicionais utilizando ferramentas como o Excel, através de um modelo mais apropriado que o contemplado no simulador. O objetivo é obter uma estimativa mais coerente da capacidade de processamento e, conseqüentemente, das dimensões do moinho para o itabirito em questão.

Recentemente, Latchireddi (2002) propôs um modelo que permite a previsão com maior confiança do *hold-up* de moinhos industriais para diferentes configurações de grelha e descarregadores de polpa (*pulp lifters*), a fim de evitar o fenômeno do *slurry pool*. Nesse sentido, o autor analisou diversas variáveis que poderiam afetar o hold-up e propôs as seguintes equações:

$$J_{max} = \beta M \varepsilon_d \quad \text{Eq. 22}$$

$$\varepsilon_d = 0,435 \left(\frac{\phi^{0,07}}{M^{0,18}} \right) \quad \text{Eq. 23}$$

sendo J_{max} o *hold-up* máximo antes da formação do fenômeno *slurry pool*, ε_d a porosidade dinâmica, β a fração da carga ativa, M a carga total do moinho (corpos moedores e bolas) e ϕ a fração da velocidade crítica.

Posteriormente, Latchireddi (2002) propôs também equações para descrever o *hold-up* do sistema baseado na modificação das relações originalmente estabelecidas por Morrell & Stephenson (1996).

$$\text{Sistema de grelha (somente)} J_s = k_g Q^{0,46} M^{0,26} \phi^{0,34} A_F^{-0,13} \gamma^{-0,12} D^{-1,33} \quad \text{Eq. 24}$$

sendo k_g o coeficiente de resistência = $0,0404 + 0,02\rho + b_3\rho^2$, b_3 a viscosidade da polpa (0,15 para valores baixos; 0,35 médios and 0,5 altos), ρ o percentual de sólidos volume/volume = volume de sólidos (<1mm) / vazão de descarga (<1mm mais água), Q a vazão de descarga (<1mm) (m^3/h), A_F a área aberta da grelha, γ o parâmetro dependente da posição de abertura da grelha e D o diâmetro interno do moinho (m).

Sendo assim, quando $J_s > J_{max}$ a formação do fenômeno *slurry pooling* deve ocorrer.

4.5 Estimativas de CAPEX e OPEX das Rotas de Cominuição Propostas

O trabalho aqui proposto não fornecerá todos os detalhes que compõem uma estimativa de custos completa de um projeto de beneficiamento de minérios. O objetivo é fornecer uma estimativa em nível de estudo dos principais custos envolvidos, com um nível de precisão entre -25 e +30% (Tabela 11), para que as rotas de cominuição propostas sejam também comparadas sob o ponto de vista dos custos de investimento e de operação.

As estimativas de CAPEX foram baseadas nos custos dos principais equipamentos mecânicos de cominuição de cada rota e nos principais custos associados como, montagem eletromecânica, obras civis industriais, equipamentos elétricos, material de tubulação, estrutura metálica e correias transportadoras, que representam, ao menos, 70% do custo de investimento total.

Os custos de vários dos principais equipamentos foram fornecidos pelo fabricante Metso Minerals, e os principais custos associados foram baseados em dados de projetos de minério de ferro itabiríticos brasileiros, a partir de fatores estabelecidos para aplicação às rotas aqui propostas. É importante ressaltar que as cotações realizadas com o fabricante são preliminares e foram fornecidas para fins acadêmicos, não sendo válidas para negociações ou venda.

Já as estimativas de OPEX restringem-se às análises de desgaste dos revestimentos e corpos moedores e também do consumo energético e serão apresentadas em dólares americanos por tonelada de material processado ano (US\$/t ano). As estimativas baseiam-se nas equações de desgaste de revestimentos e corpos moedores e, em alguns casos, em dados industriais de vida útil recentemente divulgados. Algumas premissas de preços adotadas basearam-se no trabalho de Rodrigues (2014), de US\$1,95/kg para corpos moedores e, no caso dos revestimentos, 0,06 milhões de dólares por revestimento dos britadores (US\$m/revestimento), US\$m 2,3/revestimento dos moinhos de bolas e US\$m 2,6/revestimento dos moinhos SAG/AG. Já para o caso do desgaste dos rolos do HPGR, a premissa de preço teve como base a estimativa publicada

por Amenlunxen & Meadows (2011) de 1,8 milhão de dólares por troca de rolo (US\$m 1,8/troca de rolo). Vale ressaltar que o trabalho proposto não fornecerá estimativas de custos de mão de obra, automação, nem custos administrativos ou gerais.

Os resultados de CAPEX serão apresentados em dólares americanos por tonelada de material processado ano (US\$/t ano), a partir da conversão dos custos dos equipamentos principais cotados com os fabricantes na moeda recebida, utilizando as taxas médias de câmbio do mês de cotação correspondentes. Os resultados de OPEX apresentados em US\$/t dependerão dos preços adotados em US\$/kg para corpos moedores e em US\$/revestimento, dependendo do equipamento.

4.6 Análise Econômica e de Risco das Rotas de Cominuição Propostas

Para que seja tomada a melhor decisão de investimento dentre as diferentes rotas de cominuição propostas, serão fornecidas estimativas do custo total de cada uma delas, através da soma dos custos de CAPEX obtidos e dos valores presentes dos custos de OPEX ao longo da vida útil dos projetos. Para isso, foram adotadas as premissas de um período de operação de 20 anos e uma Taxa Mínima de Atratividade de 12,3% ao ano, com base em um projeto com risco semelhante.

O trabalho aqui proposto também fornece uma análise de risco das rotas por meio do uso da ferramenta de simulação Crystal Ball da empresa Oracle. Entretanto, como os dados de entrada (estimativas de CAPEX e OPEX) podem conter erros, um intervalo de confiança de nível de estudo foi adotado (Tabela 11), a fim de contemplar todo o espectro de variação que essas premissas podem apresentar.

Vale ressaltar que, tanto a simulação como as análises de custos e risco partem da consideração de uma amostra média e que os projetos devem considerar a variabilidade inerente à jazida.

5. Resultados

5.1 Simulações

5.1.1 Alternativa A - Caso Base

A simulação do circuito convencional de britagem foi realizada no JKSimMet[®] (versão 5.2) e a moagem em moinho de bolas no Moly-Cop *Tools* (versão 3.0). A Tabela 24 resume os resultados do dimensionamento e simulação dessa rota de cominuição caso base.

Tabela 24 - Resultados do dimensionamento e simulação dos equipamentos da rota de cominuição A (caso base)

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade Estimada | Potência Nominal do Motor (kW) | Potência Operacional Estimada (kW) |
|------------------------------|-------------------|---------------------|--------------------------------|------------------------------------|
| Peneiramento 2º | 10'x24' (1 deck) | 2 | - | - |
| Peneiramento 3º | 10'x24' (2 decks) | 6 | - | - |
| Britagem 2ª | HP 400 | 1 | 315 | 147 |
| Britagem 3ª | HP 400 | 2 | 315 | 186 |
| Britagem 4ª | HP 800 | 3 | 600 | 198 |
| Moagem 1ª | 16'x25' | 1 | 2.800 | 2.614 |
| Moagem 2ª | 16'x25' | 2 | 2.800 | 2.624 |
| Classificação 1ª | 26'' | 11 | - | - |
| Classificação 2ª | 26'' | 12 | - | - |
| Total | - | - | - | 8.975 |
| Total Britagem | - | - | - | 1.113 |
| Total Moagem | - | - | - | 7.862 |
| Potência Associada Britagem* | - | - | - | 1.670 |
| Potência Associada Moagem* | - | - | - | 1.409 |

*Com base em fatores para cada tipo de circuito, utilizando dados de usinas em operação com fluxogramas similares e processando outros tipos de minérios

As distribuições granulométricas simuladas são apresentadas na Figura 16 e na Figura 17. Na Tabela 25 são apresentados alguns resultados e condições de simulação da moagem.

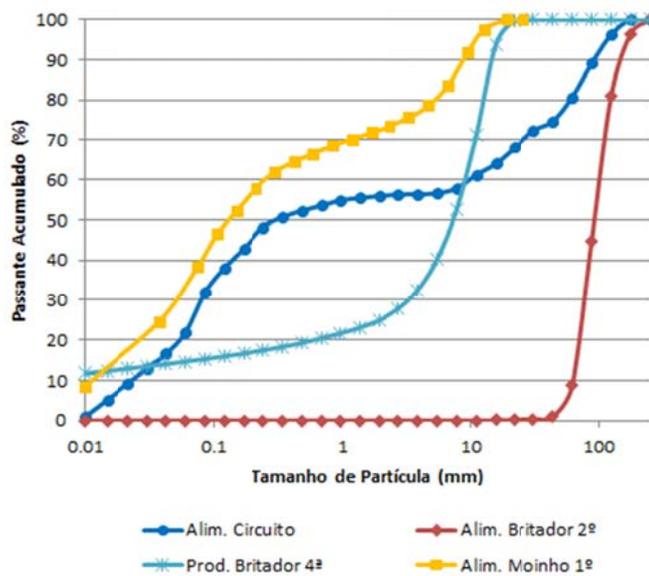


Figura 16 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto do circuito de britagem da rota de cominuição A (caso base)

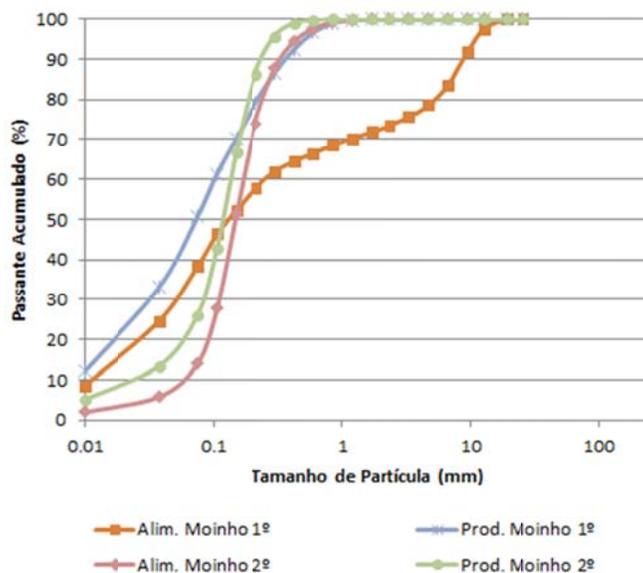


Figura 17 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto do circuito de moagem da rota de cominuição A (caso base)

Tabela 25 - Resultados e condições de simulação da moagem da rota de cominuição A (caso base)

| Moagem | F ₈₀ (μm) | Tamanho Máximo Bolas (mm) | Fração da Velocidade Crítica (%) | Potência (kW) | Energia Específica (kWh/t) | P ₈₀ (μm) |
|------------|--------------------------------------|---------------------------------|--|------------------|----------------------------------|--------------------------------------|
| Primária | 5.235 | 76,2 | 75 | 2.614 | 0,81 | 222 |
| Secundária | 249 | 63,5 | 75 | 2.624 | 3,08 | 191 |

Em relação à geração de ultrafinos ($<10\mu\text{m}$), os resultados da simulação mostraram um percentual de 18% gerado. Esse valor encontra-se dentro da faixa de geração de lamas mencionada na revisão da literatura (Rodrigues, 2014) para esse tipo de circuito.

5.1.2 Alternativa B (HPGR)

A simulação dos estágios de peneiramento e britagem da alternativa B baseou-se nos mesmos parâmetros de calibração dos modelos da rota A, com exceção do dimensionamento dos equipamentos. Com o objetivo de minimizar o número de britadores foi dimensionado um britador secundário de maior capacidade, porém foi necessário aumentar o número de peneiras e acrescentar mais 2 decks, uma vez que esses equipamentos irão receber uma quantidade maior de material (devido ao reciclo), além de ajudar a restringir a alimentação do HPGR.

A modelagem e dimensionamento do HPGR foram baseados em dados de testes piloto realizados recentemente com minérios similares (Alves, 2012), que foram usados para a calibração dos parâmetros do modelo do JKSimMet[®] (versão 5.2). Posteriormente, esses parâmetros, juntamente com as dimensões do HPGR industrial para um minério similar (Mazzinghy *et al.*, 2015), foram base para a simulação da rota de cominuição do minério em estudo. Já a simulação dos estágios de moagem e classificação foi realizada no Moly-Cop *Tools* (versão 3.0). Os resultados do dimensionamento e simulação dos equipamentos da rota de cominuição B são resumidos na Tabela 26.

Tabela 26 - Resultados do dimensionamento e simulação dos equipamentos da rota de cominuição B (HPGR)

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade Estimada | Potência Máxima Recomendada (kW) | Potência Estimada (kW) |
|---------------------------------|---------------------------------|------------------------|-------------------------------------|---------------------------|
| Peneiramento 2º | 10'x24' (3 decks) | 6 | | |
| Britagem 2ª | HP 800 | 2 | 600 | 124 |
| HPGR | Krupp/Polysius 2,40m x 1,65m | 1 | 4.800 (2 motores de 2.400) | 1.560 |
| Moagem | 16'x25' | 2 | 2.800 | 2.624 |
| Classificação 1ª | 26'' | 9 | | |
| Classificação 2ª | 26'' | 32 | | |
| Total | - | - | - | 7.056 |
| Total Britagem | - | - | - | 1.808 |
| Total Moagem | - | - | - | 5.248 |
| Potência Associada Britagem* | - | - | - | 1.670 |
| Potência Associada Moagem* | - | - | - | 1.114 |

*Com base em fatores para cada tipo de circuito, utilizando dados de usinas em operação com fluxogramas similares e processando outros tipos de minérios

As distribuições granulométricas são apresentadas na Figura 18 e na Figura 19. Os resultados e condições de simulação do HPGR são apresentados na Tabela 27 e da moagem na Tabela 28.

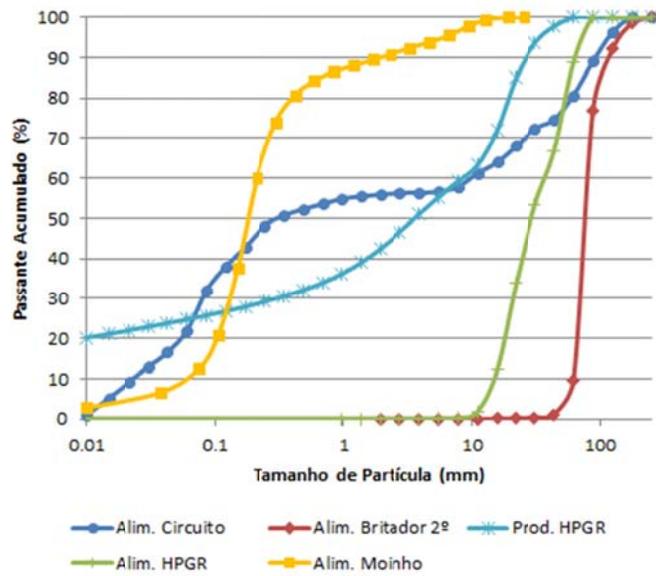


Figura 18 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto do circuito de britagem da rota de cominuição B (HPGR)

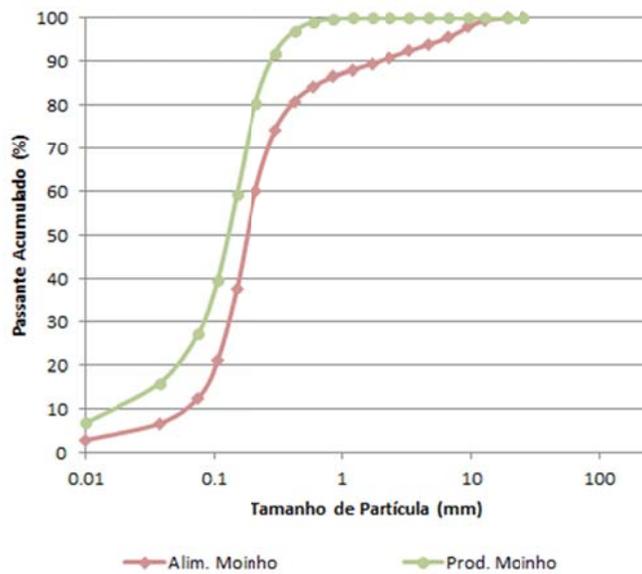


Figura 19 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto do circuito de moagem da rota de cominuição B (HPGR)

Tabela 27 - Resultados e condições de simulação da prensa de rolos da rota de cominuição B (HPGR)

| Parâmetro | HPGR |
|--|-------|
| F ₈₀ (mm) | 55,33 |
| Gap Operacional Calculado, x _g (mm) | 64,32 |
| Gap Crítico Calculado, x _c (mm) | 80,23 |
| Diâmetro do Rolo (m) | 2,40 |
| Comprimento do Rolo (m) | 1,65 |
| Velocidade dos Rolos (m/s) | 1,32 |
| Capacidade Específica (t.s/h.m ²) | 338,6 |
| Taxa de Alimentação Estimada (t/h) | 1.770 |
| Energia Específica (kWh/t) | 0,88 |
| P ₈₀ (mm) | 19,10 |

Tabela 28 - Resultados e condições de simulação da moagem da rota de cominuição B (HPGR)

| Etapa | F ₈₀ (μ m) | Tamanho Máximo Bolas (mm) | Fração da Velocidade Crítica (%) | Potência (kW) | Energia Específica (kWh/t) | P ₈₀ (μ m) |
|--------|-------------------------------|---------------------------------|--|------------------|----------------------------------|-------------------------------|
| Moagem | 409 | 63,5 | 75 | 2.624 | 2,7 | 210 |

Ao comparar o consumo específico de energia requerido pelo HPGR pode-se constatar que o resultado obtido na simulação vai ao encontro dos dados expostos na literatura (Ribeiro *et al.*, 2010).

Adicionalmente, ao comparar as distribuições granulométricas da Figura 18, observa-se que o HPGR foi capaz de desempenhar a sua função em substituir os estágios de britagem terciária e quaternária, quando comparado à rota convencional. Além disso, observa-se também que um produto mais fino foi gerado.

Em relação à preocupação a respeito da geração excessiva de finos que esse equipamento poderia trazer quanto a aplicação à itabiritos, os resultados da simulação indicaram uma quantidade de material ultrafino gerado em torno de 20%. Esse valor encontra-se dentro da faixa de operação aceitável para o processamento do minério em estudo. Além disso, o resultado vai ao encontro dos dados operacionais recentemente divulgados (Mazzinghy, 2015), a partir dos quais foi constatado que não houve geração excessiva de material ultrafino que pudesse ser prejudicial às etapas subsequentes, na condição atual de *ramp-up* de operação das prensas na usina de Minas-Rio.

5.1.3 Alternativa C (AG)

A modelagem e dimensionamento do moinho AG foram baseados em dados de testes piloto realizados recentemente com minérios similares (Rodrigues, 2014), que foram usados para a calibração dos parâmetros do modelo do JKSimMet[®] (versão 5.2). Já a modelagem e dimensionamento da moagem e classificação foram realizados no Moly-Cop *Tools* (versão 3.0).

No entanto, através da Figura 20 e, com base nos parâmetros do itabirito em estudo da Tabela 20, pode-se observar que o mesmo se encontra fora da faixa usual de dureza de testes piloto contemplando a moagem SAG/AG, mas próximo aos parâmetros dos outros itabiritos estudados por Rodrigues (2014).

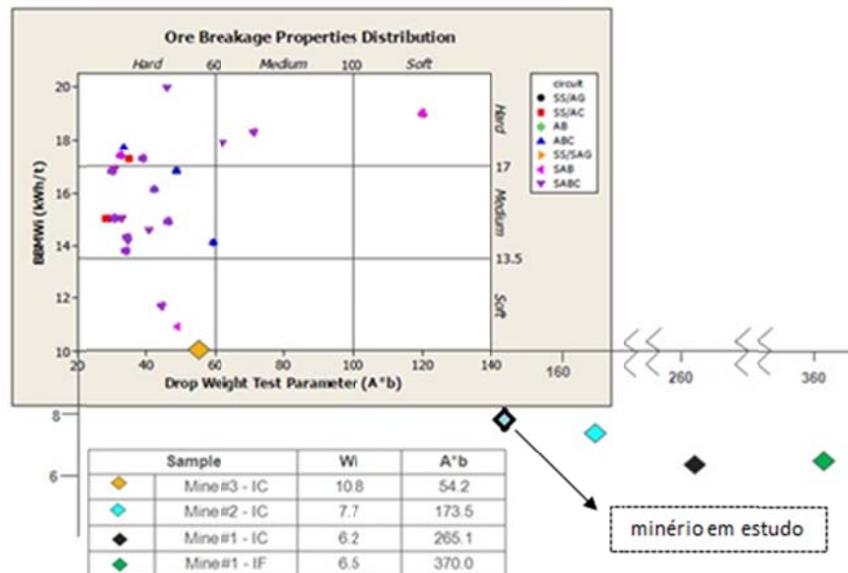


Figura 20 - Valores de BWi vs. A*b após testes piloto SAG/AG com várias amostras de minérios (adaptado de Bueno & Lane, 2011 *apud* Rodrigues, 2014) comparados com os dados do minério em estudo

Nesse sentido, Rodrigues (2014) sinalizou certa limitação do modelo atual do JKSimMet[®] quanto a aplicação a minérios menos resistentes à quebra, como os itabiritos. Por esse motivo, a verificação da vazão máxima de descarga da polpa se faz necessária, conforme o que foi exposto na seção 4.4.

Nesse sentido, o modelo de Latchireddi (2002) foi então aplicado, pois considera uma melhor previsão do *hold-up* de moinhos industriais, a fim de evitar o fenômeno do *slurry pooling*. O *hold up* máximo (J_{max}) foi determinado a partir das Eq. 22 e Eq. 23, assumindo o valor de 0,85 para β (valor médio sugerido da base de dados do autor conforme também exposto por Rodrigues, 2014). Em seguida, foi possível determinar a vazão máxima de descarga Q (em $m^3/h < 1mm$) substituindo J_s por J_{max} na Eq. 24. A Tabela 29 resume os parâmetros utilizados na simulação do moinho AG/SAG bem como a estimativa da vazão mássica de descarga da polpa através do modelo proposto por Latchireddi (2002).

Tabela 29 - Parâmetros utilizados na simulação do moinho AG/SAG e na estimativa da vazão mássica de descarga da polpa da rota de cominuição C e D (AG/SAG)

| Parâmetros | AG | SAG |
|--|--------------|--------------|
| Taxa de alimentação de sólidos (t/h) | 3.235 | 3.235 |
| Carga circulante (%) | 0% | 0% |
| Taxa de descarga de sólidos (t/h) | 3.235 | 3.235 |
| Taxa de descarga de sólidos < 1mm (t/h) | 2.735 | 2.632 |
| Descarga de sólidos < 1mm (% ; p/p) | 85% | 81% |
| Percentual de sólidos (% ; p/p) | 75% | 75% |
| Massa específica do minério (kg/m ³) | 3,81 | 3,81 |
| Vazão de sólidos (m³/h) | 1.927 | 1.927 |
| Vazão de sólidos < 1mm (m ³ /h) | 1.796 | 1.769 |
| Razão: (m ³ /h <1mm) / (m ³ /h total) | 0,93 | 0,92 |
| Carga de bolas (%) simulado | - | 5% |
| M - carga total do moinho (%) | 30% | 25% |
| ϕ - fração da velocidade crítica (%) | 75% | 69% |
| β - fração da carga ativa | 0,85 | 0,85 |
| ϵ_d - porosidade dinâmica | 0,529 | 0,545 |
| <i>Hold-up</i> máximo - J_{max} | 0,135 | 0,116 |
| ρ - percentual de sólidos (% ; v/v) | 40% | 39% |
| b_3 - viscosidade da polpa | 0,35 | 0,35 |
| k_g - coeficiente de resistência | 0,104 | 0,102 |
| A_F - área aberta da grelha (%) | 15% | 15% |
| γ - parâmetro dependente da posição da abertura da grelha | 0,75 | 0,75 |
| D - diâmetro interno do moinho (m) | 11,4 | 10,8 |
| Vazão máxima de descarga (m³/h) | 2.845 | 2.175 |
| Vazão máxima de descarga < 1mm (m ³ /h) | 2.652 | 1.996 |

Como a vazão de sólidos simulada (1.927m³/h) não excedeu a vazão máxima de descarga calculada para o caso de um diâmetro interno de 11,4m (2.845m³/h), esse dimensionamento foi então adotado para a rota em questão. Vale destacar que os parâmetros como M , A_F e γ foram considerados dados de entrada, sendo mantidos constantes. O valor de 30% foi adotado para a carga total do moinho (M) com base no trabalho de Rodrigues (2014).

Apesar dos parâmetros utilizados terem sido os mesmos, tanto na simulação como nos cálculos através do modelo de Latchireddi (2002), os valores da vazão máxima de descarga obtidos foram consideravelmente distintos. A Tabela 30 compara a vazão máxima de descarga do moinho estimada através da simulação no *software* JKSimMet[®] e a calculada através das equações de Latchireddi (2002). E os resultados do dimensionamento e simulação dos equipamentos da rota de cominuição C são resumidos nas Tabela 31.

Tabela 30 – Comparação entre a vazão máxima de descarga do moinho simulada e calculada para a rota de cominuição C (AG)

| Parâmetro | Simulada | Calculada | Varição (%) |
|--|----------|-----------|-------------|
| Vazão máxima de descarga (m ³ /h) | 5.965 | 2.845 | -52 |

Tabela 31 - Resultados do dimensionamento e simulação dos equipamentos da rota de cominuição C (AG)

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade Estimada | Potência Máxima Recomendada (kW) | Potência Estimada (kW) |
|------------------------------|-------------------|---------------------|----------------------------------|------------------------|
| Peneiramento 2º | 10'x24' (2 decks) | 2 | - | - |
| AG | 38' x 23' | 1 | 20.000 | 13.387 |
| Moagem | 16'x25' | 2 | 2.800 | 1.908 |
| Classificação 1ª | 26'' | 7 | - | - |
| Classificação 2ª | 26'' | 14 | - | - |
| Total | - | - | - | 17.203 |
| Total Britagem | - | - | - | 13.387 |
| Total Moagem | - | - | - | 3.816 |
| Potência Associada Britagem* | - | - | - | 227 |
| Potência Associada Moagem* | - | - | - | 928 |

*Com base em fatores para cada tipo de circuito, utilizando dados de usinas em operação com fluxogramas similares e processando outros tipos de minérios

As distribuições granulométricas são apresentadas na Figura 21 e na Figura 22. Os resultados e condições de simulação da moagem AG e em moinho de bolas são apresentados na Tabela 32.

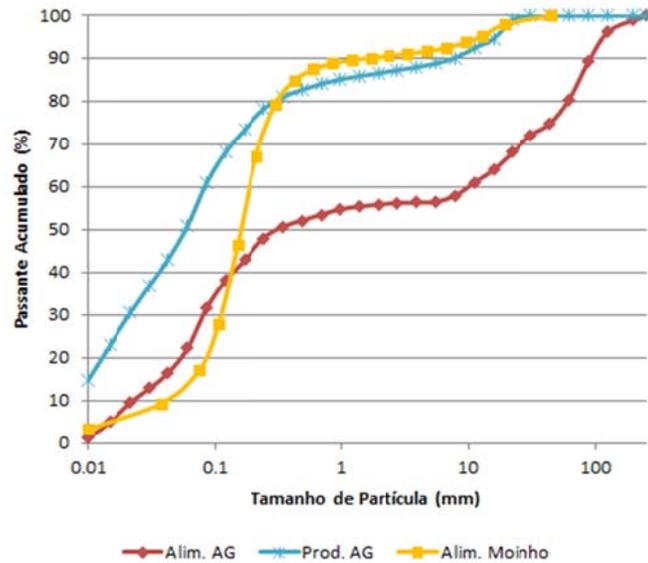


Figura 21 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto da moagem AG da rota de cominuição C (AG)

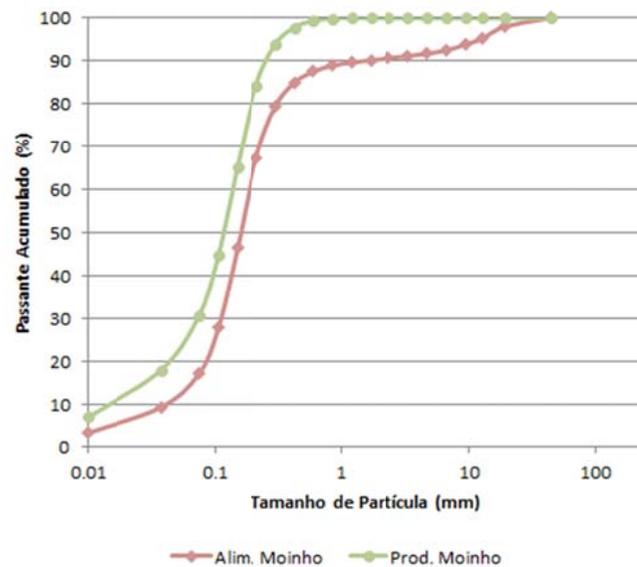


Figura 22 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto do circuito de moagem em moinho de bolas da rota de cominuição C (AG)

Tabela 32 - Resultados e condições de simulação da moagem da rota de cominuição C (AG)

| Moagem | F ₈₀ (μm) | Top Size Bolas (mm) | Fração da Velocidade Crítica (%) | Potência (kW) | Energia Específica (kWh/t) | P ₈₀ (μm) |
|-----------------|----------------------|---------------------|----------------------------------|---------------|----------------------------|----------------------|
| Moinho AG | 60.290 | 101,6 | 75 | 13.387 | 4,14 | 303 |
| Moinho de Bolas | 314 | 63,5 | 60 | 1.908 | 2,71 | 198 |

Ao comparar as distribuições granulométricas da Figura 21, observa-se que o moinho AG foi capaz de desempenhar a sua função em substituir os estágios de britagem secundária, terciária e quaternária, quando comparado à rota convencional e de gerar um produto adequado à alimentação da moagem, proporcionando uma considerável simplificação de circuito.

Em relação à questão da geração excessiva de finos, os resultados da simulação indicaram uma quantidade de material ultrafino gerado em torno de 18%, o qual é um valor aceitável para o processamento do itabirito em questão. Esse resultado também condiz com os dados recentes divulgados em escala piloto (Rodrigues, 2014) para o processamento de um minério similar ao do estudo em moinhos SAG/AG, a partir dos quais foi constatado que não houve geração significativa de material ultrafino.

5.1.4 Alternativa D (SAG)

A modelagem e dimensionamento do moinho SAG foram baseados em dados de testes piloto realizados recentemente com minérios similares (Rodrigues, 2014), que foram usados para a calibração dos parâmetros do modelo do JKSimMet® (versão 5.2). Já a modelagem e dimensionamento da moagem e classificação foram realizados no Moly-Cop Tools (versão 3.0).

Da mesma forma como exposto na alternativa C, também foi necessário verificar a vazão máxima de descarga da polpa, através do modelo de Latchireddi (2002). Nesse sentido, o *hold up* máximo (J_{max}) foi determinado a partir das Eq. 22 e Eq. 23, assumindo o valor de 0,85 para β (valor médio sugerido da base de dados do autor conforme também exposto por Rodrigues, 2014). Em seguida, foi possível determinar a vazão máxima de

descarga Q (em $\text{m}^3/\text{h} < 1\text{mm}$) substituindo J_s por J_{max} na Eq. 24. A Tabela 29 resume os parâmetros utilizados na simulação do moinho SAG bem como a estimativa da vazão mássica de descarga da polpa através do modelo proposto por Latchireddi (2002).

Como a vazão de sólidos simulada ($1.927 \text{ m}^3/\text{h}$) não excedeu a vazão máxima de descarga calculada para o caso de um diâmetro interno de $10,8\text{m}$ ($2.175 \text{ m}^3/\text{h}$), esse dimensionamento foi então adotado para a rota em questão. Vale destacar que os parâmetros como M , A_F e γ foram considerados dados de entrada, sendo mantido constantes. Em relação à carga total do moinho (M), foi observado que o modelo do JKSimMet[®] apresenta certas limitações quanto à variação da carga durante o escalonamento. Sendo assim, é sugerido adotar um valor de 25% para o dimensionamento de moinhos SAG em novos projetos com base no simulador. Isso se deve ao fato de que as condições operacionais dos moinhos industriais que serviram como referência para o desenvolvimento do modelo, encontravam-se próximas desse valor (Bailey *et al.*, 2009). Esse valor também foi o mesmo adotado nos testes piloto de Rodrigues (2014), indicando assim uma compatibilidade em relação às sugestões de Bailey *et al.* (2009).

Apesar dos parâmetros utilizados terem sido os mesmos, tanto na simulação como nos cálculos através do modelo proposto, os valores da vazão máxima de descarga obtidos foram relativamente discrepantes, embora em menor proporção quando comparados aos resultados do moinho AG. A Tabela 33 compara a vazão máxima de descarga do moinho estimada através da simulação no *software* JKSimMet[®] e a calculada através das equações de Latchireddi (2002).

Tabela 33 - Comparação entre a vazão máxima de descarga do moinho simulada e calculada para a rota de cominuição D (SAG)

| Parâmetro | Simulada | Calculada | Varição (%) |
|--|----------|-----------|-------------|
| Vazão máxima de descarga (m^3/h) | 2.442 | 2.175 | -11 |

Os resultados do dimensionamento e simulação dos equipamentos da rota de cominuição D são resumidos nas Tabela 34. Observa-se que o consumo energético requerido nesta alternativa se mostrou bastante próximo ao consumo da rota convencional (Tabela 24), confirmando a expectativa previamente mencionada (Delboni, 2007) na seção 3.8.2 da revisão da literatura.

Tabela 34 - Resultados do dimensionamento e simulação dos equipamentos da rota de cominuição D (SAG)

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade Estimada | Potência Máxima Recomendada (kW) | Potência Estimada (kW) |
|------------------------------|-------------------|---------------------|----------------------------------|------------------------|
| Peneiramento 2º | 10'x24' (2 decks) | 2 | - | - |
| SAG | 36' x 15' | 1 | 8.948 | 7.659 |
| Moagem | 16'x25' | 2 | 2.800 | 2.096 |
| Classificação 1ª | 26'' | 7 | - | - |
| Classificação 2ª | 26'' | 18 | - | - |
| Total | - | - | - | 11.851 |
| Total Britagem | - | - | - | 7.659 |
| Total Moagem | - | - | - | 4.192 |
| Potência Associada Britagem* | - | - | - | 130 |
| Potência Associada Moagem* | - | - | - | 1.019 |

*Com base em fatores para cada tipo de circuito, utilizando dados de usinas em operação com fluxogramas similares e processando outros tipos de minérios

As distribuições granulométricas são apresentadas na Figura 23 e na Figura 24. Os resultados e condições de simulação da moagem SAG e em moinho de bolas são apresentados na Tabela 35.

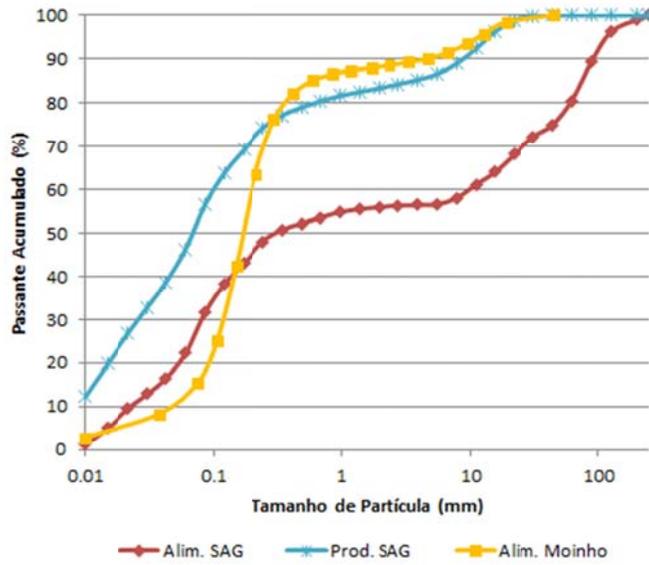


Figura 23 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto da moagem SAG da rota de cominuição D (SAG)

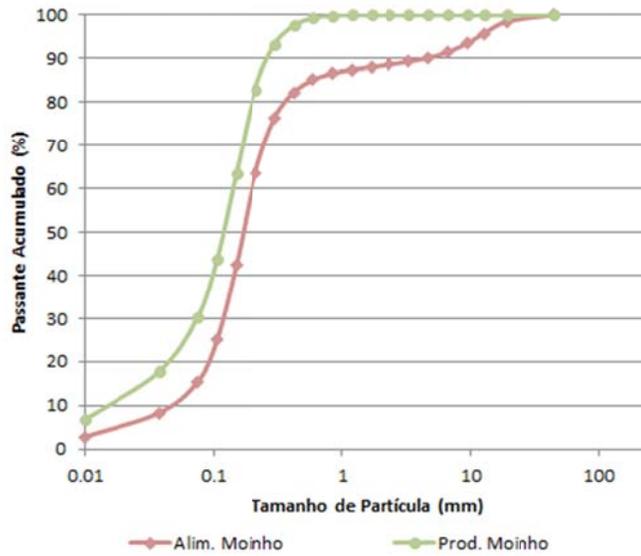


Figura 24 - Distribuições granulométricas da alimentação e do produto do circuito de moagem em moinho de bolas da rota de cominuição D (SAG)

Tabela 35 - Resultados e condições de simulação da moagem da rota de cominuição D (SAG)

| Moagem | F ₈₀ (μ m) | Top Size Bolas (mm) | Fração da Velocidade Crítica (%) | Potência (kW) | Energia Específica (kWh/t) | P ₈₀ (μ m) |
|-----------------|-------------------------------|------------------------|--|------------------|----------------------------------|-------------------------------|
| Moinho SAG | 60.290 | 101,6 | 69 | 7.659 | 2,37 | 690 |
| Moinho de Bolas | 375 | 63,5 | 64 | 2.096 | 2,68 | 203 |

Em relação à questão da geração excessiva de finos, os resultados da simulação indicaram uma quantidade de material ultrafino gerado em torno de 20%, um valor maior quando comparado à alternativa C, porém ainda aceitável para o processamento do itabirito em questão. Esse resultado também condiz com os dados recentes divulgados em escala piloto (Rodrigues, 2014) para o processamento de um minério similar ao do estudo em moinhos SAG/AG, a partir dos quais foi constatado que não houve geração significativa de material ultrafino.

5.1.5 Alternativa E (VRM)

Devido à falta de um modelo matemático disponível em *softwares* comerciais até o atual momento, capaz de descrever adequadamente o comportamento desses moinhos, a simulação da rota E foi solicitada ao próprio fornecedor desses equipamentos, Loesche[®], com base nos dados do minério em estudo e de ensaios de moagem contínua em escala piloto com um minério com características similares.

Os resultados mostraram que as configurações *airflow* e rolos *shear-free* adotadas foram capazes de gerar um produto dentro da especificação almejada, ou seja, adequado à alimentação da flotação ($95\% < 0,15\text{mm}$). Além disso, a questão da capacidade não foi um fator limitador para o processamento desse tipo de itabirito.

Já o consumo energético associado ao eixo do moinho foi de 4,0 kWh/t, um valor bem condizente e satisfatório para um estágio único de moagem, quando comparado à rota convencional. Esse resultado também vai de encontro aos dados expostos na seção 3.8.4 da literatura, a partir de estudos realizados com um típico minério de ferro itabirítico. No entanto, o consumo energético dos ventiladores associado ao equipamento

se mostrou comparativamente alto (6,6 kWh/t). Os resultados são apresentados na Tabela 36.

Tabela 36 - Resultados da simulação da rota de cominuição E (VRM)

| Consumo Energético | Energia Específica (kWh/t) |
|--------------------|----------------------------|
| Moinho | 4,00 |
| Classificador | 0,55 |
| Ventiladores | 6,60 |
| Auxiliares | 0,75 |

5.2 Estimativas de OPEX das Rotas de Cominuição Propostas

A Tabela 37 resume os principais desgastes associados a cada rota.

Tabela 37 – Principais desgastes associados a cada rota

| Rota | Desgastes Associados |
|---------------|--|
| A (Caso Base) | Revestimentos dos britadores (secundário, terciário e quaternário) e revestimentos e consumo de corpos moedores dos moinhos de bolas |
| B (HPGR) | Revestimentos do britador secundário e moinho de bolas, rolos do HPGR e consumo de corpos moedores dos moinhos de bolas |
| C (AG) | Revestimentos do moinho AG e revestimentos e consumo de corpos moedores dos moinhos de bolas |
| D (SAG) | Revestimentos e consumo de corpos moedores dos moinhos SAG e moinho de bolas |
| E (VRM) | Revestimentos do britador secundário e rolos e mesa do VRM |

O tempo de vida útil das peças de desgaste dos britadores foi calculado utilizando a equação apresentada no manual da Metso (Tabela 6). Já para o caso do HPGR, o tempo de vida útil dos rolos foi baseado na estimativa adotada por Ribeiro *et al.* (2010) de 4.000 horas para o projeto Minas-Rio.

A Tabela 38 resume os valores calculados de vida útil das peças de desgaste de cada um dos britadores selecionados de cada rota, a partir das taxas de processamento obtidas na simulação.

Tabela 38 - Estimativa do tempo de vida útil das peças de desgaste dos britadores de cada rota

| Rota | Britador | LHR _{ref} | C1 | C2 | C3 | C4 | LHr | Equivalente em produção (por britador) |
|------------------|------------------------------------|--------------------|-----|-----|------|-----|-------|--|
| A (Caso Base) | 2° (HP 400) câmara padrão | 500 | 1,3 | 3,2 | 1,15 | 1 | 2.392 | 636(t/h) x 2.392 = 1.521.312t |
| A (Caso Base) | 3° (HP 400) câmara padrão | 500 | 1,3 | 3,2 | 1,08 | 1 | 2.246 | 906(t/h) ÷2 x 2.246 = 1.017.438t |
| A (Caso Base) | 4° (HP 800) câmara cabeça curta | 790 | 1,3 | 3,2 | 0,9 | 0,9 | 2.662 | 1.198(t/h) ÷3 x 2.662 = 1.063.025t |
| B (HPGR) | 2° (HP 800) câmara padrão | 790 | 1,3 | 3,2 | 1,15 | 1 | 3.779 | 1.534(t/h) ÷2 x 3.779 = 2.898.493t |
| E (VRM) | 2° (HP 400) câmara padrão | 500 | 1,3 | 3,2 | 1,15 | 1 | 2.392 | 636(t/h) x 2.392 = 1.521.312t |

Para o cálculo da taxa de desgaste específica das peças de desgaste dos britadores a Eq. 4 foi utilizada para todas as rotas, resultando em um valor de desgaste de 1,36 g/kWh.

Já para o caso da avaliação do desgaste dos revestimentos dos moinhos de bolas de todas as rotas e dos moinhos SAG e AG, a taxa de desgaste específica foi estimada a partir da correlação de Bond (Tabela 7), para moinhos de bolas operando a úmido, resultando em um valor de desgaste de 5,22 g/kWh.

Para prever a taxa de desgaste dos corpos moedores dos moinhos de bolas, a Eq. 11 foi utilizada para a determinação da constante cinética, a partir dos dados apresentados na Tabela 20. O valor do pH foi baseado em informações de condições operacionais praticadas pelas operações de minérios similares ao do trabalho em questão (pH médio = 6,5). A partir da determinação da constante de cinética k_d^E , a taxa de desgaste específica Ω_E foi obtida, através da Eq. 10 e dos dados de tamanho máximo das bolas (d^R).

Ao multiplicar a taxa de desgaste específica pela energia específica demandada pela cominuição (E_{cs}), o consumo de metal em termos do material processado (Ω_M) é obtido. Os resultados são apresentados na Tabela 39.

Tabela 39 - Estimativa da taxa de desgaste específica de corpos moedores para a moagem em moinho de bolas de cada rota

| Rota | Equipamento | k_d^E ($\mu\text{m}/(\text{kWh}/\text{t})$) | Ω_E (g/kWh) | Ω_M (g/t) |
|---------------|--------------------|---|--------------------|------------------|
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 1° | 1,11 | 58,4 | 47,3 |
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 2° | 0,90 | 56,8 | 174,8 |
| B (HPGR) | Moinho de Bolas | 0,93 | 58,7 | 158,6 |
| C (AG) | Moinho de Bolas | 0,92 | 57,7 | 156,3 |
| D (SAG) | Moinho de Bolas | 0,93 | 58,4 | 156,5 |

Devido à falta de dados experimentais e de um modelo adequado à previsão do desgaste de corpos moedores em moinhos SAG, dois critérios são propostos: estimar a taxa de desgaste das bolas através da correlação empírica proposta por Guzman & Rabanal (2013), mesmo tendo sido desenvolvida originalmente para aplicação à moinhos de bolas; ou estimar o desgaste das bolas com base na correlação proposta por Bond, também desenvolvida para moinhos de bolas, mas aplicando um fator de correção de 65% (conforme proposto por Rosario, 2010).

O valor do pH adotado também foi baseado em informações de condições operacionais praticadas pelas operações de minérios similares ao do trabalho em questão (pH médio = 6,5). Os resultados da aplicação dos critérios propostos são apresentados na Tabela 40.

Tabela 40 - Estimativa da taxa de desgaste específica de corpos moedores do moinho SAG para a rota de cominuição D (SAG)

| Critério de Estimativa de Desgaste | k_d^E ($\mu\text{m}/(\text{kWh}/\text{t})$) | Ω_E (g/kWh) | Ω_M (g/t) |
|------------------------------------|---|--------------------|------------------|
| 1 – Guzman & Rabanal | 1,32 | 51,8 | 122,7 |
| 2 - Bond | - | 42,1 | 99,6 |

Como os valores não se mostraram tão discrepantes é razoável calcular a média entre eles para se trabalhar com um valor único, conforme também adotado por Segura (2014), sendo a taxa de desgaste específica (Ω_E), portanto, estimada em 47,0 g/kWh. Dessa forma, o valor de Ω_M pode ser obtido através da energia específica E_{cs} .

Apesar do consumo de metal em função do material processado (Ω_M) ser o mais comumente utilizado, é também o menos representativo, uma vez que não leva em consideração a energia necessária pra cominuir o minério (Sepúlveda, 2004). Dessa forma, qualquer variação na energia específica demandada para a cominuição poderia levar a uma conclusão equivocada da qualidade da carga moedora. Sendo assim, a taxa de desgaste específica (Ω_E) seria o melhor parâmetro para se avaliar o consumo de metal dos corpos moedores.

De posse dos dados de consumo de metal de cada uma das rotas, os custos associados ao desgaste de corpos moedores e revestimentos puderam ser estimados, através das premissas de preços e do regime operacional adotado de 85% (7.446 horas por ano), equivalendo à capacidade nominal do circuito de 3.235 t/h. Os resultados são apresentados na Tabela 41, na Tabela 42 e na Tabela 43.

Tabela 41 - Estimativa de custo de corpos moedores para cada uma das rotas

| Rota | Equipamento | Nº de Equip. | Potência (kW) | Ω_E (g/kWh) | Ecs (kWh/t) | Ω_M (g/t) | Custo (US\$/Kg) | Custo Total (US\$/ano) |
|---------------|--------------------|--------------|---------------|--------------------|-------------|------------------|-----------------|------------------------|
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 1º | 1 | 2.614 | 58,4 | 0,81 | 47,3 | 1,95 | 2,2 |
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 2º | 2 | 2.624 | 56,8 | 3,08 | 174,8 | 1,95 | 16,4 |
| B (HPGR) | Moinho de Bolas | 2 | 2.624 | 58,7 | 2,70 | 158,6 | 1,95 | 14,9 |
| C (AG) | Moinho de Bolas | 2 | 1.908 | 57,7 | 2,71 | 156,3 | 1,95 | 14,7 |
| D (SAG) | Moinho de Bolas | 2 | 2.096 | 58,4 | 2,68 | 156,5 | 1,95 | 14,7 |
| D (SAG) | Moinho SAG | 1 | 7.659 | 47,0 | 2,37 | 111,3 | 1,95 | 5,2 |

Tabela 42 - Estimativa de custo de revestimentos de britadores para cada uma das rotas

| Rota | Equipamento | Nº de Equip. | Vida Útil (horas) | Trocas por Ano | Custo US\$/m/ revestimento | Custo Total* (US\$/ano) |
|---------------|----------------------|--------------|-------------------|----------------|----------------------------|-------------------------|
| A (Caso Base) | Britador 2º (HP 400) | 1 | 2.392 | 3,11 | 0,06 | 0,2 |
| A (Caso Base) | Britador 3º (HP 400) | 2 | 2.246 | 6,63 | 0,06 | 0,4 |
| A (Caso Base) | Britador 4º (HP 800) | 3 | 2.662 | 8,39 | 0,06 | 0,5 |
| B (HPGR) | Britador 2º (HP 800) | 2 | 3.779 | 3,94 | 0,06 | 0,2 |
| B (HPGR) | HPGR (rolos) | 1 | 4.000 | 1,86 | 1,8 | 3,6 |
| E (VRM) | Britador 2º (HP 400) | 1 | 2.392 | 3,11 | 0,06 | 0,2 |

*Arredondando as trocas por ano para números inteiros

Para o caso das estimativas de custo referentes ao desgaste dos revestimentos de moinhos de bolas e SAG/AG, o tempo de vida dos mesmos foi adotado ao invés da taxa de desgaste obtida a partir da correlação de Bond (Tabela 7), para moinhos de bolas operando a úmido (Ω_E). Essa premissa foi adotada devido à falta de informações disponíveis que representasse o preço em US\$/kg para esses casos e que pudesse ser

utilizado para calcular o custo em função da taxa de desgaste. Sendo assim, essa análise baseou-se nos tempos de vida útil adotados por Rodrigues (2014).

Tabela 43 - Estimativa de custo de revestimentos de moinhos para cada uma das rotas

| Rota | Equipamento | Nº de Equip. | Vida Útil (horas) | Trocas por Ano | Custo US\$m/ revestimento | Custo Total* (US\$m/ano) |
|---------------|--------------------|--------------|-------------------|----------------|---------------------------|--------------------------|
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 1º | 1 | 8.000 | 0,9 | 2,3 | 2,3 |
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 2º | 2 | 8.000 | 1,9 | 2,3 | 4,6 |
| B (HPGR) | Moinho de Bolas | 2 | 8.000 | 1,9 | 2,3 | 4,6 |
| C (AG) | Moinho de Bolas | 2 | 8.000 | 1,9 | 2,3 | 4,6 |
| C (AG) | Moinho AG | 1 | 6.000 | 1,2 | 2,6 | 5,2 |
| D (SAG) | Moinho de Bolas | 2 | 8.000 | 1,9 | 2,3 | 4,6 |
| D (SAG) | Moinho SAG | 1 | 6.000 | 1,2 | 2,6 | 5,2 |

*Arredondando as trocas por ano para números inteiros

Posteriormente, os custos de energia de cada uma das rotas foram estimados através da potência demandada por cada um dos equipamentos de cominuição e do regime operacional adotado de 85% (7.446 horas por ano), utilizando uma premissa de preço de energia US\$70/MWh. Os resultados são apresentados na Tabela 44.

Tabela 44 - Estimativa dos custos energéticos de cada uma das rotas

| Rota | Equipamento | Nº de Equip. | Potência por Equip. (kW) | Potência Total (kW) | Potência Requerida (MWh/ano) | Custo (US\$/MWh) | Custo Total (US\$m/ano) |
|---------------|----------------------|--------------|--------------------------|---------------------|------------------------------|------------------|-------------------------|
| A (Caso Base) | Britador 2º (HP 400) | 1 | 147 | 147 | 1.095 | 70 | 0,1 |
| A (Caso Base) | Britador 3º (HP 400) | 2 | 186 | 372 | 2.770 | 70 | 0,2 |
| A (Caso Base) | Britador 4º (HP 800) | 3 | 198 | 594 | 4.423 | 70 | 0,3 |
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 1º | 1 | 2.614 | 2.614 | 19.464 | 70 | 1,4 |
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 2º | 2 | 2.624 | 5.248 | 39.077 | 70 | 2,7 |
| A (Caso Base) | Auxiliares | - | - | 3.079 | 22.926 | 70 | 1,6 |
| B (HPGR) | Britador 2º (HP 800) | 2 | 124 | 248 | 1.847 | 70 | 0,1 |
| B (HPGR) | HPGR | 1 | 1.560 | 1.560 | 11.616 | 70 | 0,8 |
| B (HPGR) | Moinho de Bolas | 2 | 2.624 | 5.248 | 39.077 | 70 | 2,7 |
| B (HPGR) | Auxiliares | - | - | 1.784 | 13.284 | 70 | 0,9 |
| C (AG) | Moinho AG | 1 | 13.387 | 13.387 | 99.680 | 70 | 7,0 |
| C (AG) | Moinho de Bolas | 2 | 1.908 | 3.816 | 28.414 | 70 | 2,0 |
| C (AG) | Auxiliares | - | - | 1.155 | 8.600 | 70 | 0,6 |
| D (SAG) | Moinho SAG | 1 | 7.659 | 7.659 | 57.029 | 70 | 4,0 |
| D (SAG) | Moinho de Bolas | 2 | 2.096 | 4.192 | 31.214 | 70 | 2,2 |
| D (SAG) | Auxiliares | - | - | 1.149 | 8.555 | 70 | 0,6 |
| E (VRM) | Britador 2º (HP 400) | 1 | 147 | 147 | 1.095 | 70 | 0,1 |
| E (VRM) | Moinhos | - | - | 12.941 | 96.358 | 70 | 6,7 |
| E (VRM) | Classificadores | - | - | 1.779 | 13.249 | 70 | 0,9 |
| E (VRM) | Ventiladores | - | - | 21.352 | 158.990 | 70 | 11,1 |
| E (VRM) | Auxiliares | - | - | 2.462 | 18.067 | 70 | 1,3 |

No caso da análise de desgaste do circuito contemplando o moinho de rolos e anel, uma estimativa preliminar também foi solicitada ao próprio fornecedor desses equipamentos, em relação ao circuito de moagem em moinhos VRM. A informação é que o desgaste dessa etapa compreende à US\$0,17/t, com base no minério em estudo (€0,15/t convertidos para dólares americanos, através de uma taxa de câmbio média do mês da cotação de 0,876 €/US\$).

Já para os primeiros estágios do processo de cominuição dessa rota foram adotados os mesmos critérios de estimativa de desgaste das rotas anteriores, em relação ao revestimento e potência demandada do britador e auxiliares. Tendo em vista que os estágios de peneiramento e britagem secundárias dessa rota são os mesmos da rota convencional, esses custos operacionais previamente estimados foram replicados para a rota em questão.

A Tabela 45 resume os custos operacionais totais estimados para cada uma das rotas, devido ao desgaste dos revestimentos, corpos moedores e ao consumo energético.

Tabela 45 – Estimativa de OPEX de cada uma das rotas analisadas

| Rota | Custos | | | Total (US\$/t) |
|---------------|----------------------------|--------------------------|--------------------|----------------|
| | Corpos Moedores (US\$m) | Revestimentos (US\$m) | Energia (US\$m) | |
| A (Caso Base) | 18,6 | 8,1 | 6,3 | 1,4 |
| B (HPGR) | 14,9 | 8,4 | 4,6 | 1,2 |
| C (AG) | 14,7 | 9,8 | 9,6 | 1,4 |
| D (SAG) | 19,9 | 9,8 | 6,8 | 1,5 |
| E (VRM) | - | 4,1 | 20,1 | 1,0 |

5.3 Estimativas de CAPEX das Rotas de Cominuição Propostas

A partir da análise de dados de um projeto de beneficiamento de minério de ferro itabirítico brasileiro implantado recentemente, que contempla a rota convencional, foi possível identificar os principais custos envolvidos na implantação desse empreendimento. Esse projeto serviu como base para as estimativas de custo da rota convencional (caso base) do trabalho em questão, pois seu circuito também contempla estágios de britagem, peneiramento, moagem e flotação, em configuração similar.

Primeiramente foram identificados os custos de mineração e beneficiamento desse projeto referência e os custos de mineração foram propositalmente desconsiderados da análise para não gerar interpretações equivocadas, uma vez que representam uma parcela significativa dos custos dos equipamentos mecânicos de um projeto de mineração. De posse somente dos custos referentes ao beneficiamento dessa planta, os principais custos associados foram identificados e classificados como equipamentos gerais, construção, materiais e gerais. A representatividade de cada um em função do custo total do beneficiamento é apresentada na Tabela 46.

Tabela 46 - Principais classes de custo associadas ao processo de beneficiamento de um projeto de minério de ferro itabirítico brasileiro, que contempla a rota convencional

| Classe de Custo | % do Custo Total |
|-----------------------------|------------------|
| Equipamentos Gerais | 30% |
| Construção | 45% |
| Materiais | 15% |
| Gerais | 10% |
| Total Beneficiamento | 100% |

Posteriormente, foram analisados os principais custos associados a cada uma das classes de custo previamente identificadas na Tabela 46. Por exemplo, os principais custos associados à classe de custo dos equipamentos gerais são os equipamentos

mecânicos e os equipamentos elétricos, que representam, 20% e 5%, respectivamente, dos 30% totais. Os resultados são apresentados na Tabela 47.

Tabela 47 - Principais custos associados à cada classe de custo de um processo de beneficiamento de um projeto de minério de ferro itabirítico brasileiro, que contempla a rota convencional

| Classe de Custo | Principais Custos | % do Custo Total |
|-----------------------------|-------------------------|------------------|
| Equipamentos Gerais | Equipamentos Mecânicos | 20% |
| Equipamentos Gerais | Equipamentos Elétricos | 5% |
| Construção | Montagem Eletromecânica | 20% |
| Construção | Obras Civas Industriais | 15% |
| Construção | Terraplanagem | 10% |
| Materiais | Estruturas Metálicas | 5% |
| Materiais | Tubulações | 5% |
| - | Outros | 20% |
| Total Beneficiamento | | 100% |

De posse dos principais custos referentes ao processo de beneficiamento foi necessário desmembrá-los em função dos estágios de cominuição, com o objetivo de trabalhar apenas com os custos associados ao peneiramento, britagem e moagem. A partir disso, foi possível identificar, por exemplo, os custos de correias transportadoras, equipamentos elétricos, equipamentos mecânicos, obras civis e montagem eletromecânica correspondentes a cada um desses estágios. Com isso, fatores foram estabelecidos em função dos equipamentos principais de cada etapa: britadores, peneiras e moinhos. Os resultados são apresentados na Tabela 48.

Tabela 48 - Fatores de custos estabelecidos em função dos equipamentos principais de cada estágio do processo de cominuição de um projeto de minério de ferro itabirítico brasileiro, que contempla a rota convencional

| Fatores | Estágios do Processo de Cominuição | | |
|--------------------------|------------------------------------|--------------|--------|
| | Britagem | Peneiramento | Moagem |
| Transportador de Correia | 1,7 | 3,0 | - |
| Alimentadores | - | 1,0 | - |
| Montagem Eletromecânica | 1,8 | 2,0 | 1,0 |
| Obras Civas Industriais | 3,0 | 3,0 | 1,0 |
| Equipamentos Elétricos | 0,5 | - | - |
| Tubulações | - | - | 0,5 |
| Estruturas Metálicas | - | - | 1,0 |
| Outros | 2,0 | 2,5 | 0,3 |

Para o caso das estimativas de custo das rotas SAG/AG, uma análise também foi realizada a partir de dados de um projeto, em estudo, para o beneficiamento de um minério de ferro itabirítico similar contemplando essa rota.

Primeiramente, o moinho SAG/AG e os moinhos de bolas desse projeto referência foram identificados como sendo os principais equipamentos mecânicos da cominuição. Os custos de montagem eletromecânica, obras civis industriais, transportadores de correia e estruturas metálicas do processo de beneficiamento como um todo, também eram conhecidos. No entanto, seria necessário identificar apenas os custos referentes à cominuição, para que os principais custos associados não fossem superestimados. Nesse sentido, foi considerado que os custos associados à cominuição representam 30% do custo total do beneficiamento. A partir disso, fatores foram estabelecidos em função dos custos dos equipamentos mecânicos principais. Os resultados são apresentados na Tabela 49.

Tabela 49 - Fatores de custos associados estabelecidos para a moagem SAG/AG em função dos equipamentos mecânicos principais do processo de cominuição de um projeto de minério de ferro itabirítico brasileiro, em estudo, que contempla a rota SAG/AG

| Custos Associados | Fatores em Função dos Equipamentos Mecânicos Principais |
|--------------------------|---|
| Transportador de Correia | 0,3 |
| Montagem Eletromecânica | 1,0 |
| Obras Cíveis Industriais | 1,0 |
| Estruturas Metálicas | 0,4 |
| Outros | 0,1 |

Já para as etapas de peneiramento e moagem em moinho de bolas, os mesmos fatores da rota convencional foram adotados (Tabela 48).

Vale a pena ressaltar algumas outras premissas gerais também adotadas com o objetivo de colocar as rotas aqui avaliadas em uma mesma base de comparação:

- O custo total de terraplanagem será considerado o mesmo para todas as rotas avaliadas;
- Os custos de mineração e transportadores de correia até a etapa de britagem secundária serão considerados constantes para todas as rotas, uma vez que o produto da britagem primária foi utilizado como base da alimentação dos circuitos avaliados;
- Os custos associados à flotação, espessamento, disposição de rejeito e sistemas de tratamento de água e efluentes também serão considerados constantes para todas as rotas, uma vez que o objetivo comum de todos os circuitos avaliados é a obtenção de um produto adequado à alimentação da flotação. Sendo assim, considera-se que, a partir dessa etapa, o processo será o mesmo e, conseqüentemente, os custos também;
- Os custos gerais associados ao gerenciamento do projeto bem como os custos de instalações provisórias, como canteiros de obras e áreas administrativas, também serão considerados os mesmos para todas as rotas avaliadas.

Sendo assim, as estimativas preliminares de custos aqui estabelecidas restringem-se às etapas de britagem, peneiramento e moagem e os resultados obtidos em relação à cada rota avaliada serão comparados entre si, sob esta perspectiva.

5.3.1 Alternativa A – Caso Base

Para a estimativa de custos da rota de cominuição convencional do trabalho proposto, os custos dos principais equipamentos de cominuição foram cotados com fornecedores e para a estimativa dos custos associados, os mesmos fatores da Tabela 48 foram aplicados, tendo em vista as similaridades da configuração do circuito do projeto referência, a partir do qual os fatores foram estabelecidos. Os resultados são apresentados na Tabela 50 e na Tabela 51.

Tabela 50 - Custos dos principais equipamentos de cominuição da rota A (caso base), a partir de cotações com fornecedores

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade | Custo Unitário US\$m* (Cotação) | Custo Total US\$m |
|------------------|-------------------|------------|------------------------------------|----------------------|
| Peneira 2ª | 10'x24' (1 deck) | 2 | 0,31 | 0,62 |
| Peneira 3ª | 10'x24' (2 decks) | 6 | 0,39 | 2,35 |
| Britador 2º | HP 400 | 1 | 0,39 | 0,39 |
| Britador 3º | HP 400 | 2 | 0,39 | 0,78 |
| Britador 4º | HP 800 | 3 | 1,54 | 4,61 |
| Moinho 1º | 16'x25' | 1 | 2,29 | 2,29 |
| Moinho 2º | 16'x25' | 2 | 2,12 | 4,25 |
| Classificação 1ª | 26'' | 11 | | 0,20 |
| Classificação 2ª | 26'' | 12 | | 0,20 |

*Fornecido pelo fabricante em reais e, então, convertida para dólar pela taxa média de câmbio do mês da cotação (US\$1/R\$3.06)

Tabela 51 - Estimativa de custos totais de cominuição em US\$/t ano da rota A (caso base)

| Fatores | Estimativa de Custos dos Estágios do Processo de Cominuição (US\$/t ano) | | | |
|--------------------------|--|--------------|------------|------------|
| | Britagem | Peneiramento | Moagem | Total |
| Equipamentos Mecânicos | 0,2 | 0,1 | 0,3 | |
| Transportador de Correia | 0,4 | 0,4 | - | |
| Alimentadores | - | 0,1 | - | |
| Montagem Eletromecânica | 0,4 | 0,3 | 0,3 | |
| Obras Civas Industriais | 0,7 | 0,4 | 0,3 | |
| Equipamentos Elétricos | 0,1 | - | - | |
| Tubulações | - | - | 0,1 | |
| Estruturas Metálicas | - | - | 0,2 | |
| Outros | 0,5 | 0,3 | 0,1 | |
| Total | 2,4 | 1,6 | 1,2 | 5,3 |

5.3.2 Alternativa B (HPGR)

Para a estimativa de custos da rota de cominuição B contemplando o HPGR, primeiramente, os custos dos principais equipamentos de cominuição foram cotados com fornecedores. Em seguida, para a estimativa dos custos associados, os mesmos fatores da Tabela 48 foram aplicados para o caso dos britadores, peneiras e moinhos dimensionados nessa rota, tendo em vista as similaridades da configuração do circuito do projeto referência, a partir do qual os fatores foram estabelecidos.

Já em relação à estimativa dos custos associados à prensa de rolos foi adotada uma premissa diferente, tendo em vista que não seria razoável aplicar os fatores do circuito de britagem do projeto referência que contempla a rota convencional, em função dos equipamentos principais nesse caso. Isso poderia superestimar os resultados, uma vez que o custo do HPGR por si só já é considerável. Sendo assim, a premissa adotada considerou os custos de montagem eletromecânica, correias transportadoras, obras civis industriais e equipamentos elétricos associados à instalação de dois estágios de britagem, a fim de representar a substituição dos mesmos por um único estágio de britagem em prensa de rolos. Os resultados são apresentados na Tabela 52 e Tabela 53.

Tabela 52 - Custos dos principais equipamentos de cominuição da rota B (HPGR), a partir de cotações com fornecedores

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade | Custo Unitário US\$m* (Cotação) | Custo Total US\$m |
|------------------|---------------------------------|------------|------------------------------------|----------------------|
| Peneira 2ª | 10'x24' (3 decks) | 6 | 0,47 | 2,84 |
| Britador 2º | HP 800 | 2 | 1,54 | 3,07 |
| HPGR | Krupp/Polysius 2,40m x 1,65m | 1 | 11,10** | 11,10 |
| Moinho 1º | 16'x25' | 2 | 2,29 | 4,58 |
| Classificação 1ª | 26'' | 9 | | 0,20 |
| Classificação 2ª | 26'' | 32 | | 0,59 |

*Fornecido pelo fabricante em reais e, então, convertida para dólar pela taxa média de câmbio do mês da cotação (US\$1/R\$3.06); **Fornecido pelo fabricante em dólar

Tabela 53 - Estimativa de custos totais de cominuição em US\$/t ano da rota B (HPGR)

| Fatores | Estimativa de Custos dos Estágios do Processo de Cominuição (US\$/t ano) | | | | |
|--------------------------|--|------------|--------------|------------|------------|
| | Britagem | HPGR | Peneiramento | Moagem | Total |
| Equipamentos Mecânicos | 0,1 | 0,5 | 0,1 | 0,2 | |
| Transportador de Correia | 0,2 | 0,1 | 0,3 | - | |
| Alimentadores | - | - | 0,1 | - | |
| Montagem Eletromecânica | 0,2 | 0,1 | 0,2 | 0,2 | |
| Obras Civas Industriais | 0,4 | 0,2 | 0,4 | 0,2 | |
| Equipamentos Elétricos | 0,1 | - | - | - | |
| Tubulações | - | - | - | 0,1 | |
| Estruturas Metálicas | - | - | - | 0,1 | |
| Outros | 0,3 | 0,1 | 0,3 | 0,1 | |
| Total | 1,3 | 1,0 | 1,5 | 0,9 | 4,8 |

5.3.3 Alternativa C (AG)

Para a estimativa de custos da rota de cominuição C contemplando o moinho AG, primeiramente, os custos dos principais equipamentos de cominuição foram cotados com fornecedores (Tabela 54).

Tabela 54 - Custos dos principais equipamentos de cominuição da rota C (AG), a partir de cotações com fornecedores

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade | Custo Unitário US\$m* (Cotação) | Custo Total US\$m |
|------------------|-------------------|------------|------------------------------------|----------------------|
| Peneira 2ª | 10'x24' (2 decks) | 2 | 0,34 | 0,68 |
| AG | 38' x 23' | 1 | 10,40** | 10,40 |
| Moinho 1º | 16'x25' | 2 | 2,00 | 4,00 |
| Classificação 1ª | 26'' | 7 | | 0,09 |
| Classificação 2ª | 26'' | 14 | | 0,26 |

*Fornecido pelo fabricante em reais e, então, convertida para dólar pela taxa média de câmbio do mês da última cotação (US\$/R\$3.51); **Fornecido pelo fabricante em dólar

Em seguida, os custos associados foram estimados utilizando os fatores previamente estabelecidos na Tabela 48 e na Tabela 49, de acordo com os projetos referências. Os resultados são apresentados na Tabela 55.

Tabela 55 - Estimativa de custos totais de cominuição em US\$/t ano da rota C (AG)

| Fatores | Estimativa de Custos dos Estágios do Processo de Cominuição (US\$/t ano) | | | |
|--------------------------|--|--------------|--------------|------------|
| | Moagem AG | Peneiramento | Moagem Bolas | Total |
| Equipamentos Mecânicos | 0,5 | 0,03 | 0,2 | |
| Transportador de Correia | 0,3 | 0,1 | - | |
| Alimentadores | - | - | - | |
| Montagem Eletromecânica | 1,0 | 0,1 | 0,2 | |
| Obras Civas Industriais | 1,0 | 0,1 | 0,2 | |
| Equipamentos Elétricos | - | - | - | |
| Tubulações | - | - | 0,1 | |
| Estruturas Metálicas | 0,3 | - | 0,1 | |
| Outros | 0,1 | 0,1 | 0,1 | |
| Total | 3,2 | 0,4 | 0,8 | 4,3 |

5.3.4 Alternativa D (SAG)

A estimativa de custos da rota de cominuição D, que contempla o moinho SAG, foi muito similar à alternativa C, que contempla a moagem AG. Primeiramente, os custos dos principais equipamentos de cominuição foram cotados com fornecedores (Tabela 56).

Tabela 56 - Custos dos principais equipamentos de cominuição da rota D (SAG), a partir de cotações com fornecedores

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade | Custo Unitário US\$m* (Cotação) | Custo Total US\$m |
|------------------|-------------------|------------|------------------------------------|----------------------|
| Peneira 2ª | 10'x24' (2 decks) | 2 | 0,34 | 0,68 |
| SAG | 36' x 15' | 1 | 8,50** | 8,50 |
| Moinho 1º | 16'x25' | 2 | 2,00 | 4,00 |
| Classificação 1ª | 26'' | 7 | | 0,09 |
| Classificação 2ª | 26'' | 18 | | 0,26 |

*Fornecido pelo fabricante em reais e, então, convertida para dólar pela taxa média de câmbio do mês da última cotação (US\$1/R\$3.51); **Fornecido pelo fabricante em dólar

Em seguida, os custos associados foram estimados utilizando os fatores previamente estabelecidos na Tabela 48 e na Tabela 49, de acordo com os projetos referências. Os resultados são apresentados na Tabela 57.

Tabela 57 - Estimativa de custos totais de cominuição em US\$/t ano da rota D (SAG)

| Fatores | Estimativa de Custos dos Estágios do Processo de Cominuição (US\$/t ano) | | | |
|--------------------------|--|--------------|--------------|------------|
| | Moagem SAG | Peneiramento | Moagem Bolas | Total |
| Equipamentos Mecânicos | 0,4 | 0,03 | 0,2 | |
| Transportador de Correia | 0,3 | 0,1 | - | |
| Alimentadores | - | - | - | |
| Montagem Eletromecânica | 1,0 | 0,1 | 0,2 | |
| Obras Civas Industriais | 1,0 | 0,1 | 0,2 | |
| Equipamentos Elétricos | - | - | - | |
| Tubulações | - | - | 0,1 | |
| Estruturas Metálicas | 0,3 | - | 0,1 | |
| Outros | 0,1 | 0,1 | 0,1 | |
| Total | 3,1 | 0,4 | 0,8 | 4,2 |

5.3.5 Alternativa E (VRM)

Como a rota aqui proposta compreende a moagem em moinho de rolos vertical logo após a britagem secundária, primeiramente, os custos dos equipamentos dos primeiros estágios de cominuição, de peneiramento e britagem, foram cotados com fornecedores. Posteriormente, uma estimativa de custos preliminar da moagem em moinhos VRM também foi solicitada ao próprio fornecedor desses equipamentos. A partir da simulação realizada com base no itabirito em estudo, o CAPEX total desse circuito de moagem foi estimado. Além disso, os principais custos associados foram fornecidos em termos da massa total (em toneladas) necessária para a execução dessas fases.

Os resultados dos equipamentos de peneiramento e britagem cotados com fornecedores são apresentados na Tabela 58, bem como o custo total do circuito de moagem em moinhos VRM, fornecido pelo fabricante desse equipamento.

Tabela 58 - Custos dos principais equipamentos de cominuição da rota E (VRM), a partir de cotações com fornecedores

| Equipamento | Modelo Referência | Quantidade | Custo Unitário US\$m* (Cotação) | Custo Total US\$m |
|--------------|-------------------|------------|------------------------------------|----------------------|
| Peneira 2ª | 10'x24' (1 deck) | 2 | 0,31 | 0,62 |
| Britador 2º | HP 400 | 1 | 0,39 | 0,39 |
| Circuito VRM | - | 4 | - | 76,52** |

*Fornecido pelo fabricante em reais e, então, convertida para dólar pela taxa média de câmbio do mês da cotação (US\$1/R\$3.06); **Fornecido pelo fabricante em euro e então convertido para dólar (0,876 €/US\$)
- Contempla todos os custos de moagem (incluindo acessórios) das 4 linhas paralelas

Na Tabela 59 é apresentado o custo total do circuito de moagem em moinhos VRM, a partir do qual o produto final adequado à alimentação da flotação (95% < 0,15mm) é obtido. O custo apresentado foi fornecido pelo próprio fabricante do equipamento e inclui os custos acessórios como correias transportadoras, motores, estruturas, entre outros. Esses custos acessórios foram fornecidos em termos da massa total de material necessário (em toneladas) para a execução dessas fases.

Tabela 59 - Estimativa de custos totais do circuito de moagem VRM

| | Total |
|-----------------------------|--------------|
| Equipamentos Mecânicos (t) | 7.405 |
| Obras Civas Industriais (t) | 30.272 |
| Estruturas Metálicas (t) | 2.464 |
| Outros (t) | 741 |
| Total (US\$m) | 76,52 |
| Total (US\$/t) | 3,2 |

Na Tabela 60 são apresentados os custos totais de peneiramento e britagem da rota de cominuição E. Para a estimativa dos custos associados, os mesmos fatores da Tabela 48 foram aplicados, tendo em vista as similaridades da configuração do circuito do projeto referência, a partir do qual os fatores foram estabelecidos. O custo total do circuito de moagem VRM, previamente apresentado na Tabela 59 também é incorporado.

Tabela 60 - Estimativa de custos totais de cominuição em US\$/t ano da rota E (VRM)

| Fatores | Estimativa de Custos dos Estágios do Processo de Cominuição (US\$/t ano) | | | |
|--------------------------|--|--------------|--------------|------------|
| | Britagem | Peneiramento | Circuito VRM | Total |
| Equipamentos Mecânicos | 0,02 | 0,03 | | |
| Transportador de Correia | 0,03 | 0,07 | | |
| Alimentadores | - | 0,02 | | |
| Montagem Eletromecânica | 0,03 | 0,05 | | |
| Obras Civas Industriais | 0,05 | 0,09 | | |
| Equipamentos Elétricos | 0,01 | - | | |
| Tubulações | - | - | | |
| Estruturas Metálicas | - | - | | |
| Outros | 0,03 | 0,07 | | |
| Total | 0,2 | 0,3 | 3,2 | 3,7 |

5.3.6 Validação de Modelos de Custos

Alguns modelos revisados na seção 3.9.1 da literatura foram validados a partir dos dados do dimensionamento dos equipamentos. De posse dos custos dos moinhos cotados

com o fornecedor, os modelos univariável e multivariável propostos por Sayadi *et al.* (2013) foram utilizados, a fim de validar a estimativa do investimento inicial desses equipamentos a partir da utilização desses modelos. Os resultados são apresentados nas Tabela 61 e na Tabela 62

Tabela 61 - Validação do modelo univariável (Sayadi *et al.*, 2013) para as estimativas de CAPEX de moinhos

| Rota | Moinho | Potência Máxima Recomendada (kW) | Custo (US\$m)* | Custo Modelo (US\$m) | Var (%) |
|---------------|--------------------|----------------------------------|----------------|----------------------|---------|
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 1° | 2.800 | 2,3 | 2,4 | +3% |
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 2° | 2.800 | 2,1 | 2,4 | +11% |
| B (HPGR) | Moinho de Bolas | 2.800 | 2,3 | 2,4 | +3% |
| C (AG) | Moinho AG | 20.000 | 10,4** | 14,1 | +36% |
| C (AG) | Moinho de Bolas | 2.800 | 2,3 | 2,4 | +3% |
| D (SAG) | Moinho SAG | 8.948 | 8,5** | 8,3 | -3% |
| D (SAG) | Moinho de Bolas | 2.800 | 2,3 | 2,4 | +3% |

*Fornecido em reais e convertido para dólar pela taxa média de câmbio de US\$1/R\$3,1;

**Fornecido pelo fabricante em dólar

Tabela 62 - Validação do modelo multivariável (Sayadi *et al.*, 2013) para as estimativas de CAPEX de moinhos

| Rota | Moinho | Potência Máxima Recomendada (kW) | D (m) | L (m) | Custo (US\$m)* | Custo Modelo (US\$m) | Var (%) |
|---------------|--------------------|----------------------------------|-------|-------|----------------|----------------------|---------|
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 1° | 2.800 | 4,9 | 7,6 | 2,3 | 2,4 | -1% |
| A (Caso Base) | Moinho de Bolas 2° | 2.800 | 4,9 | 7,6 | 2,1 | 2,4 | +7% |
| B (HPGR) | Moinho de Bolas | 2.800 | 4,9 | 7,6 | 2,3 | 2,4 | -1% |
| C (AG) | Moinho AG | 20.000 | 11,6 | 7,0 | 10,4** | 14,1 | +47% |
| C (AG) | Moinho de Bolas | 2.800 | 4,9 | 7,6 | 2,3 | 2,4 | -1% |
| D (SAG) | Moinho SAG | 8.948 | 11,0 | 4,6 | 8,5** | 8,3 | +1% |
| D (SAG) | Moinho de Bolas | 2.800 | 4,9 | 7,6 | 2,3 | 2,4 | -1% |

*Fornecido em reais e convertido para dólar pela taxa média de câmbio de US\$1/R\$3,1;

**Fornecido pelo fabricante em dólar

A partir dos resultados obtidos pode-se afirmar que os modelos são adequados à previsão do custo de investimento inicial dos moinhos analisados, uma vez que as diferenças encontradas são mínimas ou, razoavelmente aceitáveis, para uma estimativa preliminar de custos. No caso dos moinhos AG, as diferenças foram mais significativas, o que pode ser explicado pelo fato dos parâmetros de potência, diâmetro e comprimento desses equipamentos estarem muito próximos aos limites estabelecidos (Tabela 19) para a Eq. 19.

5.4 Resumo das Estimativas de CAPEX e OPEX e Discussões

A Tabela 63 resume as estimativas de CAPEX e OPEX das rotas de cominuição propostas, em US\$/t. Já na Figura 25 e na Figura 26 são apresentados o CAPEX e OPEX relativos à rota de cominuição convencional, cujo valor referência adotado equivale a 1,00. Os valores de CAPEX e OPEX para as demais rotas foram calculados utilizando-se a rota convencional como referência.

Tabela 63 -- Resumo das estimativas de CAPEX e OPEX das rotas de cominuição propostas

| Rota | CAPEX (US\$/t ano) | OPEX (US\$/t) |
|---------------|--------------------|---------------|
| A (Caso Base) | 5,3 | 1,4 |
| B (HPGR) | 4,7 | 1,1 |
| C (AG) | 4,3 | 1,4 |
| D (SAG) | 4,2 | 1,5 |
| E (VRM) | 3,7 | 1,0 |

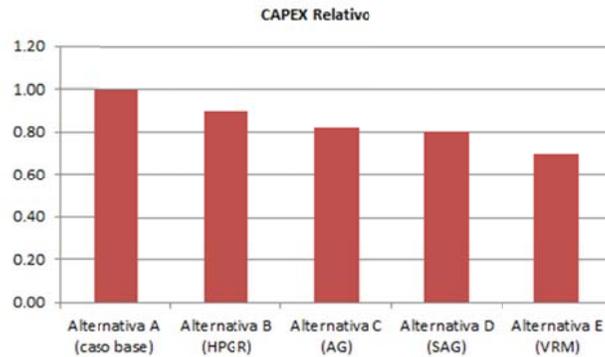


Figura 25 - CAPEX relativo das rotas de cominuição propostas em função do CAPEX da rota convencional

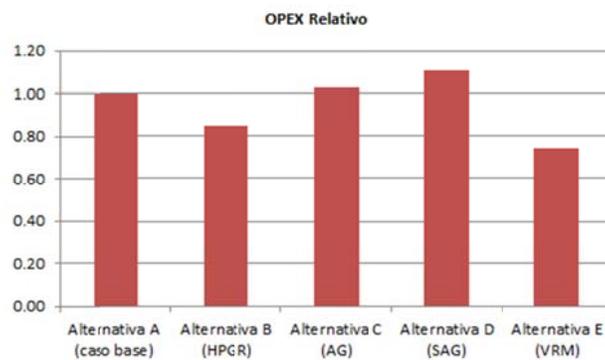


Figura 26 - OPEX relativo das rotas de cominuição propostas em função do OPEX da rota convencional

Ao comparar o CAPEX estimado da alternativa B a partir dos resultados apresentados na Tabela 63, pode-se observar uma redução de 10% quando comparado à rota convencional. Esse resultado vai de encontro às estimativas apresentadas por Ribeiro *et al.* (2010) no *trade-off* quanto à aplicação das prensas de rolos em comparação à britagem e peneiramento terciários, no qual os autores mostraram uma redução de, aproximadamente, 8% em relação ao investimento inicial.

Já a alternativa C apresentou uma redução de 18% em comparação à rota convencional. Essa redução também vai ao encontro dos resultados expostos por Rodrigues (2014), embora o autor tenha apresentado um ganho proporcionalmente menor

(8%) em relação à rota convencional, o que pode ser explicado pelo fato de não terem sido considerados os custos associados de montagem, obras civis e estruturas metálicas, por exemplo. Vale ressaltar também que o minério avaliado pelo autor para a rota AG era similar ao itabirito em estudo. Quanto ao OPEX, foi observado que os custos operacionais totais estimados dessa rota se equipararam aos custos do circuito de britagem multi-estagiada e moagem em moinho de bolas. Esse resultado não vai de encontro aos dados expostos por Rodrigues (2014), no qual um ganho de 18% foi obtido em relação ao circuito convencional (US\$1,4/t vs. US\$1,7/t). Isso pode ser explicado pelo fato do autor ter se baseado em premissas diferentes de vida útil de revestimentos dos britadores, demandando, neste caso, um número maior de trocas por ano. Por outro lado, a estimativa de OPEX das rotas contemplando a moagem AG por tonelada de minério processado foi a mesma em ambos os trabalhos (US\$1,4/t).

A alternativa D apresentou uma redução de CAPEX ligeiramente maior que à da alternativa C de moagem AG, quando comparada ao circuito convencional, tendo em vista as menores dimensões do moinho SAG, implicando assim em um menor custo do equipamento. Essa redução não vai de encontro aos resultados expostos por Rodrigues (2014), uma vez que a alternativa SAB se mostrou mais dispendiosa que a rota convencional. Isso pode ser explicado pelo fato de não terem sido considerados os custos associados de montagem, obras civis e estruturas metálicas, por exemplo, em seu trabalho. Já em relação ao OPEX, não foram observados ganhos quanto aos custos operacionais totais, ficando a estimativa 11% mais cara quando comparada à rota convencional (US\$1,5/t vs. 1,4/t). Esses resultados vão ao encontro dos dados expostos por Rodrigues (2014), no qual um aumento de 12% foi constatado quando comparado à rota convencional.

Comparando os resultados de CAPEX e OPEX relativos obtidos com os dados expostos por Lima *et al.* (2014), pode-se dizer que a alternativa D se mostrou alinhada em termos do CAPEX, uma vez que os resultados dos dois estudos foram bem próximos (0,80 vs. 0,85). Já em termos do OPEX, os resultados se mostraram um pouco distintos, uma vez que o valor obtido de 1,1 foi 18% superior ao exposto por Lima *et al.* (2014) para a alternativa de moagem SAG seguida de moagem em moinho de bolas.

O mesmo efeito foi observado em relação à alternativa B. Os valores de CAPEX relativo nos dois estudos foram relativamente próximos (0,90 vs. 1,03). Já os resultados

de OPEX também se mostraram um pouco distintos, uma vez que o valor obtido de 0,85 foi 24% inferior ao exposto por Lima *et al.* (2014) para a alternativa de britagem HPGR seguida de moagem em moinho de bolas. Isso pode ser explicado pelo fato de não terem sido considerados os custos relativos à mão de obra, administrativos e gerais no trabalho aqui proposto. No entanto, essas diferenças parecem ser razoáveis, tendo em vista o nível de precisão estabelecido para as estimativas do trabalho em questão.

5.5 Análise Econômica das Rotas de Cominuição Propostas

Com base na Eq. 20 e nas premissas previamente estabelecidas na seção 4.6, o custo total de cada uma das rotas de cominuição propostas foram estimados. Os resultados são apresentados na Tabela 64.

Tabela 64 - Resultados dos valores presentes do custo total das rotas de cominuição propostas

| Rota | VPL (US\$/t) |
|---------------|--------------|
| A (Caso Base) | -15,34 |
| B (HPGR) | -13,26 |
| C (AG) | -14,67 |
| D (SAG) | -15,39 |
| E (VRM) | -11,18 |

É importante ressaltar que, por se tratar de uma análise comparativa de custos, os resultados são negativos para evidenciar que os valores correspondem a dispêndios de capital. Nesse caso, quanto maior for o valor (mais próximo de zero), melhor.

5.6 Análise de Risco das Rotas de Cominuição Propostas

Conforme discutido anteriormente, para a quantificação do risco de um projeto, é recomendável realizar uma análise de risco por meio de uma ferramenta de simulação. Os resultados apresentados na Tabela 64 representam o caso base da análise de risco, onde são utilizadas as premissas de custos da Tabela 63 e a taxa de desconto previamente definida.

Devido às incertezas existentes nas estimativas de CAPEX e OPEX, uma distribuição triangular para cada uma das rotas foi adotada, tendo em vista o intervalo de precisão adotado de -25 a +30%. Os resultados detalhados são apresentados nos Anexos II.i a II.v. Os valores estimados de CAPEX e OPEX para cada uma das rotas são os que apresentam maior probabilidade de ocorrência por isso, a maior probabilidade de se encontrar ao redor do meio da distribuição. No entanto, existem também probabilidades de ocorrência de valores próximos aos extremos, mesmo que as chances sejam menores. É importante destacar que o nível de dispersão estimado para as alternativas incorpora apenas as incertezas financeiras e não de processo.

A partir disso, a simulação de cada uma das rotas foi realizada utilizando-se o *software* Crystal Ball[®] e em todas elas foram realizadas 100.000 iterações para se chegar a uma conclusão quanto ao nível de dispersão do custo total. Cada iteração utilizou um valor de CAPEX e OPEX para cada rota obedecendo-se a distribuição triangular, cujos limites mínimos e máximos são apresentados na Figura 27 e na Figura 28. Os resultados do custo total gerados foram armazenados pelo *software* e em seguida ordenados de forma crescente para a construção de histogramas de distribuição do VPL.

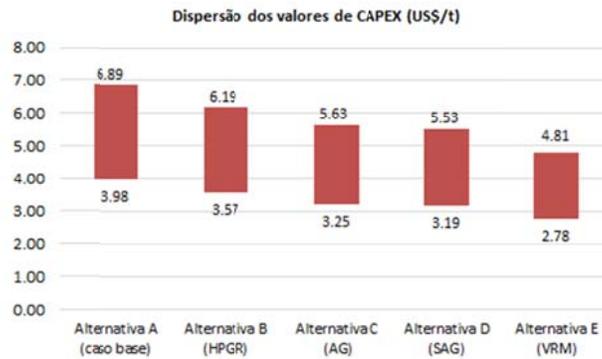


Figura 27 - Dispersão dos valores de CAPEX (US\$/t), com os limites mínimos e máximos estabelecidos

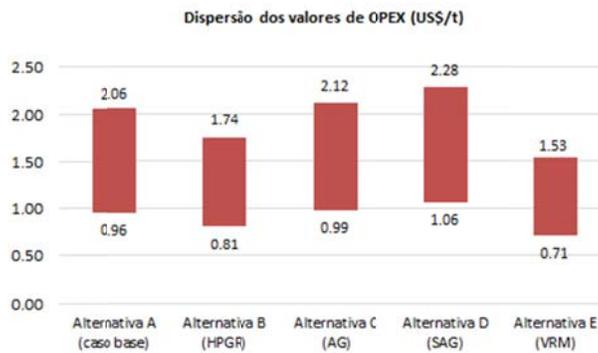


Figura 28 - Dispersão dos valores de OPEX (US\$/t), com os limites mínimos e máximos estabelecidos

Após a conclusão das simulações, tem-se uma distribuição de resultados para cada uma das rotas conforme mostrado da Figura 29 a Figura 33. Os resultados mostram que todos os valores de custo total seguem uma distribuição aproximadamente normal. As seções em azul dos histogramas correspondem ao intervalo em que 90% dos dados estão compreendidos.

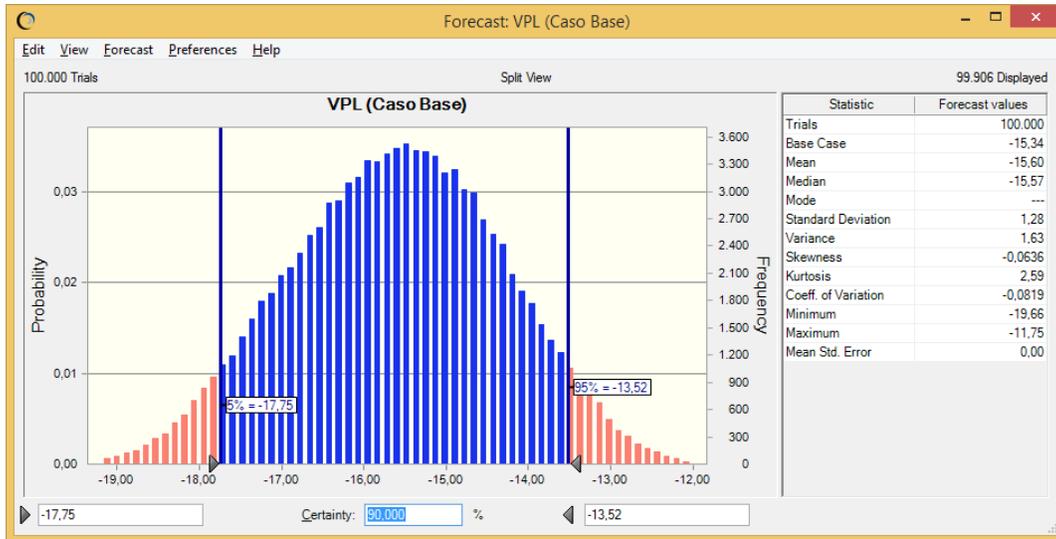


Figura 29 - Distribuição de resultado do VPL do Custo Total (US\$/t) para a Alternativa A (caso base)

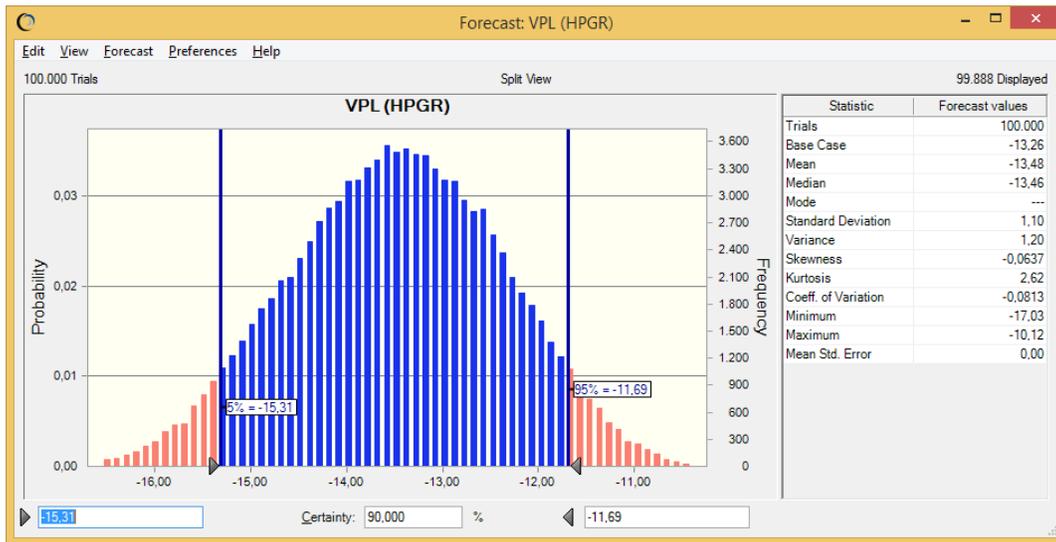


Figura 30 - Distribuição de resultado do VPL do Custo Total (US\$/t) para a Alternativa B (HPGR)

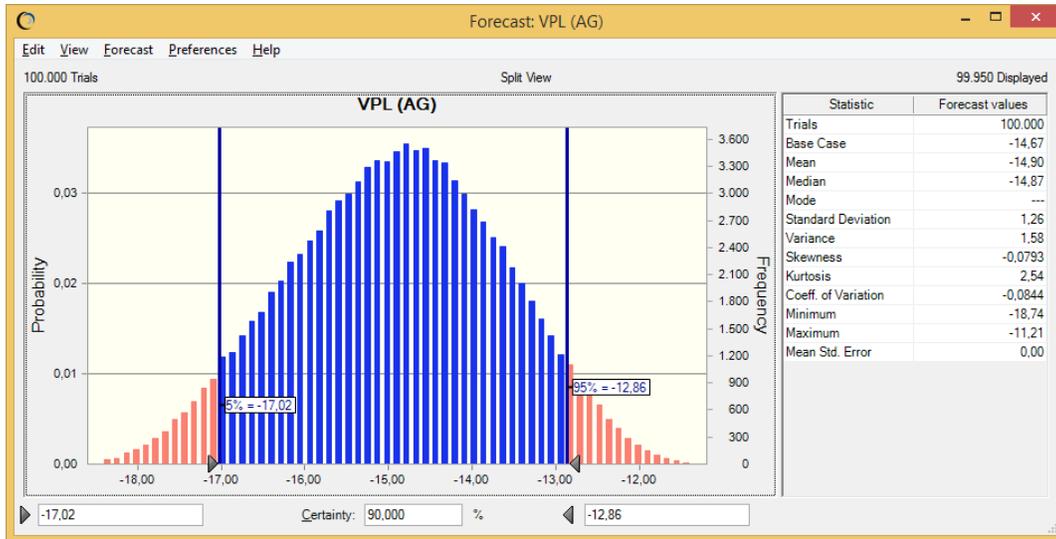


Figura 31 - Distribuição de resultado do VPL do Custo Total (US\$/t) para a Alternativa C (AG)

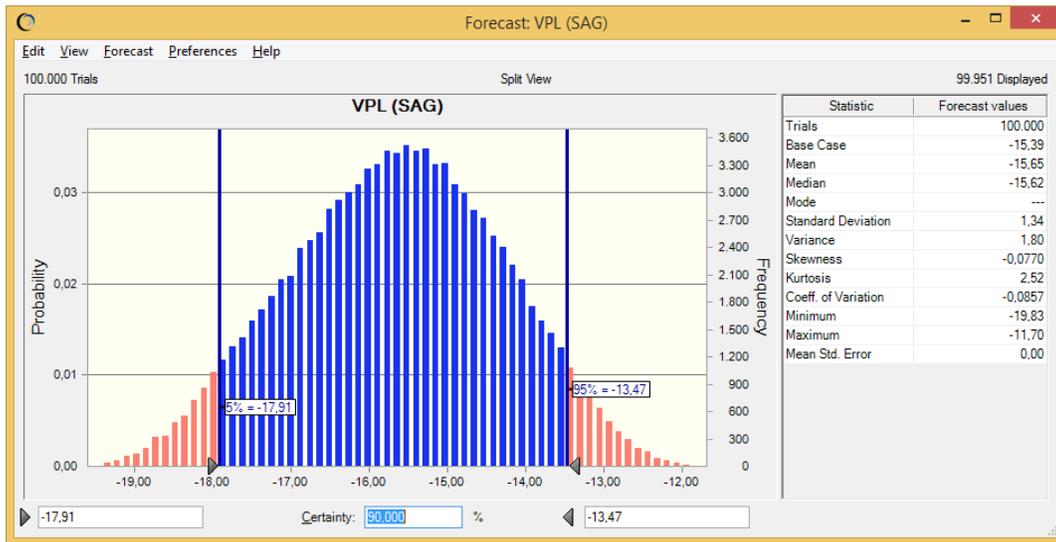


Figura 32 - Distribuição de resultado do VPL do Custo Total (US\$/t) para a Alternativa D (SAG)

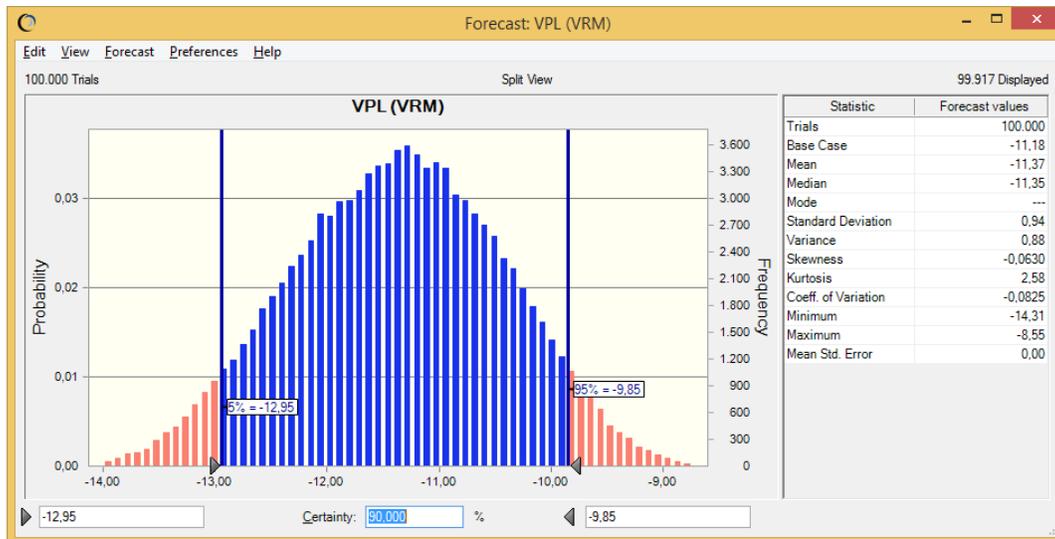


Figura 33 - Distribuição de resultado do VPL do Custo Total (US\$/t) para a Alternativa E (VRM)

5.6.1 Resumo das Análises de Risco

É de extrema importância que o tomador de decisões tenha em seu poder no momento da escolha da melhor alternativa de rota de cominuição, assim como em qualquer decisão de investimento, o nível de dispersão do resultado esperado. A Tabela 64 mostra um resultado estático dos valores presentes do custo total das alternativas envolvidas, mas não permite que o tomador de decisões tenha um melhor entendimento dos riscos envolvidos.

O uso de ferramentas de simulação, como o Crystal Ball[®], permite que sejam modeladas a distribuição das premissas envolvidas de acordo com critérios do usuário e que o resultado seja visto em forma de distribuição de probabilidades, conforme demonstrado. Dessa forma, o investidor consegue ter uma visão muito mais clara dos riscos envolvidos. A Tabela 65 mostra os valores presentes do custo total de cada alternativa proposta dos decils de 0 a 100.

Tabela 65 - Distribuição por decil dos valores presentes do custo total das rotas de cominuição propostas

| Percentil | VPL Alternativa A (Caso Base) | VPL Alternativa B (HPGR) | VPL Alternativa C (AG) | VPL Alternativa D (SAG) | VPL Alternativa E (VRM) |
|-----------|-------------------------------------|--------------------------------|------------------------------|-------------------------------|-------------------------------|
| 0% | -19,66 | -17,03 | -18,74 | -19,83 | -14,31 |
| 10% | -17,40 | -14,93 | -16,63 | -17,54 | -12,66 |
| 20% | -16,80 | -14,41 | -16,06 | -16,96 | -12,21 |
| 30% | -16,34 | -14,03 | -15,58 | -16,46 | -11,89 |
| 40% | -15,98 | -13,73 | -15,19 | -16,11 | -11,64 |
| 50% | -15,57 | -13,46 | -14,87 | -15,62 | -11,35 |
| 60% | -15,25 | -13,23 | -14,51 | -15,33 | -11,12 |
| 70% | -14,91 | -12,90 | -14,15 | -14,93 | -10,85 |
| 80% | -14,55 | -12,58 | -13,73 | -14,52 | -10,57 |
| 90% | -13,92 | -12,14 | -13,23 | -13,97 | -10,10 |
| 100% | -11,75 | -10,12 | -11,21 | -11,70 | -8,55 |

É importante ressaltar novamente que, por se tratar de uma análise comparativa de custos, os resultados são negativos para evidenciar que os valores correspondem a dispêndios de capital. Nesse caso, quanto maior for o valor (mais próximo de zero), melhor.

Para uma melhor compreensão dos resultados, os dados da Tabela 65 são apresentados a seguir de forma gráfica. A Figura 34 permite chegar a algumas conclusões importantes como, por exemplo, de que existe uma probabilidade, ainda que menor do que 10%, do custo total das Alternativas A e D ser mais atrativo que o da Alternativa B, isto é, o custo total dessas alternativas apresentam probabilidade de serem menores do que a mediana do resultado esperado para a Alternativa B.

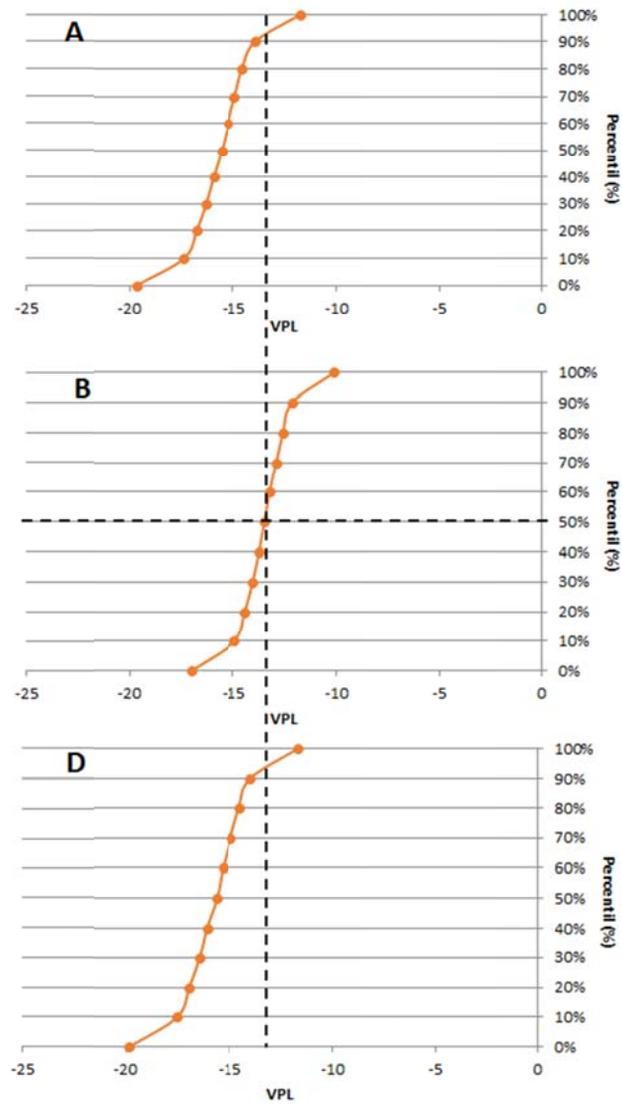


Figura 34 – Distribuição por decil dos valores presentes do custo total das rotas de cominuição A (caso base), B (HPGR) e D (SAG)

6. Discussões Finais

Na Tabela 66 e na Tabela 67 estão resumidos os resultados das rotas de cominuição avaliadas sob a perspectiva dos custos de investimento e despesas operacionais.

Tabela 66 - Resumo das estimativas de CAPEX (US\$/t) de cada uma das rotas analisadas

| Alternativa | Estágio | Nº de Equip. Principais | Equipamentos Mecânicos Principais (US\$/t) | Acessórios* (US\$/t) | CAPEX Total (US\$/t) |
|------------------|--------------|-------------------------|--|----------------------|----------------------|
| A (Caso Base) | Peneiramento | 8 | 0,1 | 1,5 | 1,6 |
| | Britagem | 6 | 0,2 | 2,2 | 2,4 |
| | Moagem | 3 | 0,3 | 1,0 | 1,2 |
| | Total | 17 | 0,6 | 4,7 | 5,3 |
| B (HPGR) | Peneiramento | 6 | 0,1 | 1,4 | 1,5 |
| | Britagem | 2 | 0,1 | 1,2 | 1,3 |
| | HPGR | 1 | 0,5 | 0,6 | 1,1 |
| | Moagem | 2 | 0,2 | 0,7 | 0,9 |
| | Total | 11 | 0,9 | 3,8 | 4,8 |
| C (AG) | Peneiramento | 2 | 0,03 | 0,4 | 0,4 |
| | Moinho AG | 1 | 0,5 | 2,7 | 3,2 |
| | Moagem Bolas | 2 | 0,2 | 0,7 | 0,8 |
| | Total | 5 | 0,7 | 3,7 | 4,3 |
| D (SAG) | Peneiramento | 2 | 0,03 | 0,4 | 0,4 |
| | Moinho SAG | 1 | 0,4 | 2,7 | 3,1 |
| | Moagem Bolas | 2 | 0,2 | 0,7 | 0,8 |
| | Total | 5 | 0,6 | 3,6 | 4,2 |
| E (VRM) | Peneiramento | 2 | 0,03 | 0,31 | 0,3 |
| | Britagem | 1 | 0,02 | 0,15 | 0,2 |
| | Circuito VRM | 4 | | | 3,2 |
| | Total | 7 | | | 3,7 |

*Custos de transportadores de correia, alimentadores, montagem eletromecânica, obras civis industriais, equipamentos elétricos, tubulações, estruturas metálicas e outros

Tabela 67 - Resumo das estimativas de OPEX (US\$/t) de cada uma das rotas analisadas

| Alternativa | Estágio | Nº de Equip. | Energia Demandada (MWh/ano) | Corpos Moedores (US\$m) | Revestimentos (US\$m) | Energia (US\$m) | OPEX Total (US\$/t) |
|------------------|---------------|----------------|-----------------------------|-------------------------|-----------------------|-----------------|---------------------|
| A (Caso Base) | Peneiramento | 8 | - | | | | |
| | Britagem | 6 | 8.287 | | | | |
| | Moagem | 3 | 58.540 | | | | |
| | Classificação | 23 | - | | | | |
| | Auxiliares | - | 22.926 | | | | |
| | Total | 40 | 89.754 | 18,6 | 8,1 | 6,3 | 1,4 |
| B (HPGR) | Peneiramento | 6 | - | | | | |
| | Britagem | 2 | 1.847 | | | | |
| | HPGR | 1 | 11.616 | | | | |
| | Moagem | 2 | 39.077 | | | | |
| | Classificação | 41 | - | | | | |
| | Auxiliares | - | 13.284 | | | | |
| Total | 52 | 65.823 | 14,9 | 8,4 | 4,6 | 1,2 | |
| C (AG) | Peneiramento | 2 | - | | | | |
| | Moinho AG | 1 | 99.680 | | | | |
| | Moagem Bolas | 2 | 28.414 | | | | |
| | Classificação | 21 | - | | | | |
| | Auxiliares | - | 8.600 | | | | |
| Total | 26 | 136.694 | 14,7 | 9,8 | 9,6 | 1,4 | |
| D (SAG) | Peneiramento | 2 | - | | | | |
| | Moinho SAG | 1 | 57.029 | | | | |
| | Moagem Bolas | 2 | 31.214 | | | | |
| | Classificação | 25 | - | | | | |
| | Auxiliares | - | 8.555 | | | | |
| Total | 30 | 96.798 | 19,9 | 9,8 | 6,9 | 1,5 | |
| E (VRM) | Peneiramento | 2 | | | | | |
| | Britagem | 1 | | | 0,2 | 0,1 | 0,3 |
| | Circuito VRM* | 4 | | | 4,1 | 20,0 | 1,0 |
| | Total | | | | | | 1,0 |

A rota de cominuição convencional avaliada (caso base) é uma variante do tipo de circuito mais amplamente utilizado no processamento de minérios de ferro itabiríticos no Brasil. Em termos operacionais é uma alternativa estável, principalmente por ser um circuito robusto e reconhecidamente bem-sucedido até então. Além disso, as simulações comprovaram a não geração excessiva de finos (18% <10 μ m), como de fato era esperado para esse circuito.

Por outro lado, pode-se observar a complexidade que o circuito traz, devido à maior quantidade de equipamentos e estágios de peneiramento, britagem e moagem requeridos quando comparado às outras rotas avaliadas, demandando assim elevada manutenção e uma extensa área de construção. Em relação ao CAPEX, o circuito convencional se mostrou mais dispendioso que os demais (Tabela 66), não pelo custo dos equipamentos mecânicos principais, mas, especialmente, pelos custos acessórios de correias transportadoras, montagem eletromecânica e obras civis industriais. Já em relação ao OPEX, tanto o consumo de energia como o de corpos moedores foram relativamente elevados oferecendo, assim, margens de simplificação e reduções de custos, quando comparado às outras rotas.

A alternativa B se mostrou menos complexa que a rota de cominuição convencional, demandando um menor número de equipamentos e estágios de peneiramento e britagem (Tabela 66). Em relação à preocupação a respeito da geração excessiva de finos que esse equipamento poderia trazer quanto a aplicação à itabiritos, os resultados mostraram uma quantidade de material ultrafino gerado em torno de 20%. Esse valor encontra-se dentro da faixa de operação aceitável para o processamento do minério em estudo.

No entanto, vale ressaltar que existe uma incerteza considerável nessa estimativa, devido às limitações existentes dos modelos de cominuição quanto a essa questão e, principalmente, quanto à imprevisibilidade em relação aos itabiritos. Embora já existam evidências da não geração excessiva de material ultrafino em escala industrial (Mazzinghy *et al.*, 2015), para o processamento de um minério similar ao do estudo e uma condição de *ramp-up* das prensas, uma análise mais detalhada é fortemente recomendada a fim de se investigar melhor esse efeito quanto à aplicação industrial, principalmente pelo fato dos resultados obtidos nesse estudo terem sido alcançados em condições de baixa pressão de moagem.

Em relação ao CAPEX, era esperado que a estimativa do circuito da alternativa B fosse a mais dispendiosa de todas as rotas analisadas, tendo em vista o alto custo dos HPGRs. De fato, ao comparar somente o custo dos equipamentos mecânicos principais (Tabela 66), o HPGR é o maior responsável pelo custo de investimento. Mesmo com a simplificação dos estágios de peneiramento e britagem, os custos da prensa de rolos, britadores e peneiras se mostrou 90% maior que os custos de britadores e peneiras da rota convencional. Por outro lado, ao comparar os custos associados de correias transportadoras, montagem eletromecânica e obras civis industriais, especialmente, a redução no CAPEX total estimado foi de 10% em comparação à rota convencional. Esse resultado vai ao encontro das estimativas apresentadas por Ribeiro *et al.* (2010) no estudo de *trade-off* quanto à aplicação das prensas de rolos em comparação à britagem e peneiramento terciários, no qual os autores mostraram uma redução de, aproximadamente, 8% em relação ao investimento inicial. Já em relação ao OPEX, a menor quantidade de britadores e moinhos resultou em menores custos de energia e de corpos moedores, apesar de um maior custo de revestimento associado à troca dos rolos. Pode-se afirmar que a redução na energia demandada pelo circuito deve-se, principalmente, à maior eficiência energética das prensas. Nesse sentido, a alternativa B se mostra bastante atrativa tanto do ponto de vista do custo de investimento quanto de custos operacionais para minérios como o itabirito em questão. Por outro lado, vale ressaltar que essa configuração acrescentaria certa complexidade ao circuito, tendo em vista a necessidade de manuseio e controle da alimentação do material úmido com os desvios de fluxos.

Em relação à alternativa C, as simulações mostraram que moinho AG foi capaz de operar efetivamente com altas capacidades. Apesar do tipo do minério em estudo ser, normalmente, considerado extremamente macio e, por isso, não adequado – a princípio - a esse tipo de moagem, seu comportamento bimodal permite a geração suficiente de corpos moedores mais competentes (Rodrigues, 2014). Os resultados das simulações indicaram uma quantidade de material ultrafino gerado em torno de 18%, um valor aceitável para o processamento do itabirito em questão. No entanto, vale ressaltar novamente que existe uma incerteza considerável nessas estimativas, devido às limitações existentes dos modelos de cominuição quanto à essa questão e, principalmente, quanto à imprevisibilidade em relação aos itabiritos. Embora existam resultados indicativos da não geração excessiva de material ultrafino em escala piloto

(Rodrigues, 2014) para o processamento de um minério similar ao do estudo em moinhos SAG/AG, uma análise mais detalhada é fortemente recomendada a fim de se investigar melhor esse efeito quanto à aplicação industrial, tendo em vista a criticidade dessa questão quanto à aplicação à itabiritos. É evidente que a variação do desempenho dessa rota exige esforços significativos de coordenação entre mina e usina e no sentido de garantir uma boa uniformidade do minério alimentado à usina, sob a ótica da granulometria de alimentação, como também da moabilidade.

Em relação ao CAPEX, a alternativa C também se mostrou bastante atrativa do ponto de vista de simplificação de circuito. O número de equipamentos e estágios de peneiramento, britagem e moagem foi significativamente menor, quando comparado à rota convencional. Por isso, era esperado que a rota AG demandasse um menor custo de investimento, o que, de fato, foi alcançado. Da mesma forma como exposto na análise da alternativa anterior, ao comparar somente o custo dos equipamentos mecânicos principais, o moinho AG se mostra mais dispendioso que os britadores e peneiras da rota convencional, mesmo com uma considerável redução do número de equipamentos. No entanto, ao comparar os custos associados de correias transportadoras, obras civis industriais e equipamentos elétricos, especialmente, a redução no CAPEX total estimado foi de 18% em comparação à rota convencional. Essa redução também vai ao encontro dos resultados expostos por Rodrigues (2014), embora o autor tenha apresentado um ganho proporcionalmente menor (8%) em relação à rota convencional, o que pode ser explicado pelo fato de não terem sido considerados os custos associados de montagem, obras civis e estruturas metálicas, por exemplo.

Já em relação ao OPEX, de fato, a dispensabilidade de corpos moedores não-autógenos resultou em uma redução significativa dos custos com corpos moedores em relação à rota convencional. No entanto, o consumo energético demandado por esse circuito foi significativamente maior, principalmente devido à energia demandada pelo moinho AG (Tabela 67). Sendo assim, os custos operacionais totais estimados dessa rota se equiparam aos custos do circuito de britagem multi-estagiada e moagem em moinho de bolas. Esse resultado não vai ao encontro dos dados apresentados por Rodrigues (2014), no qual um ganho de 18% foi obtido em relação ao circuito convencional (US\$1,4/t vs. US\$1,7/t). Isso pode ser explicado pelo fato do autor ter se baseado em premissas diferentes de vida útil de revestimentos dos britadores, demandando, neste caso, um número maior de trocas por ano.

Nesse sentido, a alternativa C se mostra bastante atrativa do ponto de vista de CAPEX, tendo em vista a grande redução no número de equipamentos e estágios de peneiramento e britagem. Apesar do OPEX ter se mostrado equivalente àquele do circuito convencional, vale a pena considerar as possíveis reduções não avaliadas de mão-de-obra e controle e automação que esse circuito pode trazer. No entanto, cabe ressaltar a questão da sensibilidade do circuito em relação às variações nas características da alimentação, o que pode ser um fator determinante quanto à escolha dessa tecnologia tendo em vista a imprevisibilidade dos itabiritos.

Em relação à alternativa D, as simulações mostraram que moinho SAG também foi capaz de operar efetivamente com altas capacidades. Os resultados das simulações indicaram uma quantidade de material ultrafino gerado em torno de 20%, um valor também aceitável para o processamento do itabirito em questão. No entanto, vale ressaltar novamente que existe uma grande incerteza nessas estimativas, devido às limitações existentes dos modelos de cominuição quanto à essa questão e, principalmente, quanto à imprevisibilidade em relação aos itabiritos. Da mesma forma como exposto anteriormente na discussão dessa questão na alternativa C, uma investigação mais detalhada é fortemente recomendada a fim de se verificar melhor esse efeito quanto à aplicação industrial.

A alternativa D também se mostrou bastante atrativa do ponto de vista de simplificação de circuito. O número de equipamentos e estágios de peneiramento, britagem e moagem foi o mesmo da alternativa C, sendo significativamente menor, quando comparado à rota convencional. Por isso, era esperado que a rota SAG também demandasse um menor custo de investimento, o que, de fato, foi alcançado. A redução de CAPEX foi ligeiramente maior que a da alternativa C de moagem AG, quando comparada ao circuito convencional, tendo em vista as menores dimensões do moinho SAG, implicando assim em um menor custo do equipamento.

Já em relação ao OPEX, a adição de carga moedora ao moinho SAG implicou em um aumento de 7% no custo de corpos moedores, comparado à rota convencional. Por outro lado, o consumo energético foi praticamente similar ao do circuito de britagem multi-estagiada e moagem em moinho de bolas. Sendo assim, a alternativa D também não apresentou ganhos quanto aos custos operacionais totais, ficando a estimativa 11% mais cara quando comparada à rota convencional (US\$1,5/t vs. 1,4/t). No entanto, vale a pena

considerar as possíveis reduções não avaliadas de mão-de-obra e controle e automação que esse circuito pode trazer. Cabe ressaltar também que a escolha do moinho SAG minimiza a questão da sensibilidade do circuito em relação à alternativa C, o que representa uma grande vantagem quanto à escolha dessa tecnologia tendo em vista à imprevisibilidade dos itabiritos.

Devido à falta de uma ferramenta de simulação apropriada para a previsão do comportamento dos moinhos de rolo e anel, a simulação da rota E foi realizada pelo próprio fornecedor desses equipamentos, com base nos dados do minério em estudo. Por esse motivo, os resultados da estimativa de custos podem ter se mostrado um pouco distorcidos neste caso quando comparados aos das outras rotas avaliadas.

A alternativa E também se mostrou atrativa do ponto de vista de simplificação de circuito, tendo em vista que o circuito de moagem em moinhos de rolo e anel foi capaz de receber uma alimentação grosseira da britagem secundária e ainda assim gerar um produto dentro da especificação almejada ($95\% < 0,15\text{mm}$). Nesse sentido, os resultados mostraram tanto um CAPEX como um OPEX bastante atrativos. Apesar do alto consumo energético associado aos ventiladores, a redução nos custos associados ao desgaste parece ter compensado o aumento de energia demandado pelo circuito. Além disso, a questão da capacidade não foi um fator limitador para o processamento desse tipo de itabirito e o fato da operação ser a seco abre uma nova janela de oportunidade para o futuro sustentável da indústria mineral. No entanto, estudos mais aprofundados em escala piloto são fortemente recomendados quanto à aplicação industrial dessa tecnologia promissora para o processamento de itabiritos.

Por fim, tendo em vista a precisão em nível de estudo das estimativas de custo e os erros que elas podem conter, a quantificação dos riscos das rotas avaliadas foi realizada a fim de contemplar todo o espectro de variação que as premissas adotadas podem apresentar. Vale ressaltar que, tanto a simulação como as análises de custos, partem da consideração de uma amostra média e que os projetos devem considerar a variabilidade inerente à jazida.

7. Conclusões

Tendo em vista o cenário econômico mundial, fica evidente que a indústria mineral necessita adequar seus processos visando a maximização da recuperação e a redução de seus custos. As rotas alternativas de cominuição analisadas se mostraram adequadas ao processamento de um típico minério de ferro itabirítico brasileiro.

Em termos do CAPEX os resultados mostraram que todas as rotas avaliadas foram mais atrativas quando comparadas à rota convencional, principalmente, as rotas SAG/AG, tendo em vista a grande simplificação de circuito e redução na área de construção, demandando menos custos acessórios como de montagem, obras civis e correias transportadoras. Por outro lado, cabe destacar os desafios associados à essa tecnologia, uma vez que não existe uma aplicação industrial a minérios de ferro itabiríticos, até o presente momento. Nesse sentido, a aplicação do HPGR, apesar de mais dispendiosa que os moinhos SAG/AG, pode-se considerar mais atrativa, tendo em vista a recente aplicação dessa tecnologia ao processamento de um típico itabirítico brasileiro.

Em relação ao OPEX os resultados mostraram que a rota HPGR foi consideravelmente mais atrativa, quando comparada à rota convencional. Já as rotas SAG/AG não apresentaram ganhos significativos, principalmente em função do elevado consumo energético associado aos moinhos autógeno e semi-autógeno. Por outro lado, vale ressaltar a potencial redução em termos dos custos de mão-de-obra e serviços administrativos gerais, que não foram avaliadas nesse trabalho, embora a necessidade constante de coordenação entre mina e usina possa implicar em custos adicionais.

A rota VRM se mostrou bastante atrativa tanto em termos de CAPEX como de OPEX. No entanto, como a metodologia de estimativas de custos aplicada foi diferente, estudos mais detalhados são fortemente recomendados para que uma conclusão mais clara seja obtida, em comparação às outras rotas analisadas. Por outro lado, essa rota se mostra, potencialmente, como uma opção viável na moagem a seco de itabiritos, sendo capaz de alcançar a granulometria do produto desejada, o que representa um considerável avanço para o futuro sustentável da indústria mineral.

Por fim, foi observado que, em alguns casos, as alternativas podem ser mais atrativas do ponto de vista de CAPEX, mas não do ponto de vista de OPEX. Nesse

sentido, a discussão das rotas de cominuição analisadas sob as diferentes perspectivas são complementadas, através do cálculo do valor presente do custo total, para que a melhor decisão de investimento seja tomada. Nesse caso, as alternativas B e E se mostraram as mais atrativas economicamente (Tabela 64).

Além disso, é de extrema importância que o tomador de decisões tenha em seu poder no momento da escolha da melhor alternativa de rota, assim como em qualquer decisão de investimento, o nível de dispersão do resultado esperado. Tendo em vista a precisão em nível de estudo das estimativas de custo realizadas e os erros que elas podem conter, o mapeamento e a quantificação dos riscos das rotas avaliadas foram realizados, a fim de contemplar todo o espectro de variação que as premissas adotadas podem apresentar. Dessa forma, além da melhor decisão financeira, o investidor consegue também ter uma visão muito mais clara dos riscos envolvidos.

Vale ressaltar que, tanto a simulação como as análises de custos e risco partiram da consideração de uma amostra média e que os projetos devem considerar a variabilidade inerente à jazida.

8. Referências Bibliográficas

ABOUZEID, A. Z. & FUERSTENAU, D. W., 2009, “Grinding of Mixtures in High-Pressure Grinding Rolls”, International Journal of Mineral Processing, v. 93, n. 2, pp. 59-65 *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

ALVES, V. K., 2012. Metodologia para Simulação e Escalonamento de Prensas de Rolos. Tese de D.Sc., Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil.

AMELUNXEN, P. & MEADOWS, D., 2011, “Not Another HPGR Trade-Off Study!”. Minerals & Metallurgical Processing, v. 28, n. 1, pp. 1-7.

AMRAM, M. & KULATILAKA, N. 1999, Real Options: Managing Strategic Investment in Uncertainty Word. Boston, Harvard Business School Press.

ANDRADE, E. L., 2002, Introdução à Pesquisa Operacional: Métodos e Modelos para Análise de Decisões. Rio de Janeiro, LTC.

AUSTIN, L. G., KLIMPEL, R. & LUCKIE, P. T., 1984, Process Engineering of Size Reduction Ball Milling, New York, USA, Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers *apud* CARVALHO, M. R., 2009. Desenvolvimento de Modelo Matemático Generalizado da Cominuição. Dissertação de M.Sc., COPPE/UFRJ, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

BAILEY, C., LANE, G., MORRELL, S. & STAPLES, P., 2009, “What Can Go Wrong in Comminution Circuit Design?”. Tenth Mill Operators’ Conference, pp. 143-149, Adelaide, S.A., October 2009.

BARRATT, D. & SHERMAN M., “Factors which influence the selection of comminution circuits”. In: Mular A.L., Halbe D.N., and Barratt D.J. (eds), Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control Proceedings, 1 ed, pp. 539-565, Englewood, CO, USA, Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, 2002 *apud* ROSARIO, P. P., 2010,

Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

BATTERHAM, R., 2011, “Trends in Comminution Driven by Energy”. Advanced Powder Technology, v. 22, n. 1, pp. 138-140.

BERALDO, J. L., 1987. Teoria sobre Processo de Cominuição - Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares. 1 ed. São Paulo, Edgard Blücher.

BERGERMAN, G. M., 2009. Modelagem e Simulação do Circuito de Moagem do Sossego. Dissertação de M.Sc., Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, São Paulo, SP, Brasil.

BOND, F. C., 1952, “The Third Theory of Comminution”, American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, v. 193, pp. 484-494.

BOND, F. C., “Metal Wear in Crushing and Grinding”, 56th Annual Meeting of the American Institute of Chemical Engineers, Houston, Texas, USA, December 1963.

BRASIL, H. G., 2002, Avaliação Moderna de Investimento. 1 ed. Rio de Janeiro, Qualitymark *apud* RODRIGUES, C. A., 2012, Momento Ótimo para Investir em Projetos de Mineração: Uma Análise por Opções Reais e Teoria dos Jogos. Dissertação de M.Sc., Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil.

BROECKMANN, C. & GARDULA, A., 2005, “Developments in High-Pressure Grinding Technology for Base and Precious Metal Minerals Processing”. 37th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processor, pp. 285-299, Ottawa, Canada, January 2005 *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

BUENO, M. & LANE, G., “A Review of 10 Years of AG/SAG Pilot Trials”. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology, Vancouver, Canada, September 2011 *apud* RODRIGUES, V. F. A., 2014, Grinding of Itabirite Iron Ore in Autogenous and Semi-Autogenous Mills. Ph.M. dissertation, University of Queensland, Queensland, Australia.

CARVALHO, M. R., 2009. Desenvolvimento de Modelo Matemático Generalizado da Cominuição. Dissertação de M.Sc., COPPE/UFRJ, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

CHARLES, W. D. & GALLAGER, A. E. J., “Comminution Energy Usage and Material Wear”. In: Mular, A. L., Jergensen, G. V. (eds), Design and Installation of Comminution Circuits, 2 ed, chapter 6 (pp.248-274), New York, USA, Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, 1982 *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

COPELAND, T. & ANTIKAROV, V., 2001, Opções Reais: Um Novo Paradigma para Reinventar a Avaliação de Investimentos (Tradução de Maria Jose Cyhlar). Rio de Janeiro, Campus.

COUPER, R. J., HERTZ, W. D. & LEE SMITH, F., 2003. Process Engineering Economics. 1 ed. Arkansas, USA, Marcel Dekker.

DAVIS, E. W., 1919, “Fine Crushing in Ball Mills”, American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, v. 61, pp. 250-296 *apud* VON KRÜGER, L. F., 2004. Corpos Moedores Côncavos. Tese de D.Sc, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, Brasil.

DIAS, M. A., 2005. Opções Reais Híbridas com Aplicação em Petróleo. Tese de D.Sc., DEI/PUC, Rio de Janeiro, RJ, Brasil *apud* MOTTA, R. R., ALVES, C. A., CUNHA, V. F. & FIGUEIREDO, C. G., 2008, “Análise de Risco do Investimento do Capital (CAPEX) para a Expansão de uma empresa de Mineração”. XXVIII Encontro Nacional de Engenharia de Produção. Rio de Janeiro, RJ, Brasil. Outubro de 2008.

DELBONI JUNIOR, H., “Cominuição”. In: Fernandes, F. R. C., Castilhos, Z. C., Luz, A.B. (eds), Tendências Tecnológicas Brasil 2015: Geociências e Tecnologia Mineral, 1 ed., capítulo 2, Rio de Janeiro, CETEM/MCT, 2007.

DNPM, 2014. “Informe Mineral”. Disponível em: <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/informes/informe-mineral-2014-1o-semester>. Acesso em 19 de Março de 2015.

DNPM, 2014. “Sumário Mineral”. Disponível em: <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/ferro-sumario-mineral-2014>. Acesso em 19 de Março de 2015.

FIGUEIRA, H. V., ALMEIDA, A. L., & LUZ, A. B., “Cominuição”. In: Luz, A. B., Sampaio, J. A., Almeida, S. L. M. (eds), Tratamento de Minérios, 4 ed., capítulo 4, Rio de Janeiro, CETEM/MCT, 2004.

FURTADO, J. & URIAS, E., 2013, Recursos Naturais e Desenvolvimento. 1 ed. São Paulo, Edição dos Autores / IBRAM.

GEROLD, C., SCHMITZ, C., STAPELMANN, M. & DARDEMANN, F., 2012. “Latest Installations and Development of Loesche Vertical Roller Mills in the Ore Industry”. XXVI International Mineral Processing Congress (IMPC), 1096 (pp. 1018-1029), New Delhi, India, September 2012.

GITMAN, L., 2002, Princípios da Administração Financeira. 7 ed. São Paulo, Harbra.

GUZMAN, L. & RABANAL, C., 2013, “Updated Benavente Correlation for Estimating Grinding media Consumption Rates”, 10th International Mineral Processing Conference (Procemin), Santiago, Chile.

HERBST, J.A. FUERSTENAU, D.W., 1980, “Scale-up procedure for continuous grinding mill design using population balance models”, International Journal of Mineral Processing, v. 7, n. 1 p. 1-31.

HERBST, J.A., RAJAMANI, K., 1982, “The Application of Modern Control Theory to Mineral-Processing Operations”, In: Proceedings of the 12th CMMI Congress, South African Inst. Min. Metall., Johannesburg, South Africa.

HERBST, J.A., FUERSTENAU, D.W., 1973, “Mathematical Simulation of Dry Ball Milling Using Specific Power Information”, AIME Transactions, v. 254, pp. 343-348.

HUBBARD, R. G. e WEINER, R. J., 2000, “Regulation and Long – Term Contracting in U.S. Natural Gas Market”. The Journal of Industrial Economics, v. 35, n. 1, pp. 71-79.

HUKKI, R. T., 1962, “Proposal for a Solomonic Settlement Between the Theories of Von Rittinger, Kick and Bond”. AIME Transactions, v. 203, pp. 403-408.

IBRAM, 2012. “Investimentos do Setor Mineral e seus Aspectos Positivos para a Economia Brasileira”. Disponível em: <http://www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00002241.pdf>. Acesso em 4 de Março de 2015.

IBRAM, 2012. “Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira”. Disponível em: <http://www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00004430.pdf>. Acesso em 4 de Março de 2015.

IBRAM, 2015. “Levantamento dos Investimentos 2014-2018”. Disponível em: <http://www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00005476.pdf>. Acesso em 4 de Março de 2015.

IBRAM, 2015. “Uma Visão Comentada sobre Minerais Estratégicos e Terras Raras”. Disponível em: http://www.ibram.org.br/150/15001002.asp?ttCD_CHAVE=241625. Acesso em 4 de Março de 2015.

ITAÚ, 2013. “Macro Setorial: Mineração”. Disponível em: https://www.itau.com.br/_arquivosstaticos/itauBBA/contents/common/docs/201306_MACRO_Setorial_Minerao_r.pdf. Acesso em 20 de Maio de 2015.

JONES, S. & FRESKO, M., 2011, “Autogenous and Semiautogenous Mills 2010 Update”. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology, Vancouver, Canada.

KELLY, E. G. & SPOTTISWOOD, G. J., 1982. Introduction to Mineral Processing. 1 ed. New York, USA, Wiley.

KHD, 2002, Roller Press – Crushing and Grinding for Ore and Minerals Processing. Brochure 2-301e 11/02 E, KOPPERN, 2006, High Pressure Grinding Rolls and Hexadur® Rolls: The Economical Solution for the Mining and Mineral Processing Industry. Brochure from April, VON SEEBACH, M. and KNOBLOCH, O. R., 1987, “High Pressure Grinding Rolls in Industrial Application”, SME Annual Meeting, Denver, Colorado, USA, February 1987 *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

KICK, F, 1885, “Des Gesetz der Proportionalem Widerstand und Seine Anwendung”

LATCHIREDDI, S. R. 2002, Modelling the Performance of Grates and Pulp Lifters in Autogenous and Semi-Autogenous Mills, Ph.D. thesis, University of Queensland, Australia.

LIMA, P. N., RODRIGUES, A., PINTO, F. P., DELBONI JUNIOR, H., 2014, “Rotas de Cominuição para Itabiritos Pobres do Quadrilátero Ferrífero”. 43º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-Primas, 14º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e 1º Simpósio Brasileiro de Aglomeração de Minério de Ferro. Belo Horizonte, MG, Brasil. Setembro de 2014.

LOESCHE[®], 2009. “Loesche Mills for Ores and Minerals”. Disponível em: <http://www.loesche.com/assets/PageContent/Data/Multimedia/Brochures/Ores/pdf/164-LOESCHE-Mills-for-ores-and-Minerals-E.pdf>. Acesso em 28 de Janeiro de 2015.

MAZZINGHY, D. B., RUSSO, J. F. C. & TAVARES, L. M., 2013, “The Investigation of Comminution of Itabirite Iron Ores Using a Pilot-Scale HPGR”. 13th European Symposium on Comminution & Classification. Braunschweig, Germany. September 2013.

MAZZINGHY, D. B., TURRER, H. D. G., RUSSO, J. F. C., TAVARES, L. M., 2014, “Influence of the Mineralogical Structure in Grinding Specific Energy Consumption of Itabirites Iron Ores”. Comminution 14 Conference. Cape Town, South Africa. April 2014.

MAZZINGHY, D. B. *et al.*, 2015, “Avaliação do Início de Operação das Prensas de Rolos do Projeto Minas-Rio”. 45º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-Primas, 16º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e 3º Simpósio Brasileiro de Aglomeração de Minério de Ferro. Rio de Janeiro, RJ, Brasil. Agosto de 2015.

METSO MINERALS, 2005, Manual de Britagem. 6 ed. São Paulo.

MINTEK, 1991, The selection of grinding balls for specific ores and the development of a suitable theory of ball wear. Application Report n. 10, Mintek, Randburg, South Africa *apud* VON KRÜGER, L. F., 2004. Corpos Moedores Côncavos. Tese de D.Sc, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, Brasil.

MOREIRA, D. A., 2007, Pesquisa Operacional: Curso Introductório. 1 ed. São Paulo, Thomson Learning.

MORLEY, C., “High Pressure Grinding Rolls – A Technology Review”. In: S.K. Kawatra (Ed), Advances in Comminution, 1 ed., part 1 (pp. 15-39), Littleton, Colorado, USA, S. Komar Kawatra, 2006.

MORRELL, S., 2008, “A Method for Predicting the Specific Energy Requirement of Comminution Circuits and Assessing their Energy Utilisation Efficiency”, Minerals Engineering, vol. 21, pp. 224-233.

MORRELL, S. & STEPHENSON, I., 1996. “Slurry Discharge Capacity of Autogenous and Semiautogenous Mills and the Effect of Grate Design”, International Journal of Mineral Processing, vol. 46, pp. 53-72 apud LATCHIREDDI, S. R. 2002, Modelling the Performance of Grates and Pulp Lifters in Autogenous and Semi-Autogenous Mills, Ph.D. thesis, University of Queensland, Australia.

MOTTA, R. R., 2006, Análise de Investimentos: Tomada de Decisão em Projetos Industriais. 1 ed. São Paulo, Atlas.

MOTTA, R. R., ALVES, C. A., CUNHA, V. F. & FIGUEIREDO, C. G., 2008, “Análise de Risco do Investimento do Capital (CAPEX) para a Expansão de uma empresa de Mineração”. XXVIII Encontro Nacional de Engenharia de Produção. Rio de Janeiro, RJ, Brasil. Outubro de 2008.

MULAR, L. A., “The Estimation of Preliminary Capital Costs”. In: A. L. Mular & R. B. Bhappu (Eds), Mineral Processing Plant Design, 2 ed., chapter 3 (pp. 52-70), Vancouver, Canada, Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1978.

MULAR, L. A., 1985. “Grinding Cost Data”. Disponível em: <http://www.onemine.org/document/abstract.cfm?docid=2310>. Acessado em 20 de Abril de 2015.

MULHERIN, J. H., 2004, “Complexity in Long-Term Contracts: An Analysis of Natural Gas Contractual Provisions”, Journal of Law, Economics and Organization, v. 2, n. 1, pp. 105-117 apud MOTTA, R. R., ALVES, C. A., CUNHA, V. F. & FIGUEIREDO, C. G., 2008, “Análise de Risco do Investimento do Capital (CAPEX) para a Expansão de

uma empresa de Mineração”. XXVIII Encontro Nacional de Engenharia de Produção. Rio de Janeiro, RJ, Brasil. Outubro de 2008.

NAPIER-MUNN, T. J., MORRELL, A., MORRISON, R. D. & KOJOVIC, T., 1996. Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation. 1 ed. Australia, Julius Kruttschnitt Mineral Research Center (JKMRC).

PETRICK, A. & DEWEY, R., “Microcomputer Cost Models for Mining and Milling”. In: Mineral Resource Management (Ed), Personal Computer, chapter 12 (pp. 95-101), Colorado School of Mines. Golden, Colorado, Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 1987.

PÓVOA, A., 2007. Valuation – Como Precificar Ações. 2 ed. São Paulo, SP, Brasil, Globo Editora.

PRENTICE, T. K., 1943, “Ball Wear in Cylindrical Mills”, Journal of Chemical Metallurgical and Mining Society of South Africa, pp. 99-116 (January) *apud* VON KRÜGER, L. F., 2004. Corpos Moedores Côncavos. Tese de D.Sc, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, Brasil.

PRYOR, E. J., 1965. Mineral Processing. 3 ed. London, Applied Science Publishers *apud* ROSA, A. C., 2013, Desempenho dos Circuitos de Moagem Direto e Inverso da Samarco. Dissertação de M. Sc., Universidade de São Paulo, São Paulo, SP, Brasil.

RADZISZEWSKI, P., 2002, “Exploring Total Media Wear”, Minerals Engineering, v. 15, pp. 1073-1087.

RAGSDALE, C. T., 2001. Spreadsheet Modeling and Decision Analysis: A Practical Introduction to Management Science. 3 ed. Cincinnati, Ohio, South-Western College Pub.

RIBEIRO, F. S., RUSSO, J. F. C. & COSTA, T., 2010, “Aplicação de Prensas de Rolos em Minério de Ferro (High Pressure Grinding Rolls for Iron Ore)”, Revista Escola de Minas, v. 63, n. 2, pp. 399-404.

RITTINGER, P. R., 1867, “Lehrbuch der Aufbereitungskunde”.

RODRIGUES, C. A., 2012, Momento Ótimo para Investir em Projetos de Mineração: Uma Análise por Opções Reais e Teoria dos Jogos. Dissertação de M.Sc., Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil.

RODRIGUES, V. F. A., 2014, Grinding of Itabirite Iron Ore in Autogenous and Semi-Autogenous Mills. Ph.M. dissertation, University of Queensland, Queensland, Australia.

ROSA, A. C., 2013, Desempenho dos Circuitos de Moagem Direto e Inverso da Samarco. Dissertação de M. Sc., Universidade de São Paulo, São Paulo, SP, Brasil.

ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

ROSS, S., WESTERFIELD, R., JAFFE, J., 2002, Administração Financeira. 1 ed. São Paulo, Atlas *apud* RODRIGUES, C. A., 2012, Momento Ótimo para Investir em Projetos de Mineração: Uma Análise por Opções Reais e Teoria dos Jogos. Dissertação de M.Sc., Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil.

SAYADI, R. A., KHALES, R. M. & BORJI, K. M., 2013, “A Parametric Cost Model for Mineral Grinding Mills”, Minerals Engineering, v. 55, pp. 96-102.

SCHAEFER, H., 2001, “Loesche Vertical Roller Mills for the Comminution of Ores and Minerals”, Minerals Engineering, v. 14, n. 10, pp. 1155-1160.

SEGURA, J., 2014, Comparação de Rotas de Cominuição de Minério de Ferro Itabirítico Usando Conceitos de Sustentabilidade e Eficiência Energética. Dissertação de M.Sc., COPPE/UFRJ, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

SEIDEL, J., LOGAN, T. C., LEVIER, K. M. & VEILLETTE, G., “Case Study – Investigation of HPGR Suitability for two Gold/Copper Projects”. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology, pp. 140-153, Vancouver, Canada, September 2006 *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

SEPULVEDA, J. E., 2004, “Methodologies for the Evaluation of Grinding Media Consumption Rates at Full Plant Scale”, Minerals Engineering, v. 17, pp. 1269-1279.

SEPULVEDA, J. E., 2008, “The Theoretical Rationale Behind Current Trends in Operating Practice of Semi-Autogenous Grinding Operations”. 5th International Mineral Processing Seminar (Procemin), Santiago, Chile, October 2008 *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

SMIT, H. T. J. & TRIGEORGIS, L., 2004, Strategic Investment: Real Options and Games. Princeton, Princeton University Press.

SOUZA, E. S., 2005, Rota de Processo para Aproveitamento de Rochas Itabiríticas Estéreis da Mina de Conceição. Dissertação de M.Sc., Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, Brasil *apud* SEGURA, J., 2014, Comparação de Rotas de Cominuição de Minério de Ferro Itabirítico Usando Conceitos de Sustentabilidade e Eficiência Energética. Dissertação de M.Sc., COPPE/UFRJ, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

TAVARES, L. M., 2005. “Operações Unitárias em Processamento Mineral”. Apostila do curso de Processamento de Recursos Minerais I do Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio de Janeiro.

THE STEEL INDEX, 2015. Disponível em: www.thesteelindex.com. Acesso em 19 de Março de 2015; METAL BULLETIN, 2015. Disponível em: www.mbironoreindex.com. Acesso em 19 de Março de 2015; PLATTS, 2015. Disponível em: www.platts.com. Acesso em 19 de Março de 2015 *apud* VALE, 2015. “Índices de Minério de Ferro”. Disponível em: <http://www.vale.com/brasil/pt/business/mining/iron-ore-pellets/paginas/iron-ore-indices.aspx>. Acesso em 19 de Março de 2015.

THE WALL STREET JOURNAL, 2014. Disponível em: <http://www.valor.com.br/impreso/wall-street-journal-americas/grandes-do-minerio-de-ferro-desafiam-queda-nos-precos-e-elevam>. Acesso em 10 de Janeiro de 2015.

TROMANS, D. & MEECH, J. A., 2002, A Fundamental Analysis of Fracture Mechanics of Minerals during Comminution. Research being conducted at The Centre for

Environmental Research in Minerals, Metals and Materials (CERM³), UBC, July 2010, at www.mining.ubc.ca/cerm3/energy%20efficiency.html *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

VALE, 2015. “Índices de Minério de Ferro”. Disponível em: <http://www.vale.com/brasil/pt/business/mining/iron-ore-pellets/paginas/iron-ore-indices.aspx>. Acesso em 19 de Março de 2015.

VALERY, JNR., W. & JANKOVIC, A., 2002. “The Future of Comminution”. 34th IOC on Mining and Metallurgy Conference. Bor Lake, Yugoslavia. September 2002.

VANDERBEEK, J. L., “HPGR Implementation at Cerro Verde”. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology, pp. 45-61, Vancouver, Canada, September 2006 *apud* ROSARIO, P. P., 2010, Comminution Circuit Design and Simulation for the Development of a Novel High Pressure Grinding Roll Circuit. Ph.D. thesis, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

VARELA, J. J., 2011, “Critérios de Seleção de Britadores Aplicados ao Processamento Mineral”. XXIV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Salvador, Bahia. Outubro de 2011.

VON KRÜGER, L. F., 2004. Corpos Moedores Côncavos. Tese de D.Sc, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, Brasil.

WALKER, W. H., LEWIS, W. K., MCADAMS, W. H. & GILLILAND, E. K., 1937, Principles of Chemical Engineering. 3 ed. New York. Mc Graw-Hill.

WHITEN, W.J., 1972, “A model for simulating crushing plants”, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, v. 72, n. 10, pp. 257–264.

WILLS, B. A. & NAPIER-MUNN, T. J., 2006, Mineral Processing Technology. 7 ed. Elsevier Science & Technology Books.

Anexos

I. Detalhamento dos Resultados das Simulações

i. Estimativas de Consumo Energético dos Equipamentos Acessórios

Para a estimativa de consumo energético dos equipamentos acessórios de cada rota proposta, fatores foram estabelecidos para cada tipo de circuito, utilizando dados de usinas em operação com fluxogramas similares e processando outros tipos de minérios

Tabela 68 - Estimativas de consumo energético dos equipamentos acessórios de cada rota proposta

| Equipamentos | Alternativa A (Caso Base) | Alternativa B (HPGR) | Alternativa C (AG) | Alternativa D (SAG) |
|--------------------------------|------------------------------|-------------------------|-----------------------|------------------------|
| Potência Associada Britagem | 1.670 | 1.670 | 227 | 130 |
| Potência Associada Moagem | 1.409 | 1.114 | 928 | 1.019 |

II. Detalhamento da Análise de Risco das Rotas de Cominuição Propostas

Conforme discutido anteriormente, para a quantificação do risco de um projeto, é recomendável realizar uma análise de risco por meio de uma ferramenta de simulação. Os resultados apresentados na Tabela 64 representam o caso base da análise de risco, onde são utilizadas as premissas de custos da Tabela 63 e a taxa de desconto previamente definida. Com isso, a simulação de cada uma das rotas foi realizada utilizando-se o *software* Crystal Ball e em todas elas foram realizadas 100.000 iterações para se chegar a uma conclusão quanto ao nível de dispersão do custo total.

i. Alternativa A – Caso Base

Para a análise de risco da Alternativa A, foi utilizada uma distribuição triangular para analisar o nível de dispersão dos dados conforme demonstrado na Figura 35 (CAPEX) e na Figura 36 (OPEX).

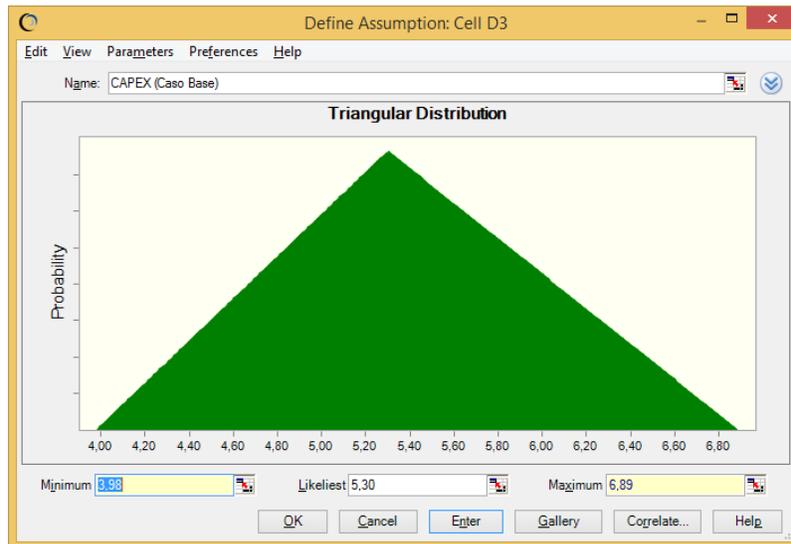


Figura 35 - Distribuição de probabilidade do CAPEX (US\$/t) para a rota de cominuição A (caso base)

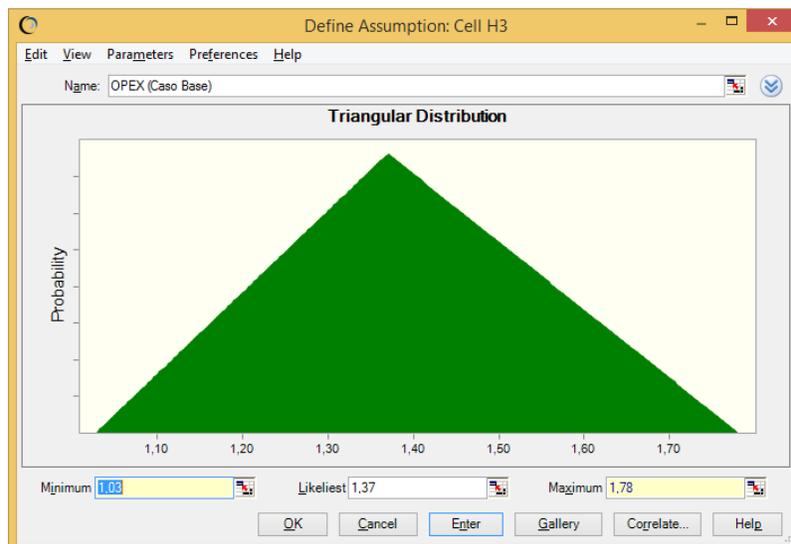


Figura 36 - Distribuição de probabilidade do OPEX para o Caso Base (US\$/t)

ii. Alternativa B (HPGR)

Para a análise de risco da Alternativa B, foi utilizada uma distribuição triangular para analisar o nível de dispersão dos dados conforme demonstrado na Figura 37 (CAPEX) e na Figura 38 (OPEX).

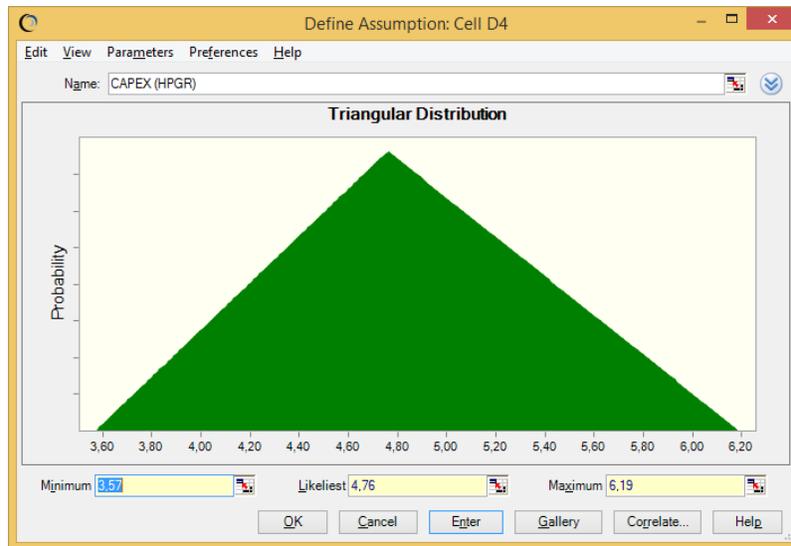


Figura 37 - Distribuição de probabilidade do CAPEX para o Circuito HPGR (US\$/t)

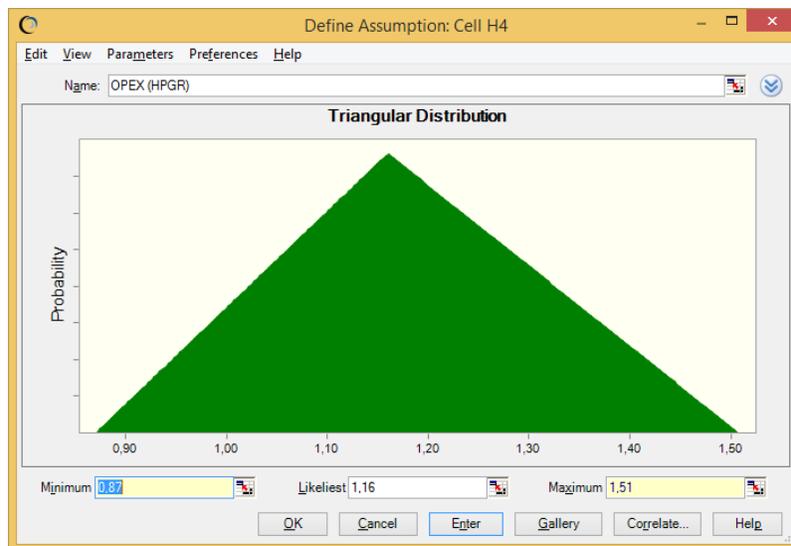


Figura 38 - Distribuição de probabilidade do OPEX para o Circuito HPGR (US\$/ton)

iii. Alternativa C (AG)

Para a análise de risco da Alternativa C, foi utilizada uma distribuição triangular para analisar o nível de dispersão dos dados conforme demonstrado na Figura 39 (CAPEX) e na Figura 40 (OPEX).

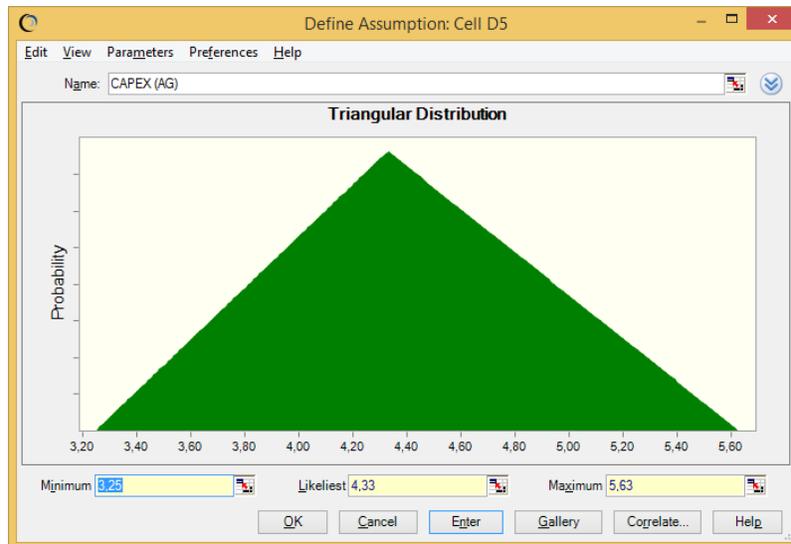


Figura 39 - Distribuição de probabilidade do CAPEX para o Circuito AG (US\$/t)

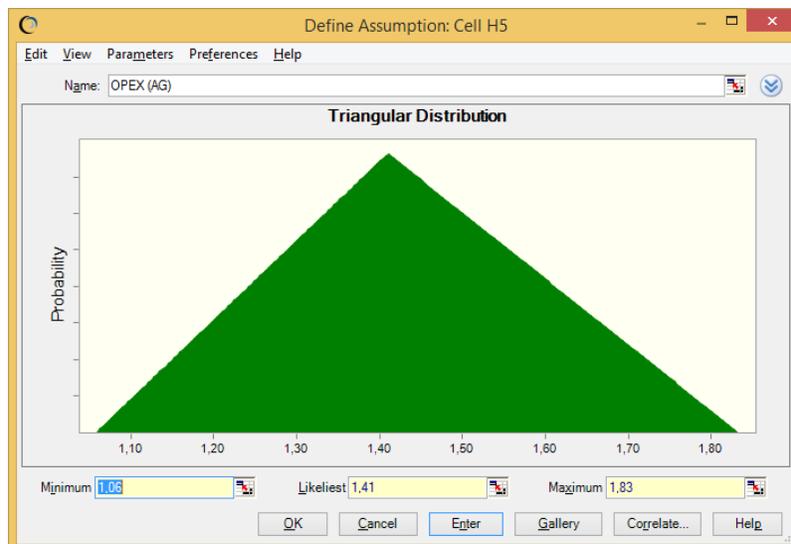


Figura 40 - Distribuição de probabilidade do OPEX para o Circuito AG (US\$/t)

iv. Alternativa D (SAG)

Para a análise de risco da Alternativa D, foi utilizada uma distribuição triangular para analisar o nível de dispersão dos dados conforme demonstrado na Figura 41 (CAPEX) e na Figura 42 (OPEX).

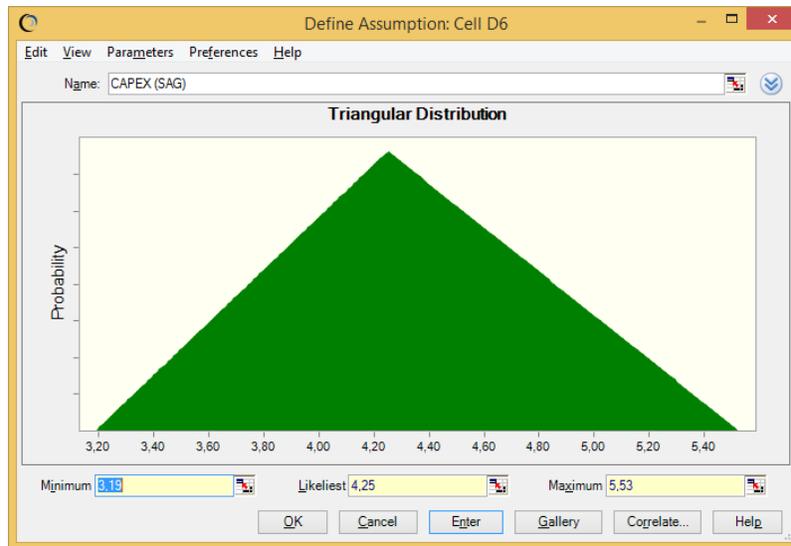


Figura 41 - Distribuição de probabilidade do CAPEX para o Circuito SAG (US\$/t)

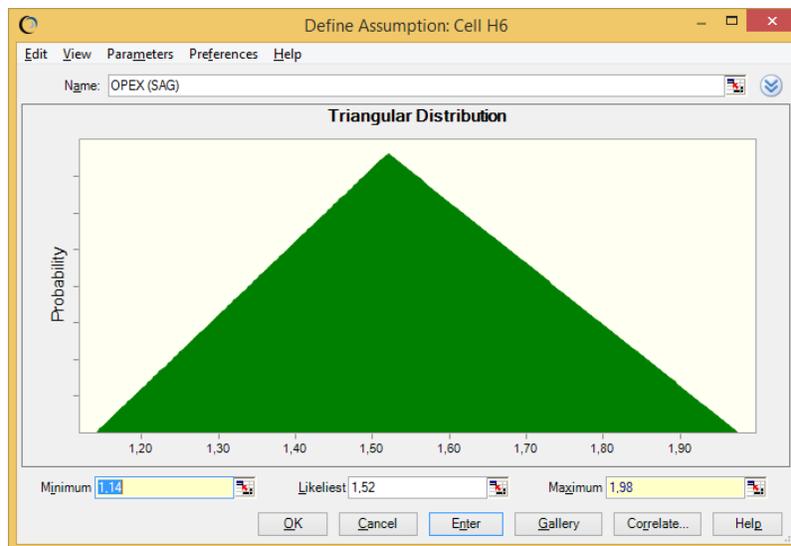


Figura 42 - Distribuição de probabilidade do OPEX para o Circuito SAG (US\$/t)

v. Alternativa E (VRM)

Para a análise de risco da Alternativa E, foi utilizada uma distribuição triangular para analisar o nível de dispersão dos dados conforme demonstrado na Figura 43 (CAPEX) e na Figura 44 (OPEX).

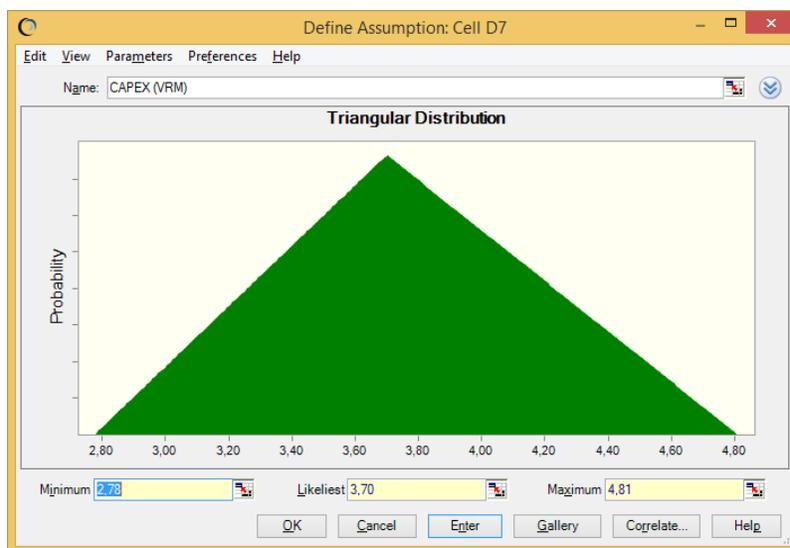


Figura 43 - Distribuição de probabilidade do CAPEX para o Circuito VRM(US\$/t)

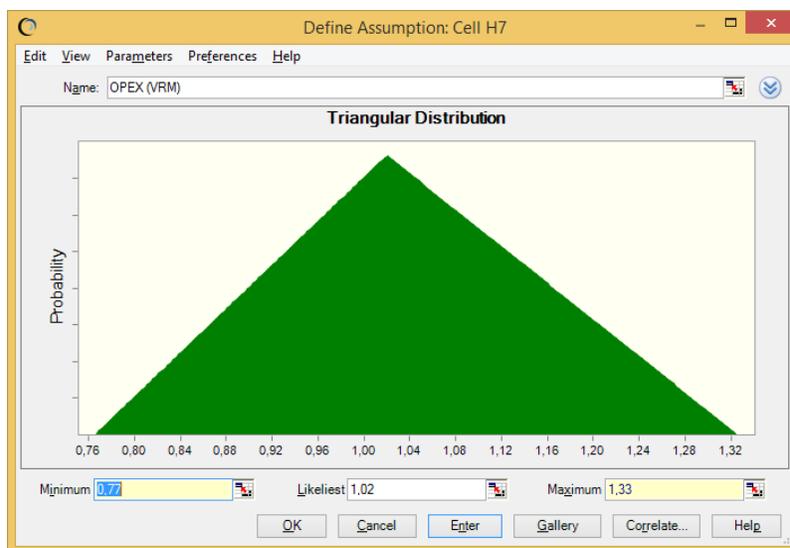


Figura 44 - Distribuição de probabilidade do OPEX para o Circuito VRM (US\$/t)