

ANÁLISE CRÍTICA DE ROTAS DE PROCESSAMENTO DE MINÉRIOS DE FERRO ITABIRÍTICOS

Natasha Almeida Fernandes de Souza

Projeto de Graduação apresentado ao Curso de Engenharia Metalúrgica da Escola Politécnica, Universidade Federal do Rio de Janeiro, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Engenheiro Metalúrgico.

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Rio de Janeiro

Setembro de 2010

**ANÁLISE CRÍTICA DE ROTAS DE PROCESSAMENTO DE MINÉRIOS DE FERRO
ITABIRÍTICOS**

Natasha Almeida Fernandes de Souza

**PROJETO DE GRADUAÇÃO SUBMETIDO AO CORPO DOCENTE DO CURSO DE
ENGENHARIA METALÚRGICA DA ESCOLA POLITÉCNICA DA UNIVERSIDADE
FEDERAL DO RIO DE JANEIRO COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS
PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE ENGENHEIRO METALÚRGICO.**

Examinado por:

Prof. Luís Marcelo Marques Tavares, Ph.D.

Prof. Achilles J.B. Dutra, D.Sc.

,
Eng. Rodrigo Magalhães de Carvalho, M.Sc.

Eng. Neymayer Pereira Lima, D.Sc

RIO DE JANEIRO, RJ - BRASIL

SETEMBRO DE 2010

Souza, Natasha

Análise crítica de rotas de processamento de minérios de ferro itabiríticos / Natasha Souza - Rio de Janeiro: UFRJ / Escola Politécnica, 2010.

xv, 107 p.: Il.; 29,7 cm.

Orientador: Luis Marcelo Marques Tavares

Projeto de Graduação - UFRJ / Escola Politécnica / Curso de Engenharia Metalúrgica, 2010.

Referências Bibliográficas: p. 106-107

1. Minério de Ferro. 2. Itabirito. 3. Rotas alternativas. 4. Processamento.

I. Tavares, Luís Marcelo Marques. II. Universidade Federal do Rio de Janeiro, UFRJ, Curso de Engenharia Metalúrgica. III. Análise crítica de rotas de processamento de minérios de ferro itabiríticos

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 professor Luís Marcelo Marques Tavares, pela brilhante orientação, amizade, dedicação e recomendações objetivas que muito contribuíram para a elaboração e conclusão deste trabalho, bem como para meu crescimento acadêmico e pessoal.

Aos meus pais, familiares e amigos, que colaboraram muito e sempre me deram apoio ao longo dessa jornada.

Ao engenheiro Rodrigo Magalhães de Carvalho, pelos constantes ensinamentos, valiosa orientação profissional, incentivo, acompanhamento e ajuda nas simulações.

A equipe do Laboratório de Tecnologia Mineral por toda ajuda.

Resumo do Projeto de Graduação apresentado à Escola Politécnica / UFRJ como parte dos requisitos necessários para a obtenção do grau de Engenheiro Metalúrgico.

Análise crítica de rotas de processamento de minérios de ferro itabiríticos

Natasha Almeida Fernandes de Souza

Setembro de 2010

Orientador: Luís Marcelo M. Tavares

Curso: Engenharia Metalúrgica

Até o final dos anos 60, os circuitos de beneficiamento de minérios de ferro hematíticos empregados no Brasil eram simples, uma vez que os teores de ferro no minério ROM (*Run of Mine*) eram tipicamente maiores que 60% e os produtos predominantes eram o *lump ore* e o *sinter feed*. Com a escassez desses minérios ao longo dos anos 70 e 80, iniciou-se no Brasil o aproveitamento dos chamados itabiritos, minério com teor de ferro mais baixo, tipicamente entre 50 e 60%, que são usados na produção de *pellet feed*. A diminuição dos teores, associada às disseminações mais finas dos itabiritos, têm resultado no aumento da demanda por processos de beneficiamento que objetivem a maximização da recuperação e a redução de custos operacionais. Além disso, tendo em vista as circunstâncias conjunturais da economia no ano de 2008, é cada vez mais necessário que haja um estudo cauteloso da rota de beneficiamento de minério de ferro a ser adotada. O presente trabalho analisa criticamente rotas de beneficiamento de minérios voltadas para minérios de ferro itabiríticos. As rotas de beneficiamento do minério de ferro itabirítico foram analisadas sob

o ponto de vista do consumo de energia, recuperação, geração de finos, desgaste, consumo de água, influência da variação do minério, domínio de tecnologia, configuração do circuito e custo de investimento. Foram propostas configurações de circuitos tanto a úmido como a seco, utilizando diferentes tipos de equipamentos e tecnologias de concentração. A partir dessa análise crítica preliminar, é usada a simulação computacional na previsão de alternativas que se mostraram mais promissoras, comparando-se os resultados a dados da indústria.

Palavras-chave: Minério de Ferro, Itabiritos, Rotas Alternativas, Processamento.

Sumário

1.	Introdução.....	1
1.1.	Justificativa do tema	6
1.2.	Objetivo	7
2.	Revisão Bibliográfica	8
2.1.	Beneficiamento de Minérios	8
2.2.	Cominuição.....	10
2.2.1	Britagem	11
2.2.2	Moagem.....	15
2.3.	Classificação e Peneiramento	22
2.4.	Peneiramento	23
2.5.	Classificação	24
2.6.	As peneiras Derrick e os hidrociclones: uma análise crítica.....	25
2.7.	Revisão sobre os circuitos tradicionais de cominuição	29
2.7.1	Beneficiamento de minério de alto teor (sem concentração)	29
2.7.2	Beneficiamento de minério de baixo teor (com concentração)	33
2.8.	Novas tendências dos circuitos de cominuição.....	36
2.8.1	Circuitos AG/SAG em Estágio Único	37
2.8.2	Círculo AG – Seixos (FAP).....	39
2.8.3	Círculo AG – Bolas (FAB).....	41
2.8.4	Círculo SAG – Bolas (SAB)	41
2.8.5	Círculo SAG – Britador de Reciclo – Bolas (SABC).....	42
2.8.6	Configurações do círculo de britagem para circuitos AG/SAG	45

2.9.	Concentração Mineral	47
2.10.	Formas de beneficiamento	47
2.10.1	Seleção manual	47
2.10.2	Separação gravimétrica.....	48
2.10.3	Separação em meio denso.....	49
2.10.4	Separação eletrostática	49
2.10.5	Separação magnética	50
2.10.6	Flotação	56
3.	Estudo de Caso	60
3.1.	Premissas e Metas	60
3.2.	Condições de Contorno.....	60
3.3.	Alternativas de rotas de processamento.....	67
3.3.1	Alternativa A	68
3.3.2	Alternativa B	70
3.3.3	Alternativa C	71
3.3.4	Alternativa D	73
3.3.5	Alternativa E.....	75
3.3.6	Alternativa F	77
3.3.7	Alternativa G	78
3.3.8	Alternativa H	80
3.3.9	Alternativa I.....	82
3.4.	Simulações de circuitos selecionados	83
3.4.1	Simulação Circuito A	84
3.4.2	Simulação Circuito B	90

3.4.3	Simulação Circuito C	95
4.	Discussão	101
4.1.	Circuito A	101
4.2.	Circuito B.....	102
4.3.	Circuito C.....	103
5.	Conclusões.....	104
6.	Referências Bibliográficas.....	106

Índice de Figuras

Figura 1.1 - Classificação do minério de ferro por produto (Apresentação Samarco, 2008)	4
Figura 2.1 - Fluxograma típico de processamento mineral (Tavares, 2009)	9
Figura 2.2 - Britador de rolos de alta pressão (HPGR)	14
Figura 2.3 – Moinho de rolos e pista (Tavares, 2009).....	20
Figura 2.4 - <i>Vertimill</i> (Metso, 2009).....	22
Figura 2.5 - Funcionamento da peneira DSM	24
Figura 2.6 – Peneira <i>Multifeed</i> (Tavares, 2009)	27
Figura 2.7 - <i>Stack Sizer</i> (Derrick Corporation, 2009).....	28
Figura 2.8 – Distribuição nas peneiras <i>Stack Sizer</i> (Derrick Corporation, 2009)	28
Figura 2.9 - Fluxograma de beneficiamento do minério de ferro de Carajás (Vale, 2006) ..	31
Figura 2.10 - Fluxograma de beneficiamento do minério de ferro de Carajás (Sampaio <i>et al.</i> , , 2002).....	32
Figura 2.11 - Fluxograma de britagem de minério de ferro da usina de Germano, Samarco Mineração (Sampaio <i>et al.</i> , 2002)	34
Figura 2.12 - Fluxograma de concentração de minério de ferro da usina de Germano, Samarco Mineração (Sampaio <i>et al.</i> , 2002)	36
Figura 2.13 - Ilustração esquemática do circuito AG/SAG em estágio único (Delboni, 2007)	38
Figura 2.14 - Moagem autógena seguida de moagem com seixos, circuito FAP (Delboni, 2007).....	40
Figura 2.15 - Ilustração esquemática da moagem autógena seguida de moagem com bolas, circuito FAB (Delboni, 2007).....	41
Figura 2.16 - Ilustração esquemática da moagem semi-autógena seguida de moagem com bolas: circuito SAB (Delboni, 2007)	42

Figura 2.17 - Ilustração esquemática da moagem semi-autógena com britador de seixos e seguida de moagem com bolas, circuito SABC (Delboni, 2007)	43
Figura 2.18 - Configuração típica de britagem em circuitos AG/SAG (Delboni, 2007).....	45
Figura 2.19 - Circuito de britagem com rebritagem da fração intermediária (Delboni, 2007)	46
Figura 2.20 - Fluxograma com características, classificação e aplicações dos separadores magnéticos (Luz, 2004)	53
Figura 2.21 - Separador magnético de rolos de Terras Raras (RE-Roll) (Inbras, 2009)	54
Figura 2.22 - Separador magnético tipo Ferrous Wheel (Inbras, 2009)	55
Figura 2.23 - Separador magnético tipo Jones ou Carrossel instalado na Mina de Alegria (MG)	56
Figura 2.24 - Fluxograma da flotação convencional da usina de Germano, Samarco (Sampaio <i>et al.</i> , 2002)	59
Figura 3.1- Distribuição granulométrica do itabirito semi-compacto	61
Figura 3.2 - Circuito A	69
Figura 3.3 - Circuito B.....	71
Figura 3.4 - Circuito C.....	72
Figura 3.5 - Circuito D	74
Figura 3.6 - Circuito E.....	76
Figura 3.7 - Circuito F	77
Figura 3.8 - Circuito G	79
Figura 3.9 - Circuito H	81
Figura 3.10 - Circuito I.....	82
Figura 3.11 - Simulação circuito A	85

Figura 3.12 - Distribuição granulométrica da alimentação e do produto da moagem do circuito A	88
Figura 3.13 – Distribuições granulométricas dos fluxos em torno dos hidrociclones da deslamagem do circuito A	89
Figura 3.14 - Simulação circuito B.....	91
Figura 3.15 - Distribuição granulométrica da alimentação e da descarga do moinho do circuito B	93
Figura 3.16 – Análise granulométrica dos fluxos em torno dos hidrociclones da etapa de deslamagem do circuito B	94
Figura 3.17 - Simulação circuito C.....	96
Figura 3.18- Distribuição granulométrica dos fluxos em torno do moinho SAG do circuito C	97
Figura 3.19- Distribuição granulométrica da alimentação e da descarga do moinho de bolas do circuito C	99
Figura 3.20 – Distribuições granulométricas dos fluxos em torno dos hidrociclones da deslamagem do circuito C	100

Índice de Tabelas

Tabela 1.1 - Reserva e Produção Mundial (DNPM, Sumário Mineral, 2008)	2
Tabela 1.2 - Principais Estatísticas – Brasil (DNPM, Sumário Mineral, 2008)	2
Tabela 2.1 - Classificação dos estágios de britagem (Figueira <i>et al.</i> , 2004)	12
Tabela 2.2 - Composição química do minério de ferro da mina de Carajás N4E (Sampaio <i>et al.</i> , 2002).....	30
Tabela 2.3 - Composição mineralógica do minério de ferro – Mina Alegria (Sampaio <i>et al.</i> , 2002).....	33
Tabela 2.4 - Sumário da evolução dos diâmetros dos moinhos AG/SAG empregados nos projetos (Jones, 2006).....	37
Tabela 2.5 - Sumário de conversões dos circuitos com configuração SAB para SABC (Delboni, 2007).....	44
Tabela 3.1 - Classificação da abrasividade segundo o parâmetro A_i (Tavares, 2006).....	61
Tabela 3.2 - Fórmulas para determinação da taxa de desgaste em função do índice de abrasão (g/kWh) (Chaves e Peres, 2003).....	62
Tabela 3.3 - Dados da função quebra (<i>appearance function</i>) de impacto de minério de ferro itabirítico semi-compacto	62
Tabela 3.4 - Dados da função quebra (<i>appearance function</i>) de impacto de minério de ferro itabirítico semi-compacto	63
Tabela 3.5 – Resumo dos dados da função quebra (<i>appearance function</i>) de impacto de minério de ferro itabirítico semi-compacto	63
Tabela 3.6 - Sumário dimensionamento de britadores do circuito A	87
Tabela 3.7 - Sumário dimensionamento de moinhos do circuito A	88
Tabela 3.8 - Especificações dos hidrociclones dimensionados da etapa de classificação e deslamagem do circuito A	90

Tabela 3.9 - Sumário do dimensionamento de britadores do circuito B	92
Tabela 3.10 - Sumário do dimensionamento de moinhos do circuito B.....	93
Tabela 3.11 - Especificações dos hidrociclones dimensionados da etapa de classificação e deslamagem do circuito B	95
Tabela 3.12 – Sumário do dimensionamento do moinho SAG do circuito C	97
Tabela 3.13 - Sumário do dimensionamento de moinhos de bolas do circuito C	98
Tabela 3.14 - Especificações dos hidrociclones dimensionados da etapa de classificação e deslamagem do circuito C	100
Tabela 4.1 - Resumo do consumo energético específico (kWh/t) e da taxa de desgaste (g/t) dos circuitos A, B e C	101

1. Introdução

O ferro é o metal mais utilizado no mundo e constitui aproximadamente 5% da crosta terrestre, sendo o quarto elemento químico em abundância. É extraído da natureza sob a forma de minério de ferro, de rochas a partir das quais pode ser obtido ferro metálico de maneira economicamente viável. O ferro encontra-se geralmente sob a forma de óxidos, como a magnetita e a hematita. Minérios de ferro encontram-se amplamente distribuídos em todo o mundo. Devido à sua ampla ocorrência e relativamente baixo valor, um minério de ferro a ser comercializável deve conter uma percentagem relativamente elevada do metal a ser considerado como uma fonte de ferro. Poucos minérios contendo menos de 25% de ferro serão considerados como minérios, a menos que existam em grandes quantidades e possam ser concentrados a custo muito baixo. A qualidade do minério, a facilidade de concentração e o custo de transporte até o mercado consumidor são aspectos fundamentais na determinação do seu valor (DeVaney, 1985).

A indústria do minério de ferro contribui com aproximadamente 15% do valor total da produção mineral brasileira, superado apenas pelo petróleo. Em termos de exportação, representa cerca de 80% dos bens minerais primários do país e em torno de 5% das exportações totais brasileiras (Quaresma, 2001).

Dados interessantes do Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM, 2008), indicam que as reservas mundiais de minério de ferro (medidas mais indicadas) são da ordem de 340 bilhões de toneladas, destacando-se a Ucrânia (com 20% dessas reservas), Rússia (16,5%), China (13,5%), Austrália (13,2%) e Brasil (9,8%) (Tabela 1.1). As reservas brasileiras, com um teor médio de 56,1% de ferro, estão localizadas, em sua quase totalidade, nos estados de Minas Gerais (63,1%), Pará (18%), e Mato Grosso do Sul (17,2%). A produção mundial de minério de ferro em 2007 foi de cerca de 1,9 bilhão de toneladas. A produção brasileira representou 18,8% da produção mundial. Minas Gerais (72%) e Pará (26%) foram os principais estados produtores.

Tabela 1.1 - Reserva e Produção Mundial (DNPM, Sumário Mineral, 2008)

Discriminação Países	Reservas ⁽¹⁾ (10 ³ t)		Produção (10 ³ t)		
	2007 ^(e)	%	2006 ^(r)	2007 ^(r)	%
Brasil	33.233	9,8	317.800	354.674	18,6
Africa do Sul	2.300	0,7	41.000	40.000	2,4
Austrália	45.000	13,2	275.000	320.000	16,0
Canadá	3.900	1,1	34.000	33.000	2,0
China	46.000	13,5	588.000	600.000	30,8
Estados Unidos	15.000	4,4	53.000	52.000	3,2
India	9.800	2,9	140.000	160.000	8,9
Rússia	56.000	16,5	102.000	110.000	6,2
Ucrânia	68.000	20	74.000	78.000	4,3
Outros Países	60.767	17,8	175.200	154.326	7,6
Total	340.000	100,0	1.800.000	1.900.000	100,0

Fontes: DNPM/DIDEM; USGS (Mineral Commodity Summaries – 2008). Notas: (1) Reservas medidas e indicadas; (e) Dados estimados, exceto Brasil

A produção brasileira de minério de ferro em 2007 totalizou 354,7Mt (milhões de toneladas), com um teor médio de 65,9%. Em comparação com 2006 houve um aumento de 11,6%. O valor da produção em 2007 atingiu a cifra de R\$19,2 bilhões (Tabela 1.2).

Tabela 1.2 - Principais Estatísticas – Brasil (DNPM, Sumário Mineral, 2008)

Discriminação		2005 ^(r)	2006 ^(r)	2007 ^(p)
Produção	Beneficiada	(t)	281.462.088	317.800.229
	Produção/Minas Gerais	(t)	205.224.936	231.183.715
	Pelotas	(t)	52.057.890	50.512.470
Exportação	Bens Primários:			
	- Minério	(t) (10 ³ US\$-FOB)	176.956.944 4.434.976	196.875.620 5.750.495
	- Pelotas	(t) (10 ³ US\$-FOB)	47.205.195	45.651.122
	Semi e Manufaturados	(t) (10 ³ US\$-FOB)	2.861.655 19.718.403	3.198.375 18.947.322
	Compostos químicos	(t) (10 ³ US\$-FOB)	19.472 18.731	23.688 24.645
Importação	Bens Primários:			
	- Minério	(t) (10 ³ US\$-FOB)	77 41	40 19
	- Pelotas	(t) (10 ³ US\$-FOB)	-	-
	Semi e Manufaturados	(t) (10 ³ US\$-FOB)	961.026 993.112	2.825.958 1.594.057
	Compostos químicos	(t) (10 ³ US\$-FOB)	13.833 29.203	15.884 32.623
Consumo Aparente ⁽¹⁾	Minério Beneficiado	(t)	104.505.221	120.924.649
	Consumo Efetivo ⁽²⁾	(t)	113.147.641	109.082.908
Preços	Minérios ⁽³⁾	(R\$/t)	61,11	69,33
	Minérios ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	25,06	29,21
	Pelotas ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	60,62	70,06
	Lump ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	49,84	59,00
	Sinter-Feed ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	38,43	41,86
	Pellet-Feed ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	35,65	39,06

Fontes: DNPM-DIDEM, SECEX-MDIC, SINFERBASE. Notas: (1) Produção + Importação - Exportação; (2) Consumo na indústria siderúrgica mais consumo das usinas de pelotização (1,68 t minério/t de gusa - 1,08t de minério/t de pelotas); (3) Preço médio FOB-mina: minério beneficiado; (4) Preço médio FOB – Exportação; (p) preliminar; (r) revisado; (-) nulo.

De acordo com Bennett (1985), a qualidade do minério de ferro está basicamente ligada a três características: química, que corresponde à própria composição (quanto maior o teor de ferro e menor o de impurezas, melhor); física, que se refere à granulometria, ou seja, ao tamanho das partículas; metalúrgica (itens de desempenho que afetam a produtividade durante o processo siderúrgico). Isso requer alto nível de controle nas etapas de peneiramento e classificação, mesmo para minérios de alto teor de ferro e baixo nível de impurezas, atendendo, assim, às exigências do mercado. É fundamental que todas as etapas do processamento sejam devidamente dimensionadas e controladas em função dos volumes processados, de modo a minimizar os custos e assegurar a qualidade dos produtos.

Desde a sua origem e aperfeiçoamento, o ferro contribui para as conquistas da humanidade, beneficiando a era moderna com o surgimento do aço, que se tornou importante elemento no dia-a-dia das pessoas, estando presente na fabricação de automóveis, aviões, linhas de transmissão de energia elétrica, tubulações de água, entre outros. A extração de minério de ferro é uma indústria presente na maior parte dos países e por isso, uma preocupação e importância constante.

Quaresma (2001) afirma que a utilização do minério é feita normalmente de duas formas: minérios granulados e minérios aglomerados. Os granulados (entre 25mm e 6mm) são adicionados diretamente nos fornos de redução, enquanto os aglomerados são os minérios finos, que devido à sua granulometria necessitam de uniformização. Os principais processos de aglomeração são a sinterização e a pelotização, indicados, respectivamente, para minério de granulometria entre 6m e 0,150mm (*sinter feed*) e menores que 0,150mm (*pellet feed*).

Minério na forma bruta ROM, *Run of Mine*, (hematita com teor médio de 60% de ferro e itabirito com teor médio de 50% de ferro) gera, após o beneficiamento nas usinas, produtos classificados como granulados (*lump*) e finos (*sinter feed* e *pellet feed*) que são destinados ao mercado interno e à exportação (Figura 1.1 - Classificação do minério de ferro por produto (Apresentação Samarco, 2008)). No aproveitamento comercial, em geral, o granulado é de utilização direta nos fornos de redução (gusa) e os minérios finos são utilizados nos processos de aglomeração em sinterização e pelotização, para produção do *sinter* (em usinas siderúrgicas integradas) e pelotas (em usinas de pelotização) para

posterior adição nos fornos de redução e obtenção do ferro gusa e do ferro esponja (Quaresma, 2001).

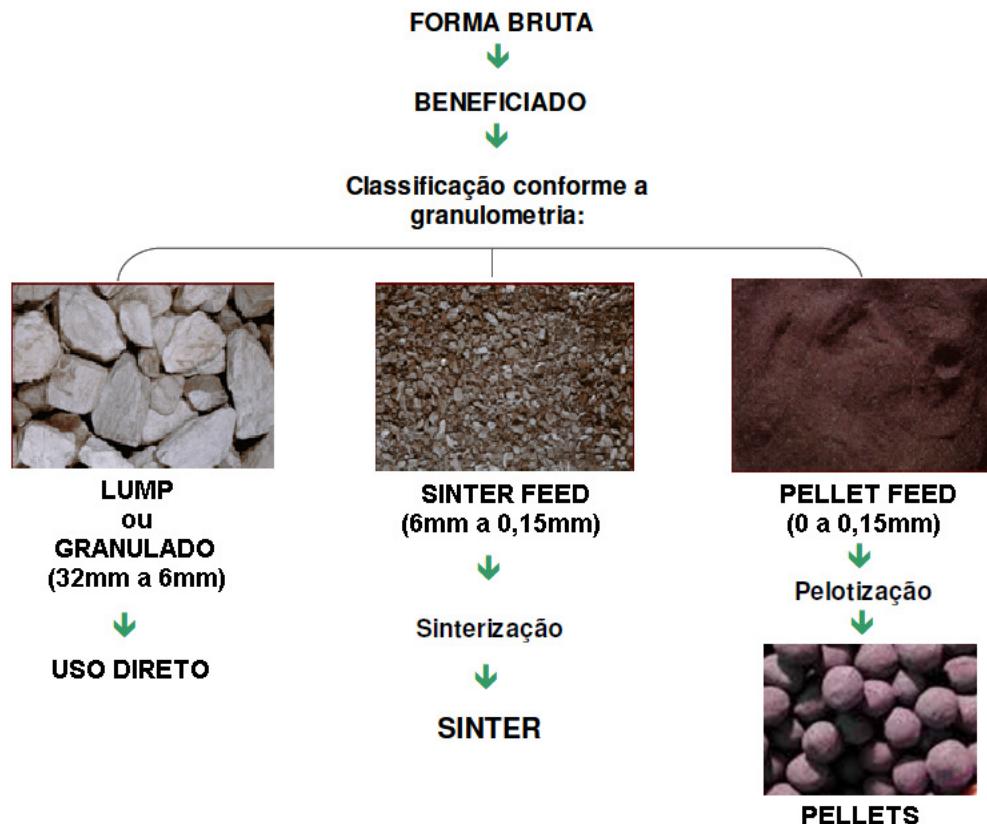


Figura 1.1 - Classificação do minério de ferro por produto (Apresentação Samarco, 2008)

- Granulado ou *Lump*: possui maior valor de mercado devido a sua maior granulometria. Siderúrgicas podem utilizar o minério granulado de alta concentração de ferro diretamente em seus alto-fornos, sem necessidade de qualquer outro beneficiamento;
- *Sinter feed*: é o produto de minério de ferro mais comercializado atualmente. As siderúrgicas necessitam que o *sinter feed* sofra um processo adicional de sinterização, antes que o minério seja fundido em seus alto-fornos;

- *Pellet feed*: é o produto que tem aumentado sua participação no consumo mundial de minério de ferro, sendo o mais fino dos produtos. Há necessidade de um processo de pelotização para sua aplicação pela indústria siderúrgica. A pelotização transforma o *pellet feed* em pelotas, ou *pellets* (como são usualmente chamados), que podem substituir o granulado nos alto-fornos ou nos reatores de redução direta;
- *Pellets*: produzidas através do processo de pelotização, que visa o aproveitamento da fração ultrafina de minério de ferro, transformando-a em aglomerados com granulometria compreendida predominantemente entre 16mm a 6mm. Após tratamento térmico apropriado essas pelotas adquirem características desejáveis ao processo de redução, seja no alto forno ou em fornos de redução direta. Apresentam teor de ferro acima de 65%, baixo níveis de impurezas (principalmente fósforo e sílica) e propriedades físicas e metalúrgicas superiores.

Segundo Rosière e Chemale (2008), o quadrilátero ferrífero é uma das principais regiões produtoras de minério de ferro do mundo. Itabiritos, dolomitos ferruginosos e filitos hematíticos compõem um conjunto de formações ferríferas metamórficas do Grupo Itabira nessa região.

Diferente de outras partes do Quadrilatero Ferrífero, a formação ferrífera das minas Itabira tem uma mineralogia mais complexa, com bandas intercaladas de óxidos de ferro e sílica. As camadas ricas em ferro são compostas por magnetita e hematita, principalmente. (Lagoeiro *et al.*, 2004).

Esses minérios, denominados itabiritos, podem ser classificados em friáveis, compactos e semi-compactos:

- Itabiritos Friáveis - Itabiritos profundamente intemperizados; consistindo de massas friáveis de óxidos de ferro finamente granulados, predominantemente hematita e martita e, em menor quantidade, limonita/goethita;
- Itabiritos Compactos - itabiritos consistindo de bandas alternadas de magnetita/hematita e quartzo, localmente com bandas de specularita;

- Itabiritos Semi-compactos - Itabiritos intemperizados; consistindo de magnetita, martita e hematita, bandado com sílica e minerais silicáticos (Relatório MMX, 2008).

Dos anos 1940 ao fim da década de 1960, a primeira fase da mineração em Minas Gerais se baseou na exploração da hematita, rica em ferro, com teores superiores a 60%. Com a escassez desse material nos anos 1970, foi a vez dos chamados itabiritos friáveis (que se fragmentam com facilidade) e de baixos teores. Vencido o desafio tecnológico, hoje se cria fonte de receita a partir dos itabiritos compactos, material duro que precisa ser moído para retirada da sílica que se acumula junto ao ferro (Ifram, 2008).

1.1. Justificativa do tema

Historicamente, minérios de ferro têm sofrido, comparativamente, pouco beneficiamento. A diminuição dos teores associado às disseminações mais finas dos itabiritos, têm resultado no aumento da demanda pelos processos de beneficiamento.

Além disso, devido às circunstâncias conjunturais da economia no ano de 2008 é necessário que haja cada vez mais um estudo cauteloso da rota de beneficiamento de minério de ferro a ser adotada, uma vez que a mineração e a metalurgia têm um peso importante na composição da economia e os reflexos da crise econômica mundial foram facilmente sentidos. Como a crise foi essencialmente de crédito, houve um menor consumo pela população de mercadorias que demandavam aço, fazendo com que as empresas mineradoras diminuíssem sua produção e tivessem grandes prejuízos por conta disso.

O beneficiamento de minérios, como toda e qualquer atividade industrial, está voltado para o lucro e a produção mineral é uma atividade de elevada importância na vida social, econômica e ambiental.

Por isso, hoje, o aproveitamento dos recursos minerais deve estar também comprometido com os requisitos do conceito de desenvolvimento sustentável, ou seja, satisfazer as necessidades do presente sem prejudicar as futuras gerações. A questão ambiental deve ser uma preocupação constante, o que implica no aproveitamento racional dos recursos naturais, preservando o meio ambiente. Além disso, a questão da água também

é seriamente vista na maioria dos países, sendo significativa sua recuperação e reciclagem nas grandes minerações. Por isso, é importante que a escolha dos processos de cominuição/concentração seja adequada visando o uso racional dos recursos naturais.

1.2. Objetivo

O presente trabalho tem como objetivo analisar criticamente rotas de beneficiamento de minérios voltadas para minérios de ferro itabiríticos. Assim, as alternativas mais interessantes poderão ser definidas e submetidas a simulações de desempenho, afim de comparar os resultados obtidos à luz das questões já discutidas.

2. Revisão Bibliográfica

2.1. Beneficiamento de Minérios

Inicialmente, é relevante que sejam definidos os conceitos e que seja estabelecida a distinção entre mineral e minério. Assim, de acordo com Lins e Luz (2004), mineral é todo corpo inorgânico de composição química e de propriedades físicas definidas, encontrados na crosta terrestre. Minério é toda rocha constituída de um mineral ou agregado de minerais contendo um ou mais minerais valiosos, possíveis de serem aproveitados economicamente. O mineral ou conjunto de minerais não aproveitados de um minério é denominado ganga.

O aproveitamento de matérias-primas minerais requer invariavelmente alguma forma de processamento (tratamento). A intensidade do tratamento necessário do minério depende do teor do minério na jazida, assim como da especificação desejada do produto. A fim de atingir essa especificação do produto, a qual é normalmente dada em termos de um teor mínimo de metal de interesse ou composto no produto, ou de um teor máximo de algum tipo de contaminante, torna-se necessária a concentração do minério (Tavares, 2009).

Ainda segundo Tavares (2009), a metalurgia extractiva é responsável pela produção de metais a partir de minérios. As atividades que inserem nessa área são divididas em tratamento de minérios, hidrometalurgia e pirometalurgia. O tratamento de minérios ou processamento de matérias-primas minerais 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. Já nas etapas subsequentes de hidrometalurgia e pirometalurgia, a identidade química e física é modificada através do uso de solventes e de reações químicas a altas temperaturas, respectivamente.

De um modo geral, o tratamento de minérios pode ser subdividido nas seguintes etapas, como mostra a Figura 2.1:

- Preparação,

- Concentração,
- Desaguamento.

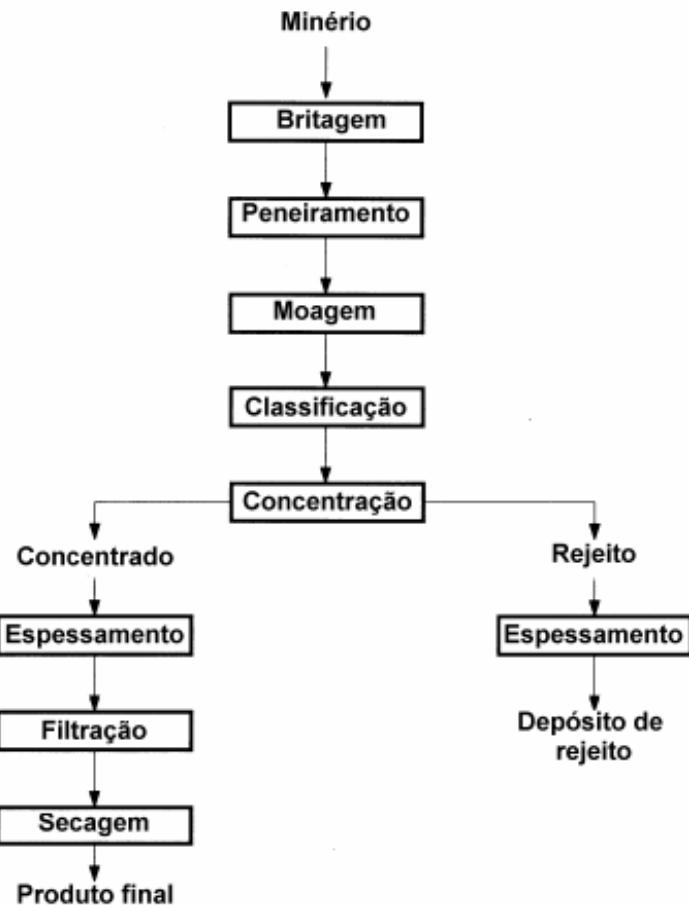


Figura 2.1 - Fluxograma típico de processamento mineral (Tavares, 2009)

Tavares (2009) afirma que a etapa de preparação diz respeito às operações de cominuição e separação por tamanhos que objetivam liberar os componentes minerais. Nos casos de minérios de alto teor (cada vez mais raros) a etapa de preparação já é responsável pela geração do produto final vendável. Esse é o caso de alguns minérios (p. ex. o minério de ferro de Carajás), de agregados para a construção civil (areia e brita) e de rochas calcárias.

Na maior parte dos casos, é necessária a concentração do mineral minério e a remoção de contaminantes (minerais de ganga) presentes no minério. Na maioria das vezes,

as operações de concentração são realizadas a úmido. A utilização ou o processamento subsequente dos produtos requer a remoção e recuperação da água contida neles. Esta operação, chamada desaguamento, além de eliminar parte da água do concentrado, também tem por objetivo reciclar parte da água contida nos rejeitos para uso na usina de beneficiamento (Tavares, 2009).

De acordo com Luz e Lins (2004), para um minério ser concentrado é necessário que os minerais estejam fisicamente liberados, ou seja, uma partícula deve apresentar idealmente uma única espécie mineralógica. Para se obter a liberação do mineral, o minério é submetido a uma operação de redução de tamanho, cominuição, isto é, de britagem e/ou de moagem.

Além das operações citadas acima, também existem as operações auxiliares de transporte e manuseio de sólidos. Essas são responsáveis pela homogeneização dos sólidos, a fim de minimizar as variações qualitativas na alimentação das várias operações unitárias, ou pelo transporte de sólidos, estejam eles secos ou na forma de polpas dentro da usina de processamento (Tavares, 2009).

2.2. Cominuição

A cominuição representa o primeiro estágio do processamento mineral após a lavra do minério. O objetivo da cominuição é a separação física dos minerais por fragmentação. De acordo com Figueira *et al.* (2004), a fragmentação consiste em um conjunto de técnicas que objetiva reduzir, por ação mecânica externa e interna, um sólido, de tamanho determinado em fragmentos menores. Ela é de vital importância no processamento mineral, uma vez que os minerais de interesse devem estar fisicamente liberados dos minerais indesejáveis.

Infelizmente, com exceção de casos muito favoráveis, os minerais não se separam perfeitamente, e muitas partículas irão sempre conter uma mistura de duas ou mais espécies minerais. Algumas partículas, entretanto, compostas por somente um mineral, também poderão se encontrar presentes. Essas são chamadas perfeitamente liberadas.

De acordo com Tavares (2009), a única maneira comercialmente empregada para a liberação destes materiais na indústria é a aplicação de grandes quantidades de energia mecânica em britadores e moinhos, resultando na produção de partículas finas, as quais apresentam maior probabilidade de se encontrarem liberadas.

Ainda segundo Tavares (2009), grande parte dos custos operacionais de uma usina de beneficiamento está no processo de fragmentação, devido ao fato de que a maior parte da energia gasta no processamento de minérios é absorvida por esse processo. Em todos os casos, a cominuição é uma operação que envolve elevado consumo energético e baixa eficiência operacional. A cominuição representa entre 50 e 75% dos custos diretos de produção da maior parte das usinas de concentração na indústria mineral.

Como as operações de redução de tamanho são caras, devido ao consumo de energia, corpos moedores, revestimentos, entre outros, deve-se fragmentar só o essencialmente necessário para a operação seguinte.

Os processos de cominuição são basicamente divididos em duas classes distintas, como já foi dito: britagem, que é a etapa de cominuição inicial e a moagem, que é a etapa final de cominuição.

As diferenças principais entre os vários equipamentos estão tanto associados aos métodos de aplicação de esforços quanto a aspectos mecânicos da aplicação desses esforços a diferentes tamanhos de partículas. Quando a partícula é grossa, a energia necessária para fraturar cada partícula individual é alta. À medida que o tamanho de partícula diminui, a energia necessária para fraturar cada partícula diminui. Conseqüentemente, as máquinas usadas na cominuição grossa, tipicamente chamados de britadores, precisam ser robustas e de grande porte, enquanto máquinas para cominuição fina, chamados moinhos, devem ser capazes de distribuir a energia em um volume relativamente grande (Tavares, 2009).

2.2.1 Britagem

De acordo com Figueira *et al.* (2004), a britagem é a operação responsável pela fragmentação dos blocos obtidos na lavra, mas, como existe uma série de tipos de equipamentos é necessário que a operação seja repetida várias vezes, mudando-se o

equipamento, até se obter um material adequado à alimentação da moagem. A operação é aplicada a fragmentos de diferentes tamanhos, desde rochas de 1000 mm até 10 mm.

O termo britagem tipicamente se aplica quando a redução de tamanho envolvida visa a obtenção de produtos com granulometria superior a 10 milímetros e se desenvolve em estágios subseqüentes denominados britagem primária, secundaria, terciária e eventualmente quaternária. Os mecanismos envolvidos compreendem basicamente impacto, compressão e cisalhamento. Assim, britadores podem ser classificados conforme o mecanismo usado, seja ele compressão ou impacto. Não há rigidez quanto aos estágios de britagem, porém, normalmente se usa a classificação mostrada na Tabela 2.1 (Figueira *et al.*, 2004).

Tabela 2.1 - Classificação dos estágios de britagem (Figueira *et al.*, 2004)

Estágio de Britagem	Tamanho Máximo de Alimentação (mm)	Tamanho Máximo de Produção (mm)
Britagem Primária	1000	100,0
Britagem Secundária	100	10,0
Britagem Terciária	10	1,0
Britagem Quaternária	5	0,8

Os equipamentos tradicionalmente utilizados são os britadores giratórios, de mandíbulas, cônicos, de rolos e de impacto horizontal e vertical.

Alguns parâmetros são extremamente importantes no momento da escolha do tipo de britador para o circuito, sendo eles a taxa de desgate, o consumo de energia, a geração de finos e a etapa de utilização. Sendo assim, cabe ser feita uma análise dos tipos de britadores tradicionalmente utilizados, quanto aos parâmetros definidos.

Tavares (2009) afirma que os britadores de mandíbulas são usados na britagem primária e encontram aplicações principalmente em usinas de baixa e média capacidade, nas quais a britagem é realizada a seco e a úmido. Eles são classificados quanto ao número de alavancas, sendo eles o britador do tipo Blake, Dodge e do tipo universal, que são os

mais frequentemente usados. O equipamento apresenta um baixo consumo de energia, baixo desgaste (adequado para material abrasivo) e apresenta baixo/alto geração de finos.

O britador giratório também é um equipamento de britagem primária, de baixo consumo de energia e que produz uma menor proporção de finos.

Ambos britadores primários mencionados (de mandíbulas e giratório) empregam o princípio da fragmentação por compressão, por ser este o método mais prático de cominuir partículas muito grossas, sendo também capazes de cominuir até materiais duros. Britadores giratórios são mais adequados para altas taxas de alimentação (maior que 1000 t/h) e para materiais com tendência a produzir partículas lamelares do que britadores de mandíbulas. Britadores de mandíbulas são, por outro lado, mais adequados que os giratórios no processamento de materiais úmidos e que contêm quantidades apreciáveis de argila. Além disso, os mesmos exigem alimentadores, em contraste aos giratórios que pode ser alimentado diretamente por descarga de caminhões basculantes (Tavares, 2009).

Ainda segundo Tavares (2009), em britadores de impacto a quebra se dá predominantemente por impacto contra os elementos do britador. O equipamento apresenta elevada taxa de desgaste, sendo normalmente mais adequado à cominuição de materiais de baixa abrasividade (moles), baixo consumo energético, gerando alta porcentagem de finos e também sendo escolhido para a primeira etapa da britagem. Um fator importante que pode limitar sua aplicação, devido a restrições ambientais, é a poeira excessiva gerada.

Britadores cônicos são mais usados na britagem intermediária e fina na indústria mineral. O equipamento apresenta longa vida útil, ou seja, baixo desgaste e quanto mais horizontal o perfil do revestimento mais fina a granulometria do produto.

Segundo Delboni (2007), poucos são os equipamentos que podem ser considerados revolucionários. Dentre os novos equipamentos destaca-se o moinho de rolos de alta pressão (HPGR – *High Pressure Grinding Rolls*). As inovações incorporadas aos HPGR (Figura 2.2) não são consideradas totalmente originais, no entanto é inegável que as mesmas ampliaram o espectro de aplicações. Dentre os fatores que contribuíram para o crescente sucesso do moinho de rolos de alta pressão estão a faixa granulométrica do produto e baixo consumo energético. O esforço predominante desse tipo de equipamento é

a pressão, o limite mínimo de granulometria é a fina ($< 100 \mu\text{m}$) e o ambiente de operação é seco.

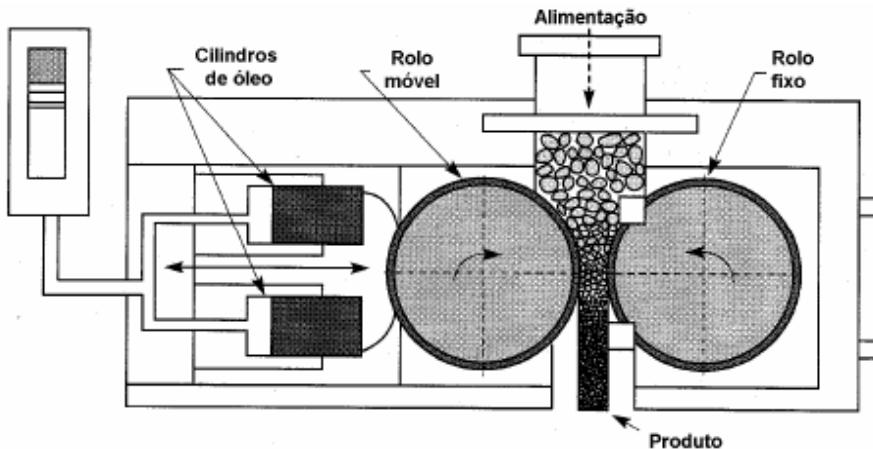


Figura 2.2 - Britador de rolos de alta pressão (HPGR)

De acordo com Tavares (2009), este equipamento é também normalmente caracterizado por elevadas razões de redução, quando comparado a outros equipamentos que também operam no mesmo intervalo de tamanhos. 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 do metal usado no revestimento de rolos é significativamente maior que em moinhos de bolas, por exemplo. E, além disso, a reposição de revestimentos no HPGR é uma tarefa muito mais difícil que em moinhos tubulares, de modo que a aplicabilidade do HPGR a minérios muito abrasivos é ainda questionável. Isso porque as primeiras tentativas de emprego do mesmo foram na britagem de minérios resultando em desgaste acentuado da superfície dos rolos.

Apesar disso, Delboni (2007) afirma que houve um marco importante na área com o desenvolvimento de uma configuração de revestimento dotada de cravos de metal duro, que propiciam a formação de uma camada de minério que fica aderida aos rolos, demonstrando assim resultados satisfatórios da aplicação desse tipo de revestimento em operações de minério de ferro.

É importante citar duas importantes operações industriais que, recentemente, resolveram adotar prensas de rolos, uma na Austrália (Boddington) e outra no Peru (Cerro Verde). Os progressos registrados ultimamente em campanhas de teste piloto e operações industriais motivaram empresas de mineração a considerar a inclusão de moinhos de rolos de alta pressão, como alternativa em circuitos industriais de cominuição. Como o equipamento preenche uma lacuna na indústria, o seu crescimento deverá ser acentuado nos próximos anos, mesmo considerando que já existem mais de 500 unidades em operação (Delboni, 2007).

Sendo assim, com a consolidação em aplicações de minérios abrasivos, a alternativa de emprego do moinho de rolos de alta pressão em circuitos de britagem e moagem permitirá uma grande flexibilidade na definição de fluxogramas.

Aplicações potenciais do HPGR estão na preparação do material para a moagem fina, substituição simultânea das operações de britagem terciária, moagem em moinho de barras e moagem primária de bolas, assim como na melhora da lixiviabilidade de minérios. Essa última vantagem se deve ao fato que ele seria capaz de induzir uma maior proporção de fraturas intergranulares, facilitando, assim, a liberação do minério (Tavares, 2009).

2.2.2 Moagem

Enquanto a britagem geralmente visa a obtenção de produtos com granulometria superior a 10 mm, a moagem é aplicada com o objetivo de se obter granulometria inferior a 10 mm. De acordo com Figueira *et al.* (2004) é o último estágio no processo de fragmentação e nele as partículas são reduzidas por impacto, compressão, abrasão e atrito, a um tamanho apropriado a ser concentrado nos processos seguintes.

É a área que requer maiores investimentos e maiores gastos de energia, de maneira que a operação deve ser muito bem estudada na etapa de dimensionamento e escolha do equipamento e muito bem controlada na etapa de operação da usina, uma vez que o desempenho de uma instalação industrial depende e muito da operação de moagem (Almeida *et al.*, 2004).

A moagem é normalmente realizada em recipientes cilíndricos, chamados moinhos tubulares. Esses contêm corpos moedores, os quais são livres para se mover dentro do moinho, e assim produzir a cominuição do minério. São usados diversos tipos de corpos moedores como barras, bolas, cilindros curtos (chamados *Cylpebs*) de aço, pedaços de rocha dura, ou em alguns casos, partículas do próprio minério. O movimento dos corpos moedores dentro do cilindro é realizado pela ação rotativa, planetária, vibratória, ou ainda, pela agitação. A denominação do tipo de moinho irá depender do tipo de corpos moedores nele usado (Tavares, 2009).

Segundo Figueira *et al.* (2004), os equipamentos mais empregados são o moinho 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). No entanto, vale a pena destacar o moinho de rolos vertical e o moinho de rolos e anel como novas tendências na indústria mineral.

É importante destacar a função dos revestimentos, cujo propósito é proteger a carcaça do moinho do desgaste (uma vez que revestimentos podem ser substituídos), assim como prevenir o escorregamento dos corpos moedores. Essa prevenção é importante, pois o escorregamento consome energia desnecessariamente.

O tamanho e o tipo dos corpos moedores influenciam significativamente os resultados de moagem. O aço é o material normalmente preferido pela alta densidade e relativamente baixo custo, embora tenha relativamente baixa resistência ao desgaste. O desgaste se deve tanto à abrasão quanto à corrosão, esse último muito importante na moagem a úmido.

Todos os tipos de moinhos podem ser utilizados na moagem a seco ou a úmido. De acordo com Chaves e Peres (2003), em tratamento de minérios o processamento via úmida é regra geral, devido à razão básica que a água é um excelente meio de transporte e dissipação de calor. Adicionalmente, ela por si só resolve o problema de abatimento das poeiras.

O processamento via seca só é praticado quando existe alguma razão impeditiva para o processamento via úmida. Uma dessas razões é a escassez de água, caso de

instalações em regiões áridas ou semi-áridas. Outra razão é quando o material a ser moído reage com a água, como é o caso da cal virgem ou de materiais solúveis como o sal. Usa-se ainda a moagem a seco quando o produto da moagem tem que ser secado para o processamento subsequente ou comercialização, caso do carvão pulverizado para queima em maçaricos (Chaves e Peres, 2003).

A moagem a seco exige a instalação de equipamentos e dispositivos auxiliares para o abatimento de poeiras geradas no processo. Ainda segundo Chaves e Peres (2003), esses dispositivos consomem cerca de 25% mais energia que a própria cominuição e custam cerca de 85% do investimento no moinho.

Uma comparação entre a moagem a seco e a úmido, segundo Tavares (2009), indica que:

- A moagem a úmido necessita aproximadamente 30% menos energia. Entretanto, caso for necessária a secagem do material, essa diminuição é mais do que compensada pelos custos da secagem;
- O desgaste de corpos moedores e revestimentos é de 3 a 5 vezes maior na moagem a úmido;
- Devido à alta taxa de desgaste na moagem a úmido, a contaminação do produto é muito maior do que na moagem a seco.

Assim como na britagem, alguns parâmetros são extremamente importantes na hora da escolha do tipo de moinho para o circuito, sendo eles: desgate, consumo de energia, geração de finos e etapa de utilização. Sendo assim, cabe ser feita uma análise dos tipos de moinhos tradicionalmente utilizados, quanto aos parâmetros definidos.

Os moinhos de barras são tipos de moinhos cilíndricos utilizados na indústria mineral na moagem, a seco ou a úmido, de minérios ou minerais industriais com alta ou até média resistência a fragmentação e cujo esforço predominante desse tipo de equipamento é o arraste e o impacto. Podem processar material com granulometrias abaixo de 3 – 16 mm e gerar produtos com granulometria entre 5 a 100 µm (Wellenkamp, 1999).

Tavares (2009) afirma que sua maior aplicação é como um primeiro estágio de moagem em circuito aberto de instalações de moagem de barras/bolas que conta com a operação de moinho de bolas em circuito fechado no segundo estágio. No Brasil, temos diversos exemplos de aplicação deste tipo de circuito na indústria do fosfato. Além disso, esses tipos de moinhos possuem uma vantagem importante em relação aos outros tipos, uma vez que a ação moedora das barras tende a evitar a sobremoagem de partículas finas e, por esse motivo, podem ser operados adequadamente em circuito aberto.

No entanto, moinhos de barras são raramente utilizados na moagem ultrafina de minerais industriais, uma vez que as condições de aplicação dos esforços não são adequadas para partículas muito finas. Isso se deve ao fato do meio moedor não produzir energia suficiente para provocar altas taxas de quebra de partículas finas (Wellenkamp, 1999).

Já os moinhos de bolas, de acordo com Wellenkamp (1999), são o tipo mais importante dos moinhos cilíndricos. Também utilizados na moagem a seco ou a úmido e esforço predominante igual ao moinho de barras, podem processar material com granulometria abaixo de 3 a 4 mm e gerar produtos com granulometria entre 5 a 100 μm . São mais adequados à moagem fina, devido ao fato de que as bolas possuem uma maior área superficial por unidade de peso do que as barras. Por outro lado, possuem baixa eficiência energética.

Dentre os vários circuitos normalmente empregados na indústria mineral, moinhos de barras em circuitos com moinhos de bolas são os mais eficientes energeticamente, entretanto, são responsáveis pelo maior custo de investimento.

Moinhos autógenos e semi-autógenos utilizam partículas do próprio minério como corpos moedores e são normalmente aplicados a minérios competentes. Têm seu uso principal no primeiro estágio da moagem em instalações que usam moinhos de bolas ou de seixos no segundo estágio.

Circuitos com moagem autógena ou semi-autógena e moagem em bolas são aqueles que apresentam o menor custo de investimento por dispensar a britagem fina. Por outro

lado, o consumo energético é geralmente maior que os tipos anteriores em cerca de 20 a 30% (Tavares, 2009).

Ainda segundo Tavares (2009), moinhos semi-autógenos competem, atualmente, diretamente com britadores na tarefa de realizar a britagem fina do minério. Como vantagens em relação aos britadores tem-se a menor proporção de poeira, a baixa intervenção de pessoal devido à automação, a elevada capacidade unitária, o mínimo de paradas não planejadas e o menor custo de instalação.

Um tipo especial de moinho autógeno é representado pelo moinho ROM. Dados de moinhos em operação na África do Sul demonstram que em torno de 10% dos custos de operação do moinho ROM estão associados à reposição de revestimentos, 35% de energia e 55% de bolas. Esse moinho normalmente apresenta um grau de enchimento de 25 a 30% sendo, além desses, 3% da própria rocha. Quanto a análise granulométrica, 35% do ROM é menor que 150 μm , uma vez que esse tipo de equipamento lida com granulometria muito grossa e uma faixa pequena de rochas competentes (menor que 10%). Como eficiência quanto à aplicação para minérios competentes ainda é questionável, supõe-se que a mesma decaia. (Powell *et al.*, 2001)

O moinho de rolos vertical e o moinho de rolos e anel são vistos como novas tendências na indústria mineral.

De acordo com informações da Loesche (Gerold, 2009), o moinho de rolos vertical ou moinho de rolos e pista (Figura 2.3) foi desenvolvido, especialmente, para resolver problemas de baixa capacidade e alto consumo na indústria de moinhos. No Brasil esses moinhos são amplamente usados na moagem de calcário para a preparação da farinha que alimenta fornos de cimento, carvão para injeção em altos-fornos e até de clínquer de cimento.

Seu sistema de operação modo *airflow* possui um classificador acoplado muito eficiente, que dispensa estágios de classificação posteriores, sendo um dos principais diferenciais desse equipamento. O material, parcialmente cominuído após uma passagem pela pista, é transportado até o classificador a ar, localizado acima da zona de moagem, com o auxílio de uma corrente de ar. A parte do material que já atingiu a granulometria

desejada do produto é descarregada, enquanto o material que é ainda muito grosso cai de volta na zona de moagem, completando o ciclo de moagem e classificação (Tavares, 2009).

Uma das principais vantagens do equipamento é o baixo consumo de energia, ainda mais quando comparado ao moinho de bolas. Além disso, o equipamento apresenta também melhorias significativas quanto à liberação do mineral à recuperação, redução dos gastos com água através possibilidade da moagem a seco, britagem e moagem em um processo de estágio único, controle de processo simplificado e baixos custos operacionais (Gerold, 2009).

Quanto à aplicação para o minério de ferro, ainda segundo dados da Loesche (Gerold, 2009), pode-se afirmar que o moinho de rolos vertical apresenta aumento na recuperação de ferro pela menor geração de finos. E, além disso, o consumo de energia é mais baixo quando comparado aos moinhos SAG e AG. Um estudo encontra-se em andamento no Laboratório de Tecnologia Mineral para investigar esse efeito.

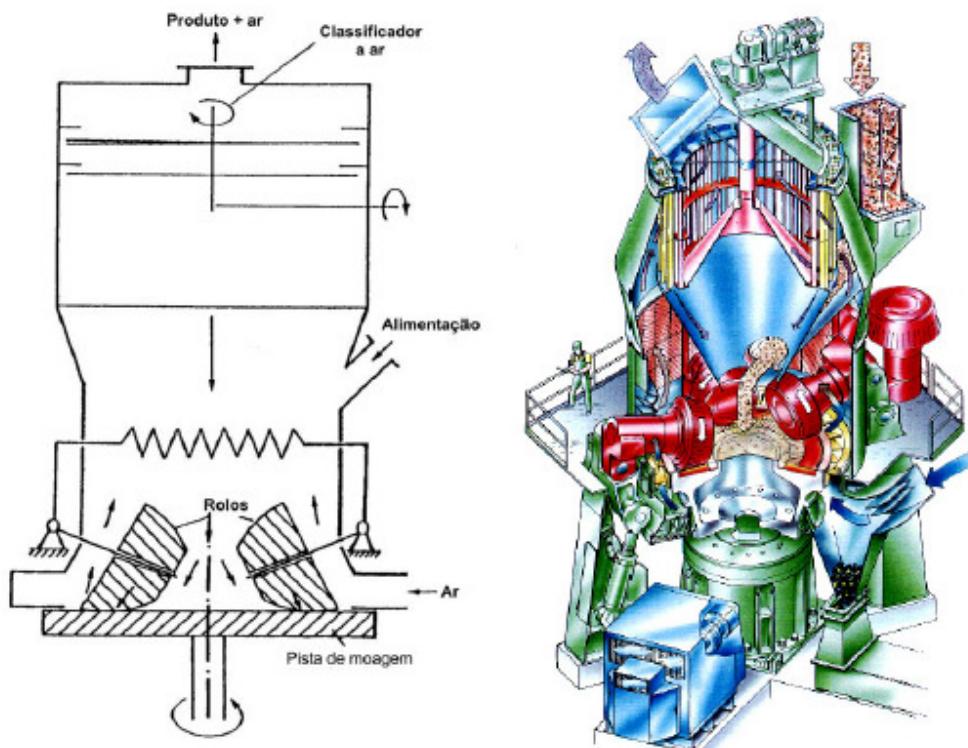


Figura 2.3 – Moinho de rolos e pista (Tavares, 2009)

O *Vertimill* (Figura 2.4) é um tipo de moinho atritor que usa como princípio a agitação dos corpos moedores, que constitui uma alternativa eficiente para um moinho torre. É usado para moagem em via úmida ou seca, em circuito aberto ou fechado. Devido aos corpos moedores muito finos que podem ser utilizados nesses moinhos, um separador é necessário para garantir que a polpa flua para fora do equipamento, sem que os corpos moedores deixem o tanque. Assim, na descarga é comum encontrar uma peneira de algum tipo (Tavares, 2009).

Davey (2006) afirma que se comparado ao moinho torre, o equipamento apresenta como vantagens operacionais o maior rendimento de energia, menor geração de finos, menores custos operacionais e de instalação, menos tempo de parada e peças móveis e maior segurança operacional. O moinho vertical mói material de alimentação abaixo de 6 mm, gerando produto na faixa de 200 mesh (ou 74 micrometros) a 2 micrometros ou ainda mais fino.

Originalmente, o equipamento foi projetado visando aplicações de moagem fina. No entanto, testes operacionais subseqüentes e instalações bem sucedidas comprovaram a flexibilidade de operação deste moinho (Davey, 2006).

A moagem ocorre por atrito/abrasão e sua eficiência é ampliada devido à pressão relativamente elevada existente entre os corpos moedores e as partículas que devem ser moídas.

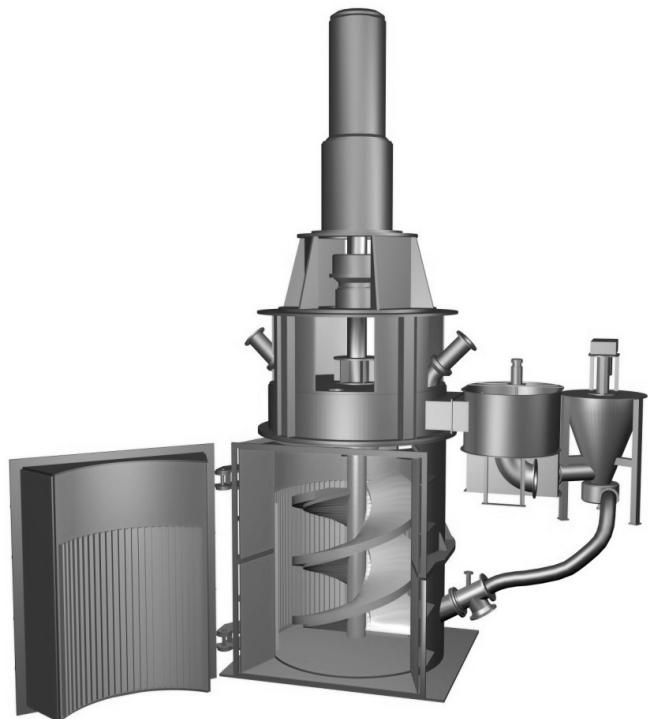


Figura 2.4 - *Vertimill* (Metso, 2009)

2.3. Classificação e Peneiramento

A classificação é a etapa que antecede a concentração e consiste em separar as partículas minerais por seu tamanho. Os processos de classificação são divididos em peneiramento e classificação propriamente dita. Estes têm como objetivo comum à separação de duas ou mais frações com partículas de tamanhos distintos (Carrasco e Correia, 2004).

Como já foi dito, o processo de cominuição é, na maioria das vezes, o estágio de maior gasto de energia do processamento mineral. Vale a pena destacar que pesquisas demonstraram que o estágio de classificação no processo de cominuição tem o maior potencial de melhoria (Albuquerque *et al.*, 2009).

2.4. Peneiramento

É um processo mecânico de separação de partículas que se utiliza de uma superfície perfurada. As partículas com dimensões superiores à da abertura considerada, tendem a ficar retidas na superfície, enquanto as com dimensões inferiores tendem a atravessar a mesma.

Segundo Carrasco e Correia (2004), no peneiramento a úmido adiciona-se água ao material a ser peneirado com o propósito de facilitar a passagem dos finos através da tela de peneiramento. O material retido na tela da peneira é denominado *oversize* e o passante, *undersize*.

Existem diversos tipos de equipamentos de peneiramento. Eles podem ser classificados como estacionários ou dinâmicos, dependendo se a superfície de peneiramento está se movendo (Tavares, 2009). A seguir, são analisados alguns dos peneiradores mais utilizados na indústria mineral.

A grelha é um tipo de peneira estacionária utilizada no peneiramento de material muito grosseiro. A aplicação mais comum no tratamento de minérios é na preparação da alimentação de britadores primários, onde ela remove da alimentação do mesmo o material menor que a abertura do britador.

As peneiras vibratórias são as mais importantes para aplicações em tratamento de minérios. De acordo com Tavares (2009), elas são capazes de lidar com material entre 250 mm e 250 µm. Sua principal aplicação é em circuitos de britagem, onde ela trata de materiais geralmente entre 250 e 500 mm de tamanho. A vibração é utilizada a fim de aumentar a sua eficiência, uma vez que o entupimento é reduzido e a segregação do material da alimentação é induzida. Na prática é comum utilizar freqüências mais elevadas e amplitudes mais baixas para partículas mais finas. O oposto se aplica ao peneiramento de partículas mais grosseiras.

Peneiras com acionamento elétrico, em particular peneiras de alta freqüência, são freqüentemente usadas no desaguamento e no peneiramento de partículas mais finas, dada a sua capacidade de gerar vibrações a altas freqüências e baixas amplitudes. São aplicadas em

circuitos de moagem, aonde importantes resultados são alcançados propiciando ganhos econômicos no estágio de cominuição e em processos como a flotação.

No peneiramento a seco, esse tipo de peneira é limitado para materiais com granulometria inferior a 12 mm. Peneiras com vibração mecânica são as mais usadas na separação de tamanhos de materiais de granulometria grossa (Tavares, 2009).

Vale a pena destacar também o uso das peneiras DSM (Figura 2.5), um tipo de peneira estacionária que foi desenvolvida na década de 50 pela Dutch State Mines. Ela tem encontrado importantes aplicações no peneiramento fino de polpas minerais até granulometrias de 50 µm.

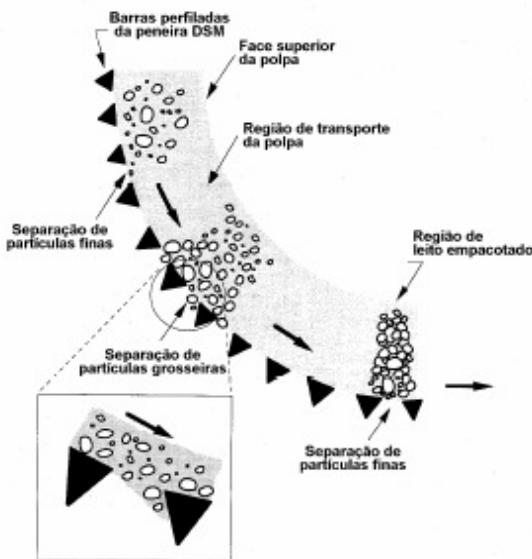


Figura 2.5 - Funcionamento da peneira DSM

2.5. Classificação

Carriso e Correia (2004) afirmam que é o processo de separação que se baseia na velocidade de sedimentação das partículas imersas num meio fluido. Um classificador consiste essencialmente de uma coluna separadora, na qual o fluido ascende a uma velocidade uniforme.

Os fluidos mais utilizados são a água e o ar, resultando nos processos denominados hidroclassificação e aeroseparação. Os mecanismos envolvidos compreendem basicamente fenômenos ligados à mecânica dos fluidos.

Os equipamentos mais usados na hidroclassificação são os cones estáticos, os hidrociclos e os classificadores espirais. Já na aeroseparação, os mais utilizados são os ciclones e os aeroseparadores dinâmicos. Sendo assim, alguns dos principais classificadores usados atualmente no tratamento de minérios são analisados a seguir (Dutra, 2009).

De acordo com Tavares (2009), o classificador espiral é utilizado em instalações de pequena capacidade, sendo o seu campo de aplicação restrito a uma faixa granulométrica entre 0,833 a 0,074 mm. Sua utilização em instalações de grande porte perde para os hidrociclos, os quais apresentam maior capacidade e versatilidade. O trabalho é quase sempre realizado a úmido. Comparados a outros classificadores, eles têm a vantagem da separação mais eficiente do material. No entanto, na separação de partículas muito finas (em média menores que 0,105 milímetro), a sua eficiência é muito baixa.

Ainda segundo Tavares (2009), os hidrociclos têm como princípio básico da separação a sedimentação centrífuga. São utilizados na faixa de tamanhos na qual os classificadores espirais também atuam, com a diferença que são muito eficientes para separarem partículas muito finas. Apresentam como vantagem elevada capacidade, facilidade de controle operacional e pequeno custo de investimento. Por outro lado, sua operação é muito afetada por oscilações na alimentação e o desgaste é elevado quando o minério é abrasivo e a sua eficiência é mais baixa que a de classificadores helicoidais na mesma tarefa.

Vale ressaltar que ambos têm sua maior aplicação em circuitos fechados de moagem.

2.6. As peneiras Derrick e os hidrociclos: uma análise crítica

Albuquerque *et al.* (2009) afirmam, que o hidrociclo se tornou o mais popular tipo de dispositivo de classificação, durante o final de 1940 devido a sua capacidade de lidar com elevadas taxas de produção dos mais modernos concentradores. A capacidade dos

hidrociclones continuou a aumentar para atender às demandas dos concentradores de alto rendimento, mas os ganhos de eficiência permaneceram relativamente baixos. A eficiência de separação ainda está, tipicamente, na faixa entre 45% e 65%.

O princípio básico de separação do hidrociclone continua a ser uma função do tamanho das partículas e a densidade específica. Os hidrociclones enviam as partículas pesadas, já fisicamente liberadas, de volta para o moinho.

A ineficiência da separação do hidrociclone requer o uso de alta circulação de carga para minimizar o tempo de permanência no moinho. No entanto, uma alta circulação de carga faz com que a necessidade de energia por tonelada se torne maior. E mesmo com o tempo de permanência reduzido, a circulação excessiva de partículas finas para o *underflow* do hidrociclone (que as envia de volta para o moinho), a excessiva geração de partículas ultrafinas e a baixa eficiência de separação deixaram espaço para melhorias (Albuquerque *et al.*, 2009).

As peneiras Derrick surgiram com o objetivo de oferecer melhorias para os circuitos de moagem. Suas características são:

- Alta confiabilidade mecânica;
- Elevada eficiência;
- Alta resistência ao desgaste;
- Baixo consumo de energia;
- Fácil manutenção;
- Capacidade de produzir resultados metalúrgicos favoráveis.

Albuquerque *et al.* (2009) afirmam, que através de extensa pesquisa, descobriu-se que a largura da tela era um fator crucial na determinação da capacidade e eficiência das telas finas a úmido. Com essa informação, foi desenvolvida a peneira *Multifeed* (Figura 2.6), que foi aplicada em circuitos de moagem alcançando eficiência acima de 90%.

No entanto, com a demanda crescente de operações na área mineral, o principal problema relacionado às telas continuou a ser a competência de se obter altas capacidades.

Assim, em 2001 uma nova peneira de alta freqüência chamada *Stack Sizer* (Figura 2.7 e Figura 2.8) foi desenvolvida, de mais alta capacidade e eficiência produzida até hoje (apresentam de 2 a 5 vezes maior capacidade que as peneiras *Multifeed*).



Figura 2.6 – Peneira *Multifeed* (Tavares, 2009)



Figura 2.7 - Stack Sizer (Derrick Corporation, 2009)

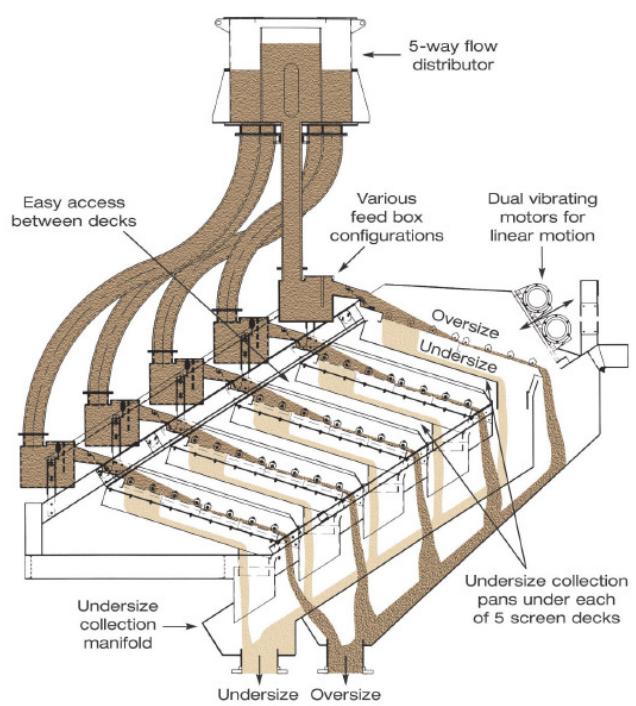


Figura 2.8 – Distribuição nas peneiras Stack Sizer (Derrick Corporation, 2009)

2.7. Revisão sobre os circuitos tradicionais de cominuição

As operações unitárias de cominuição estão presentes na maioria dos empreendimentos metalúrgicos. Com excessão dos minérios naturalmente cominuídos, a mineração inclui etapas de fragmentação para etapas subsequentes de transporte, concentração física de minerais ou metalurgia extrativa.

De acordo com Delboni (2007), a energia gasta nos processos de fragmentação e os esforços mecânicos, aos quais os equipamentos são submetidos modulam os custos de operação e investimentos em circuitos industriais de britagem e moagem. Nesse contexto, a melhoria no aproveitamento de energia utilizada em fragmentação apresenta impactos não apenas nas margens de lucro do empreendedor, mas também na demanda global de energia.

Outro aspecto que merece atenção é que o produto fragmentado influencia diretamente o rendimento de processos subsequentes de concentração. O melhor aproveitamento de recursos naturais não renováveis é, portanto, função da distribuição granulométrica resultante do circuito de cominuição adotado.

Estudos no projeto do circuito de cominuição ou na filosofia operacional podem resultar em um aumento da capacidade do circuito ou na redução dos gastos de energia. Portanto, uma avaliação crítica dos circuitos de cominuição é de extrema importância para compreensão do presente trabalho. A seguir são apresentados exemplos de circuitos industriais de moagem de minério de ferro em usinas no Brasil.

2.7.1 Beneficiamento de minério de alto teor (sem concentração)

A baixa proporção de contaminantes e um elevado teor do minério proporcionam redução significativa dos custos de produção e dispensa a etapa de concentração, normalmente encontrada nos circuitos tradicionais de cominuição (Figura 2.1).

Como exemplo, pode-se citar a mina de ferro de Carajás (PA), uma vez que o minério apresenta um teor de ferro em torno de 66% (Tabela 2.2), e, em função da baixa proporção de contaminantes, o processamento do minério consiste apenas das operações de britagem, classificação, desaguamento, moagem e filtragem. Os produtos obtidos são *sinter feed*, granulado, *pellet feed* e FDR (fino para redução direta) (Sampaio *et al.*, 2002).

Tabela 2.2 - Composição química do minério de ferro da mina de Carajás N4E (Sampaio *et al.*, 2002)

Elementos	Teores (%)	Compostos	Teores (%)
Fe	66,32	SiO ₂	0,74
P	0,049	Al ₂ O ₃	1,06
Mn	0,37	-	-

De acordo com Sampaio *et al.* (2002), o beneficiamento (Figura 2.9 e Figura 2.10), nesse caso, se inicia de modo que o minério lavrado sofre uma britagem primária realizada em duas estações, uma fixa e outra semimóvel. Em ambos os casos, os caminhões fora-de-estrada descarregam o minério na grelha vibratória. No caso da britagem fixa, o *oversize* da grelha segue para o britador giratório. O *undersize* da grelha junta-se à descarga do britador e alimenta o chute móvel. Já no caso da britagem semimóvel, apesar do circuito ser similar, cada uma das duas unidades é constituída de um alimentador de sapatas, uma grelha vibratória, um britador de mandíbulas e uma transportadora de correia. O produto do britador de mandíbulas junta-se à fração fina da grelha vibratória e alimenta o chute móvel. Desse ponto, todo o material segue para a britagem secundária.

Na britagem secundária, o minério é inicialmente retomado ao chute móvel e alimenta uma bateria de seis peneiras vibratórias. O material não passante passa por três britadores cônicos, que operam em circuito fechado. Já a fração passante segue para o peneiramento secundário, onde peneiras vibratórias de duplo deque são utilizadas (Sampaio *et al.*, 2002).

Na britagem terciária, o material britado é a fração retida no primeiro deque do peneiramento secundário.

A flexibilidade operacional do circuito permite, quando necessário, a moagem do granulado em dois moinhos de barras, conforme descrevem os fluxogramas da Figura 2.9 e da Figura 2.10.

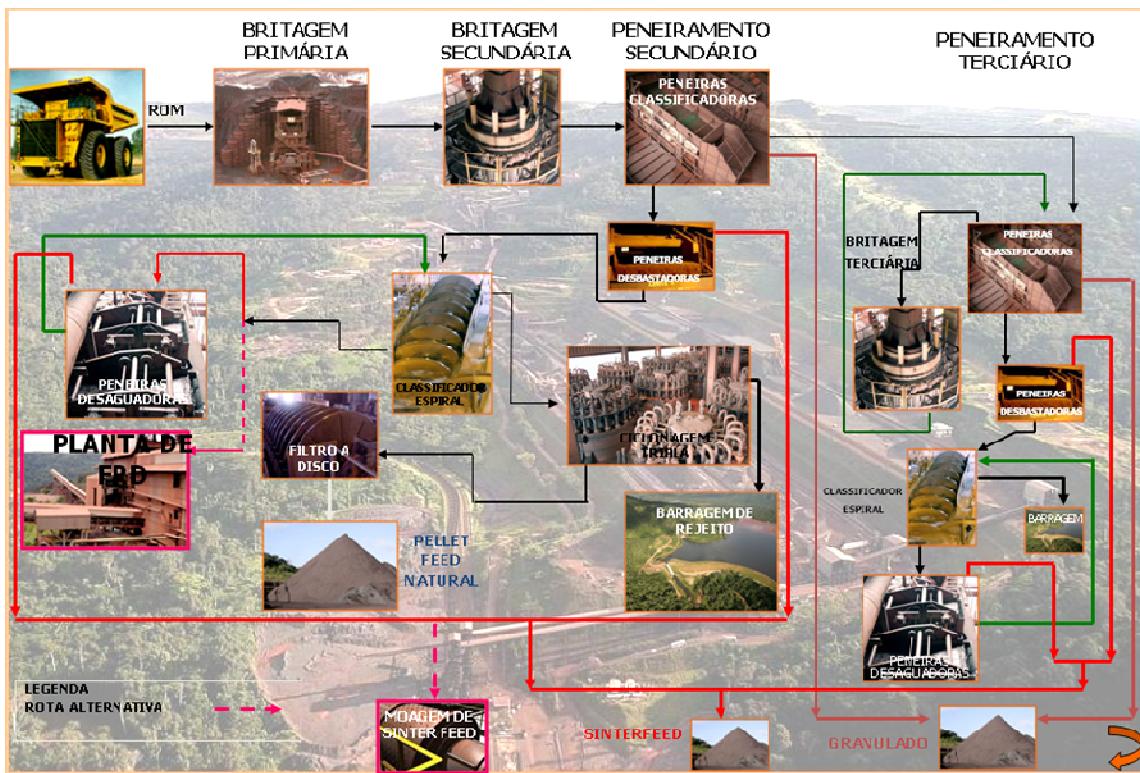


Figura 2.9 - Fluxograma de beneficiamento do minério de ferro de Carajás (Vale, 2006)

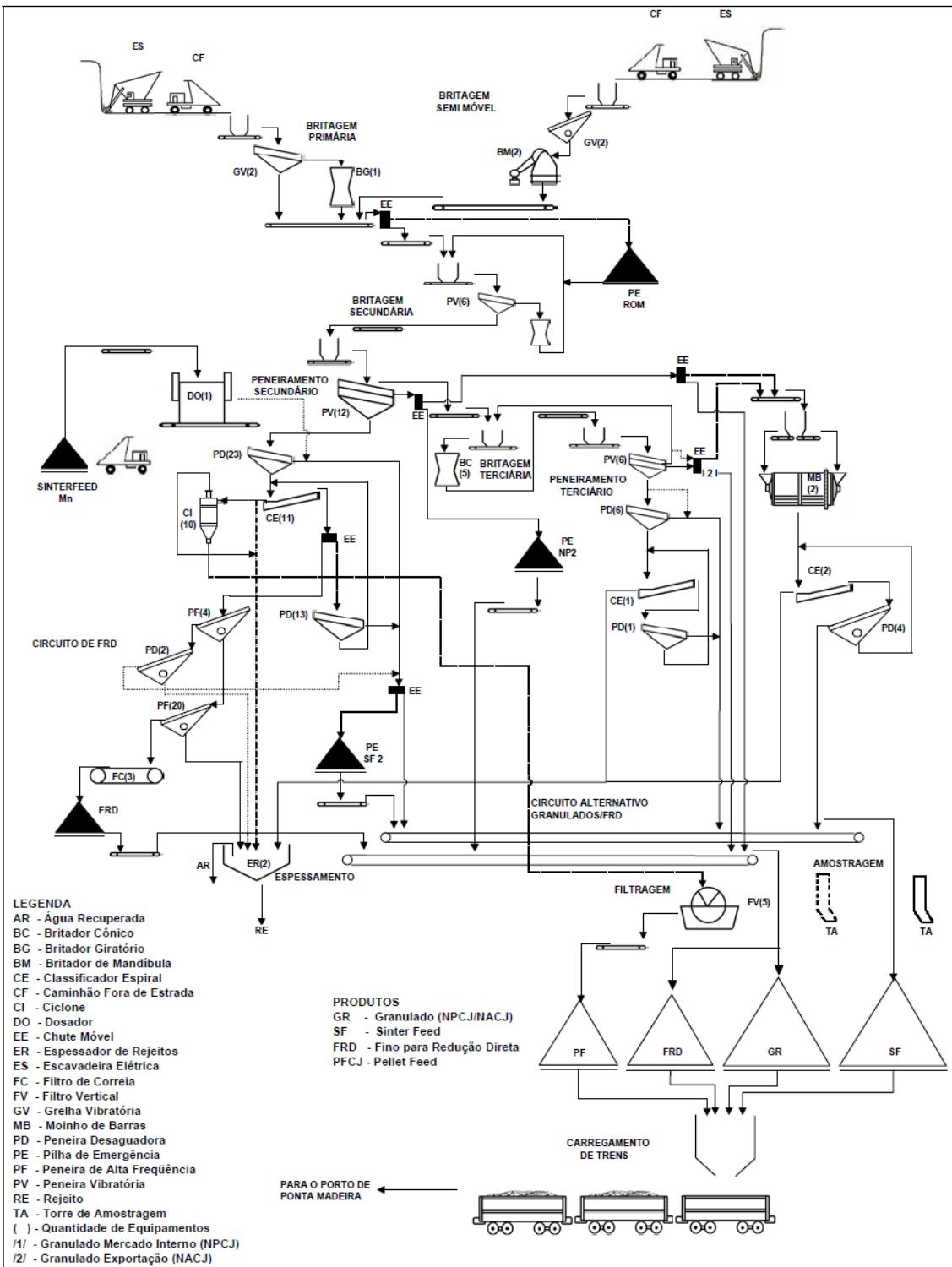


Figura 2.10 - Fluxograma de beneficiamento do minério de ferro de Carajás (Sampaio et al., , 2002)

2.7.2 Beneficiamento de minério de baixo teor (com concentração)

Segundo Sampaio *et al.* (2002), quando tratamos de um minério pobre (Tabela 2.3), ou seja, de baixo teor do mineral de interesse, devemos concentrá-lo a fim de retirar as impurezas e, assim, elevar seu teor. Como exemplo desse caso, pode-se citar a Samarco Mineração, que é a pioneira no Brasil na concentração de itabirito por flotação, um minério que, no passado, não era explotado devido ao seu baixo teor de ferro e à fina disseminação.

Tabela 2.3 - Composição mineralógica do minério de ferro – Mina Alegria (Sampaio *et al.*, 2002)

Principais minerais	Fórmula Química	Distribuição (%)
Hematita especular	Fe ₂ O ₃	15,0
Hematita	Fe ₂ O ₃	38,0
Magnetita	Fe ₃ O ₄	1,0
Goetita	FeO(OH)	19,8
Limonita	FeO(OH).nHO	2,2
Quartzo	SiO ₂	24,0 SiO ₂

O processo de beneficiamento do minério da Samarco Mineração ocorre na unidade de Germano, em Mariana (MG), e inicia-se com a britagem, realizada em circuito fechado de dois estágios, conforme representado no fluxograma da britagem da Figura 2.11. Na etapa seguinte, o minério segue para a unidade de concentração, cujo processo consiste de moagem em dois estágios, pré-primária e primária; classificação/deslamagem; flotação convencional; remoagem e flotação em coluna (Sampaio *et al.*, 2002)

O minério ROM, que alimenta a unidade britagem, procede da pilha-pulmão e da mina denominada Alegria 9. A britagem inicia-se com a alimentação do peneiramento primário realizado em uma bateria de peneiras vibratórias, que fazem a separação a seco em três frações.

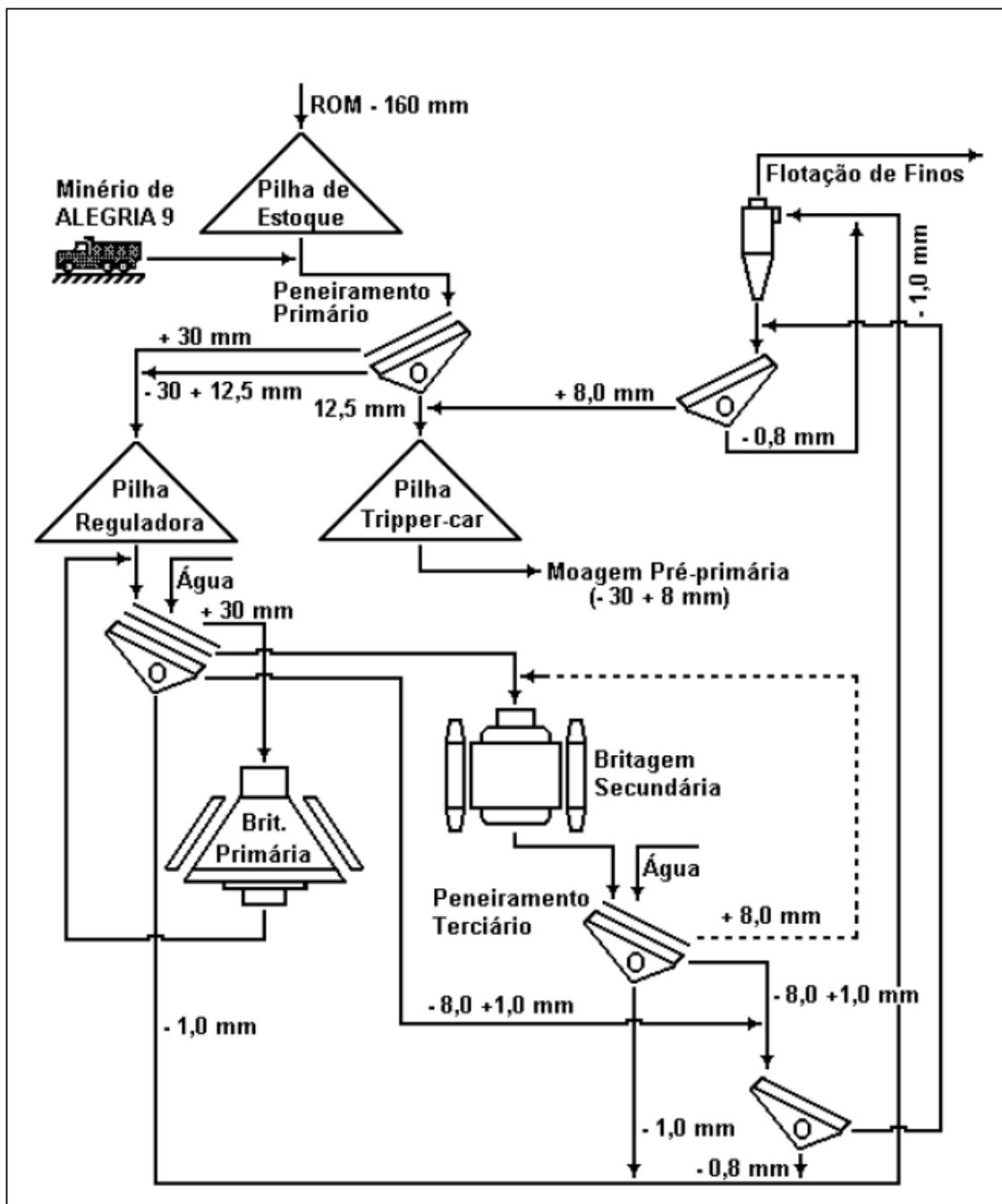


Figura 2.11 - Fluxograma de britagem de minério de ferro da usina de Germano, Samarco Mineração
 (Sampaio *et al.*, 2002)

A britagem primária é realizada em britadores cônicos em circuito fechado. A britagem secundária é realizada em britadores cônicos que operam em circuito fechado também. Assim, são obtidos dois produtos na unidade de britagem. O primeiro, com granulometria mais grossa, é alimentado na unidade de moagem pré-primária.

Sampaio *et al.* (2002) afirma, que a moagem pré-primária é realizada a úmido em dois moinhos de bolas em circuito aberto, cujo produto alimenta a moagem primária. A moagem primária é feita em circuito fechado reverso com hidrociclones através de quatro linhas paralelas. É importante citar que o circuito de beneficiamento da Samarco Mineração apresenta moagem secundária após a flotação. A remoagem do concentrado pode ser justificada por possíveis problemas de liberação entre minerais de ferro e quartzo, possibilitar o transporte através do mineroduto e por obter a superfície específica adequada ao processo posterior de pelotização. O fluxograma da usina de concentração da Samarco Mineração é apresentado na Figura 2.12.

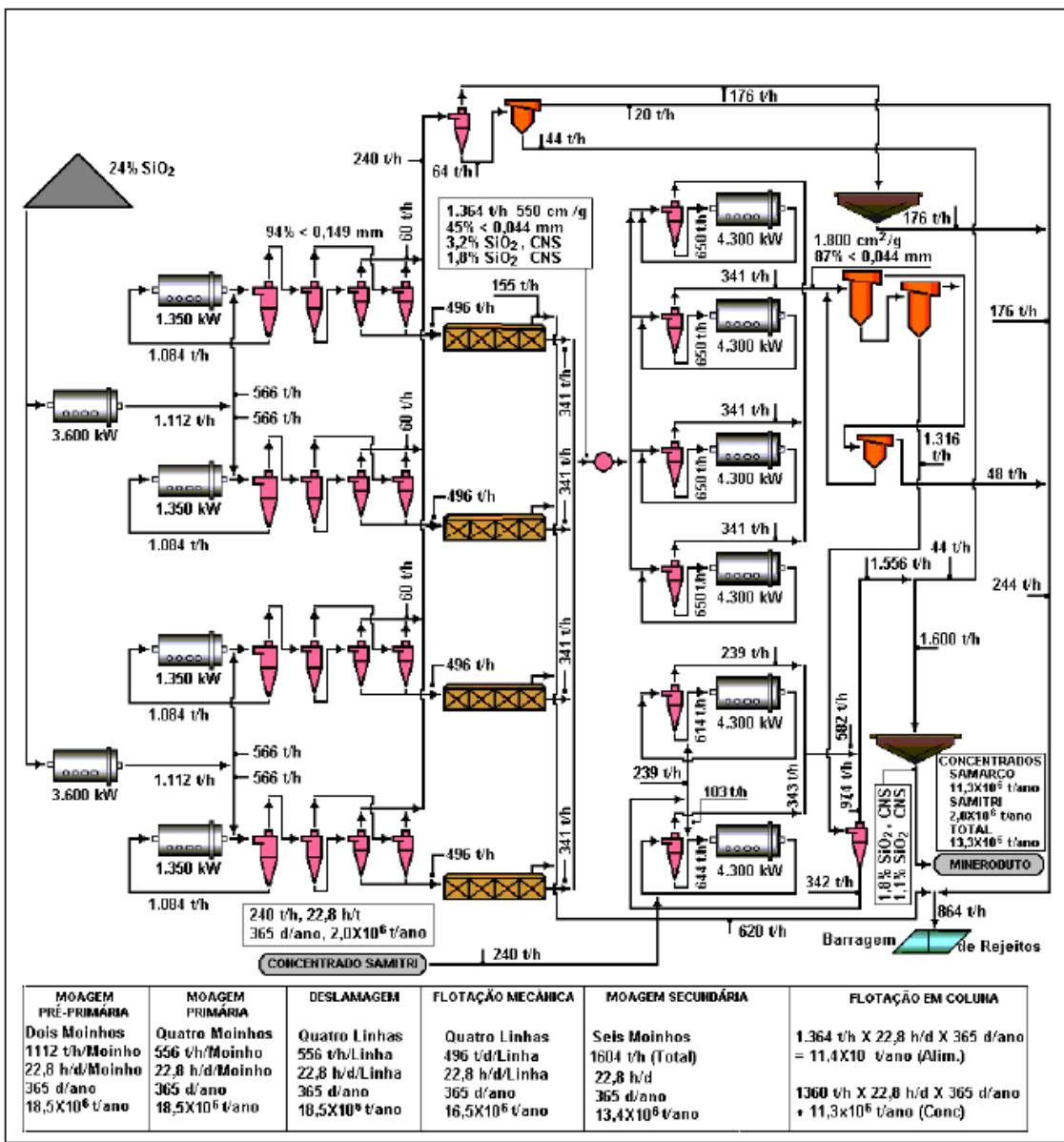


Figura 2.12 - Fluxograma de concentração de minério de ferro da usina de Germano, Samarco
Mineração (Sampaio *et al.*, 2002)

2.8. Novas tendências dos circuitos de cominuição

Na última década, as usinas de moagem e britagem de grande capacidade instaladas apresentam poucos equipamentos por operação unitária, grande potência instalada e alta

capacidade de processamento. Assim, elas contrastam com configurações de usinas que entraram em operação dos anos 1970 e 1980, que se baseavam em britagens multi-estagiadas e muitas linhas de moagem operando em paralelo (Delboni, 2007).

Embora a definição do circuito e dos equipamentos seja repleta de desafios, isso deve ser encarado como investimento e não como custo, pois a seleção da rota mais adequada a cada caso será com certeza refletida em melhor lucratividade global do empreendimento e aproveitamento dos recursos naturais não renováveis.

2.8.1 Circuitos AG/SAG em Estágio Único

Moinhos autógenos (AG) e semi-autógenos (SAG) são amplamente empregados em circuitos industriais de cominuição que envolvam uma ampla gama de capacidade de processamento (Delboni, 2007).

Ainda de acordo com Delboni (2007), os fabricantes de equipamentos registraram vendas de mais de 1000 circuitos AG/SAG até o final do ano 2000. Quando comparada à opção de circuitos como muitas linhas paralelas de pares de moinhos de barras e de bolas, a atratividade de usinas com grandes moinhos está baseada em investimentos menores. A economia com corpos moedores também era mais favorável à alternativa de moinhos autógenos. Na Tabela 2.4 é apresentado um sumário da evolução dos circuitos AG/SAG.

Tabela 2.4 - Sumário da evolução dos diâmetros dos moinhos AG/SAG empregados nos projetos (Jones, 2006)

Ano	Moinho	Diâmetro (pé)	Motor (hp)	Ano	Moinho	Diâmetro (pé)	Motor (hp)
1959	AG	18	600	1965	AG	32	6.000
1959	AG	22	1.250	1973	AG	36	12.000
1962	AG	24	1.750	1996	SAG	38	26.800
1962	AG	28	3.500	1996	SAG	40	26.800

Atualmente, há duas configurações de moinhos AG/SAG, quais sejam a norte-americana, a qual se caracteriza pelo aspecto ou relação diâmetro:comprimento de 2:1 ou

maior, bem como a européia/sul-africana com a relação de 1:1 ou menor. Cada tipo de moinho apresenta aplicação específica.

Moinhos com aspecto baixo, com relação diâmetro:comprimento de 1:1 ou menor, consomem mais energia por tonelada moída, mas são capazes de gerar produtos mais finos. A configuração com aspecto alto é típica de operações das grandes minas de cobre das Américas do Sul e do Norte, Austrália e região, no processamento de minérios auríferos, bem como de minérios de ferro na América do Norte. As capacidades das instalações entre eles são usadas, geralmente, médias ou altas (Delboni, 2007).

De acordo com Delboni (2007), a configuração de circuito de moagem em estágio único, apresentada de forma esquemática na Figura 2.13 inclui operações tanto com moinhos AG como com SAG. Trata-se de uma opção de risco para projetos de novas operações (*greenfield*), sendo, portanto, atualmente adotada mais freqüentemente em projetos de expansão (*brownfield*).

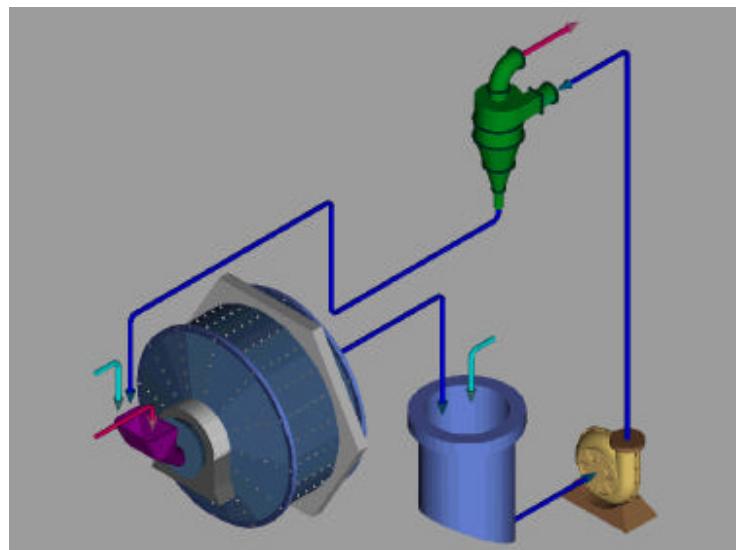


Figura 2.13 - Ilustração esquemática do circuito AG/SAG em estágio único (Delboni, 2007)

Apesar de existirem grandes riscos ao se adotar essa opção, há também benefícios, principalmente pela significativa redução de capital, uma vez que em um estágio único

pode ser praticada relação de redução de 1000:1. Há também a vantagem do baixo custo relativo de operação, outro importante atrativo para essa alternativa, já que não há consumo de corpos moedores no circuito.

Delboni (2007) afirma que operações em estágio único com moinho AG são típicas da escola sul-africana, sendo largamente empregada pelas grandes mineradoras de ouro da região. São também encontrados na Austrália, por sinal com o maior moinho AG (38 pés) em operação no mundo, na qual o minério de cobre e urânio oriundo de mina subterrânea é processado.

As operações AG em estágio único são muito sensíveis à falta de coordenação entre a mina e a usina. Pilhas de homogeneização ou pulmão com grande 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. 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 a moagem em moinho de bolas, elevando assim a capacidade global do circuito (Delboni, 2007).

2.8.2 Circuito AG – Seixos (FAP)

Segundo Delboni (2007), a configuração do circuito FAP – AG/Seixos inclui duas etapas de moagem, sendo a primeira em moinho AG e a segunda com moinho de seixos que são obtidos no estágio anterior, conforme indica o desenho esquemático da Figura 2.14.

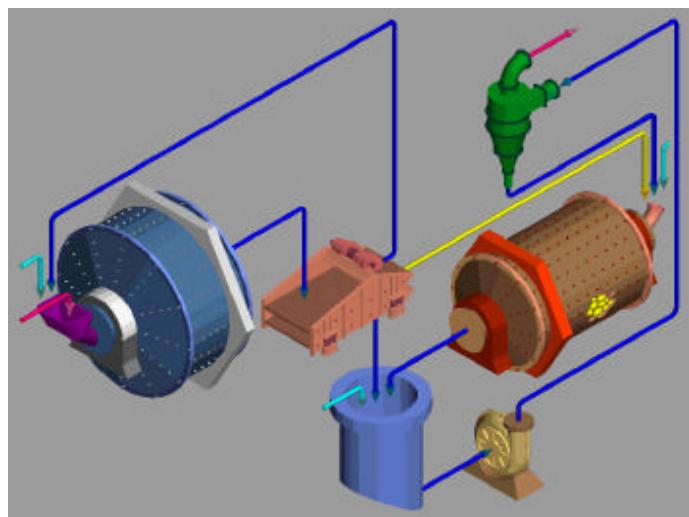


Figura 2.14 - Moagem autógena seguida de moagem com seixos, circuito FAP (Delboni, 2007)

A configuração FAP constitui uma solução para os problemas verificados na configuração de estágio único, uma vez que as flutuações de operação e desempenho do circuito primário podem ser absorvidas pelo circuito secundário, mediante ajustes na carga circulante deste último. O indesejável acúmulo de seixos no moinho primário transforma-se, assim, em vantagem, mediante o aproveitamento dos seixos como corpos moedores no estágio secundário.

Delboni (2007) afirma que circuitos FAP representam maiores investimentos do que circuitos SAG para a mesma capacidade de circuito, porém os custos operacionais são significativamente inferiores, em função dos menores gastos com corpos moedores e revestimentos.

Essa configuração é potencialmente atrativa para minério de ferro, já que nesse caso a menor geração de ultrafinos é benéfica aos processos de filtragem e pelotização. No decorrer dos últimos 50 anos, várias usinas que processam minério de ferro taconíticos nos EUA e Canadá adotaram a configuração FAP, como alternativa ao estágio único (Delboni, 2007).

2.8.3 Circuito AG – Bolas (FAB)

Delboni (2007) afirma que a configuração FAB, acrônimo para moinho AG primário, seguido de moinho de bolas no estágio secundário, e que está ilustrada na Figura 2.15, constitui uma alternativa adequada, em termos de consumo de energia, para minérios densos, porém muito competentes.

O aspecto mais favorável à opção FAB, em relação à FAP é a regularidade da operação de moinhos de bolas, que pode assim corrigir eventuais flutuações de desempenho do circuito primário. Essa configuração apresenta consumo energético específico mais próximo de circuito convencional de britagem multi-estagiada e moagem barras/bolas.

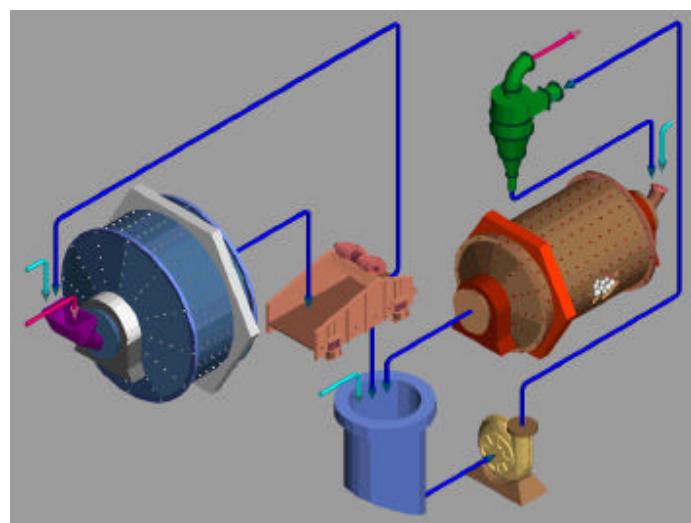


Figura 2.15 - Ilustração esquemática da moagem autógena seguida de moagem com bolas, circuito FAB (Delboni, 2007)

2.8.4 Circuito SAG – Bolas (SAB)

A configuração moinho SAG primário, seguido de moinho de bolas no estágio secundário é ilustrada na Figura 2.16.

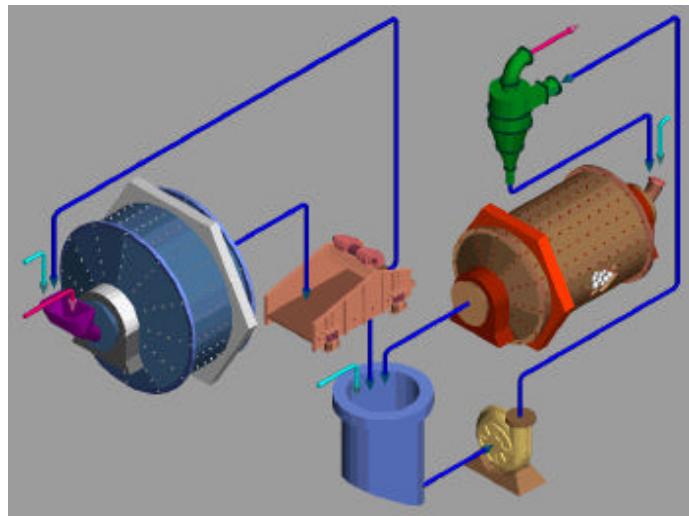


Figura 2.16 - Ilustração esquemática da moagem semi-autógena seguida de moagem com bolas: circuito SAB (Delboni, 2007)

Segundo Delboni (2007), a alternativa de circuito SAB possui grande flexibilidade de operação, adequada assim a variações substanciais no minério alimentado. Muitas operações inicialmente projetadas no modo FAB foram convertidas para SAB, onde o incremento de custos com corpos moedores foi inferior ao incremento de produção advindo com a alteração.

Na comparação de custo de investimento (Capex), a alternativa SAB resulta em reduções de até 25% em relação a circuitos convencionais de britagem e moagem.

Além disso, vários circuitos sob configuração SAB foram posteriormente convertidos em SABC, mediante a instalação de britadores de reciclo no circuito.

2.8.5 Circuito SAG – Britador de Reciclo – Bolas (SABC)

Delboni (2007) afirma que a acumulação de determinadas frações granulométricas na carga do moinho resulta na limitação da taxa de alimentação nova e, portanto, da capacidade do circuito. Esse problema pode ser resolvido, ou pelo menos mitigado, mediante três alternativas básicas.

A primeira consiste na britagem prévia de frações selecionadas da alimentação do moinho.

A segunda inclui a fragmentação na própria câmara de moagem, mediante o aumento da carga de bolas e/ou aumento da velocidade de rotação do moinho. Se o problema persistir após atingir os limites nessas variáveis, a outra opção é instalar grelhas (*pebble ports*) com aberturas maiores (50 a 100 mm), de forma a permitir a saída dessa fração da carga para então britá-la, retornando o produto ao moinho primário. Essa última opção é denominada SABC e está ilustrada na Figura 2.17 (Delboni, 2007).

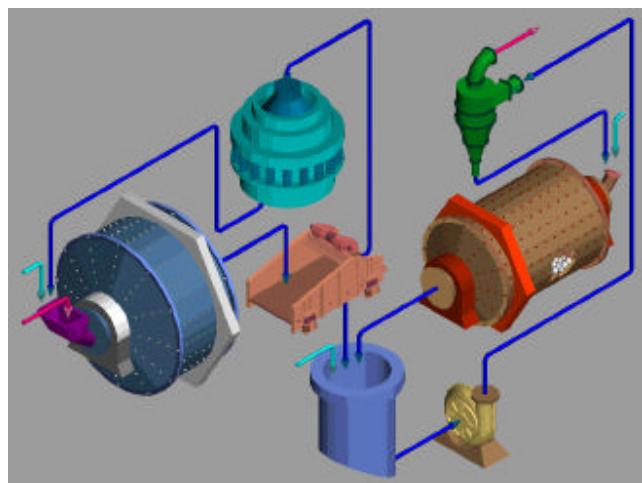


Figura 2.17 - Ilustração esquemática da moagem semi-autógena com britador de seixos e seguida de moagem com bolas, circuito SABC (Delboni, 2007)

Como já foi dito anteriormente, assim como muitas operações inicialmente projetadas no modo FAB foram convertidas para SAB, várias outras que iniciaram a sua operação na última configuração foram convertidas em SABC.

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 (Delboni, 2007).

Na Tabela 2.5 estão ilustrados alguns exemplos de usinas industriais que converteram os respectivos circuitos da configuração SAB para SABC e inclui o ano de

conversão, assim como o aumento de capacidade do circuito, mediante a introdução do britador de reciclo para britagem de seixos.

Tabela 2.5 - Sumário de conversões dos circuitos com configuração SAB para SABC (Delboni, 2007)

Mina	Ano da Conversão	Aumento de Capacidade (%)
Huckleberry	2000	10
Newmont Lone Tree Mill	1999	10 – 15
SMC Nye Site	1998	10
Fort Knox	1998	10
Chino	1996	10
Chino	1989	30 – 60
Kennecott	1996	10 – 15
Newmont Mill #4	1996	10
National Steel	1992	10
Inco Clairabelle	1989	50
Wirralie Gold	1989	10 – 20
Kidston	1988	25
Similkameen	1986	8
Los Bronces	1985	15

Uma vez ajustados e adequadamente operados, os circuitos de cominuição SABC são extremamente robustos, pois absorvem amplas faixas de variações de tipos de minério, tanto nos estágios primário como no secundário. Sob o ponto de vista de projeto, possuem o menor investimento unitário (\$/t) dentre todas as demais opções de circuito. Um circuito configurado dessa forma apresentará a maior capacidade de alimentação por unidade monetária considerada. Mesmo que o consumo energético não seja o mais baixo, assunto este ainda controverso, o desempenho global faz a opção SABC a mais competitiva e, atualmente, a de menor risco nos novos projetos.

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.

2.8.6 Configurações do circuito de britagem para circuitos AG/SAG

O circuito de cominuição em instalações que constam de moagem em circuitos AG/SAG possui configuração relativamente simples, se comparada a outras alternativas de moagem. Como a alimentação de moinhos primários SAG, e principalmente AG, inclui fragmentos grossos, geralmente uma única etapa de britagem é suficiente para proporcionar uma distribuição granulométrica adequada à moagem. Na Figura 2.18 é ilustrado um desenho esquemático típico de circuitos industriais de grande porte, que consistem basicamente em um britador giratório, cujo produto segue para uma pilha pulmão e, desta, para a alimentação da moagem (Delboni 2007).

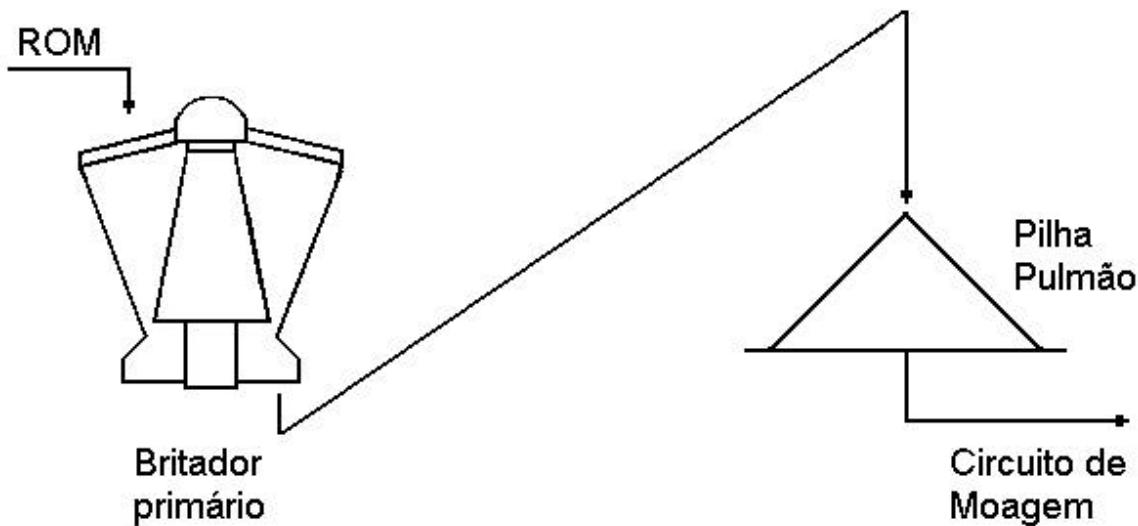


Figura 2.18 - Configuração típica de britagem em circuitos AG/SAG (Delboni, 2007)

Cabe ressaltar a inclusão da etapa de britagem secundária como uma variante implantada em vários circuitos, de acordo com a Figura 2.19.

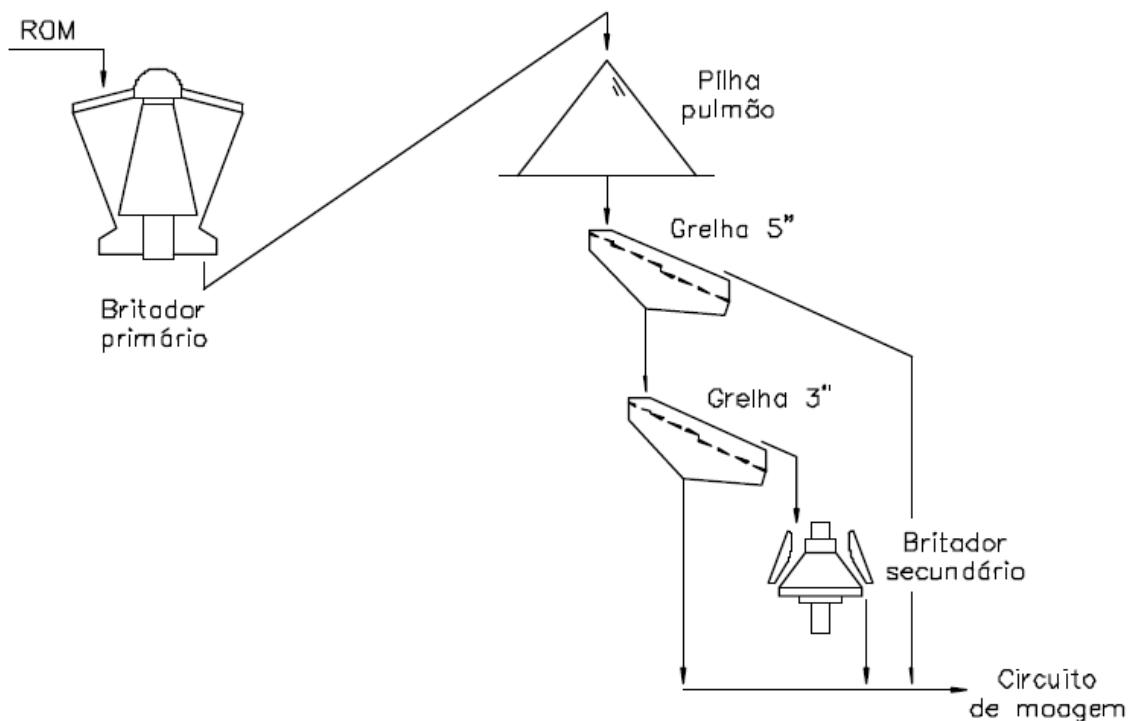


Figura 2.19 - Circuito de britagem com rebritagem da fração intermediária (Delboni, 2007)

Esse caso trata de uma alternativa para operações em que o minério apresenta forte tendência de se acumular na câmara de moagem de moinhos AG/SAG. Mesmo que o circuito de moagem seja configurado em SABC, a alternativa de britagem secundária pode proporcionar aumentos significativos de produção. A avaliação do efeito da introdução de um estágio adicional de britagem ao circuito deve ser feita por meio de campanhas de ensaios em escala piloto, onde se pode variar com facilidade a distribuição granulométrica da alimentação do moinho.

Apesar de ser largamente empregada pela maioria das empresas de mineração de grande porte do mundo, a aceitação da moagem em moinhos AG/SAG, como alternativa segura para circuitos de cominuição foi progressiva em função, principalmente, da evolução dessa técnica.

2.9. Concentração Mineral

A concentração de minérios ocorre quando é preciso separar os minerais de interesse dos de ganga. Para que a separação ocorra, é preciso que os minerais de interesse não estejam fisicamente agregados aos que não são de interesse, por isso a importância das etapas de fragmentação e classificação, que realizam e monitoram essa separação. Além disso, o tamanho das partículas afeta a eficiência de todos os processos de separação por concentração e, por isso, o tamanho no qual ocorre a liberação pode influenciar a escolha do processo (Tavares, 2008).

A separação de minerais exige que haja uma diferença física ou físico-química entre o mineral de interesse e os demais, o que pode ser desde fácil até muito complexa, dependendo do minério.

Duas propriedades físicas são as mais utilizadas na separação física ou concentração de minerais: diferença de densidade e diferença de susceptibilidade magnética. Dentre as propriedades se destacam também a cor, condutividade elétrica, molhabilidade superficial e solubilidade.

De acordo com Tavares (2008), quando não houver a diferença de propriedade física entre os minerais que se quer separar, existirá a necessidade de métodos de concentração mais complexos. Nesses casos, a flotação pode ser uma técnica utilizada que tem como base propriedades físico-químicas de superfície dos minerais.

Há também como concentrar determinado bem mineral através da seleção manual, comum, até hoje, em alguns garimpos.

2.10. Formas de beneficiamento

2.10.1 Seleção manual

Tavares (2009) afirma que a seleção manual de minérios, também chamada de “*ore sorting*”, é o método mais antigo de concentração. Os minerais de interesse são manualmente resgatados do restante através de uma inspeção visual ou, apenas os minerais

contaminantes são separados para purificar o minério original. No entanto, devido ao crescente custo da mão de obra, o método vem sendo utilizado somente em casos especiais.

Atualmente a seleção de minérios segue o mesmo princípio, porém de forma mecanizada e se utilizando de uma variedade de dispositivos automáticos de detecção, identificação e separação. As propriedades mais utilizadas são as óticas (reflectância, transparência, etc.), raios X (fluorescência), condutividade elétrica, magnetismo e radioatividade. Exemplos da aplicação da seleção automatizada são encontrados na recuperação de diamantes, pedras preciosas e metais nobres (Tavares, 2009).

2.10.2 Separação gravimétrica

A concentração gravimétrica, também chamada de gravítica, foi a principal ferramenta do tratamento de minérios até o início do século XX, quando ocorreu o aparecimento da flotação. Porém, atualmente, continua sendo um importante método principalmente por apresentar bons resultados com baixo custo.

Segundo Lins (2004), a concentração gravítica pode ser definida como um processo no qual as partículas de diferentes densidades, tamanhos e formas são separadas uma das outras por ação da força da gravidade ou por forças centrífugas.

Por se tratar de um método que utiliza propriedades físicas dos minerais (densidade, forma e tamanho) para promover a concentração de determinada(s) espécie(s) em relação a outra(s), a concentração gravítica, usualmente, não demanda controle de qualidade da água a ser utilizada no processo.

Apesar dessas vantagens em termos ambientais, os métodos de concentração gravítica foram sendo progressivamente substituídas pela flotação devido às suas restrições de uso para finos (Lins, 2004).

Os equipamentos mais utilizados são jigues, mesas vibratórias, espirais e cones e a separação gravimétrica é adotada na concentração de minérios de ouro, ferro, ilmenita, zirconita, cromita, cassiterita entre outros.

2.10.3 Separação em meio denso

Segundo Campos *et al.* (2004), a separação em meio denso também se baseia na diferença de densidade existente entre os minerais presentes. A diferença reside no fato de se utilizar um meio fluido com densidade intermediária à dos minerais considerados para realizar a separação. Esse meio é obtido através da dissolução de sais em água ou pela dispersão também em água de partículas finas de material com elevada densidade (magnetita ou ferro silício).

Teoricamente, qualquer tamanho de partícula pode ser tratada por meio denso. Mas, de acordo com Campos *et al.* (2004), o processo de separação em meio denso é mais aplicado para partículas grossas, com tamanho superior a 0,6mm.

Os equipamentos mais utilizados são os tambores, cones e centrifugadores e a separação por meio denso é adotada na produção de carvão, fluorita, entre outros minérios.

Não existe registro do uso da separação em meio denso na concentração de minério de ferro no Brasil, somente na Austrália e África do Sul (Braga, 2010).

2.10.4 Separação eletrostática

Nesse processo, a propriedade determinante é a condutividade elétrica, sendo os minerais classificados em condutores e não condutores de corrente elétrica. As partículas minerais, quando submetidas a um campo elétrico de elevada intensidade, de acordo com as suas condutividades, são atraídas ou repelidas por um dispositivo devidamente energizado.

O processo apresenta, entretanto, algumas limitações como a necessidade de utilização de uma alimentação perfeitamente seca e a baixa capacidade quando aplicado à partículas finas. No entanto, vale ressaltar que, quando adequadamente aplicada, a separação eletrostática é responsável por separações muito precisas, sendo normalmente utilizada em conjunto a equipamentos de separação magnética e gravimétrica (Tavares, 2009).

Como alguns exemplos de minerais condutores na separação de alta tensão, tem-se a cassiterita, cromita, diamante, hematita, ilmenita, rutilo e volframita. Já como exemplos de minerais não condutores temos a calcita, o quartzo, a monazita, as granadas e a zirconita.

Vale destacar a influência de variáveis operacionais na separação eletrostática, como a temperatura, a umidade e o tamanho de partícula. A eficiência de separação aumenta com o aumento de temperatura e, por isso, diversos separadores eletrostáticos são construídos com sistemas de aquecimento próximo ao canal de alimentação. Já a umidade é importante a fim de se obter uma separação adequada, pois é necessário que as partículas não apresentem qualquer umidade superficial. O efeito do aumento da umidade está em reduzir a seletividade de qualquer separação. O tamanho de partícula influencia a sua ação no separador, uma vez que a carga da superfície de uma partícula grosseira é menor em relação à sua massa que aquela de uma partícula fina. Dessa forma, uma partícula grosseira é mais facilmente projetada da superfície do rotor, podendo contaminar o produto não condutor (Tavares, 2009).

Os equipamentos utilizados são separadores eletrodinâmicos, freqüentemente chamados de separadores de alta tensão, pois operam com elevadas tensões.

De acordo com Sampaio e Luz (2004), um bom exemplo de aplicação dessa operação é na separação de ilmenita (FeTiO_3) e do rutilo (TiO_2), os quais se apresentam geralmente misturados com o quartzo (SiO_2) em depósitos minerais de areias pesadas.

2.10.5 Separação magnética

A concentração magnética tem sido utilizada por mais de dois séculos na separação de materiais magnéticos da ganga não magnética.

Segundo Sampaio e Luz (2004), o processo se baseia na susceptibilidade magnética apresentada pelos minerais, isto é, no comportamento que as partículas minerais apresentam quando submetidas a um campo magnético. Com base nessa propriedade os materiais ou minerais são classificados em duas categorias: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por ele.

- Minerais ferromagnéticos: aqueles atraídos fortemente pelo campo magnético. Como o exemplo mais conhecido pode-se citar a magnetita;
- Minerais paramagnéticos: aqueles atraídos fracamente pelo campo magnético. Como exemplo clássico desse caso tem-se a hematita;
- Minerais diamagnéticos: aqueles repelidos pelo campo magnético. Como bom exemplo tem-se o quartzo.
- A separação magnética pode ser feita tanto a seco como a úmido. Há uma grande variedade de separadores magnéticos, que podem ser classificados de acordo com sua operação, intensidade e gradiente, conforme ilustrado na Figura 2.20.
- Operação
 - Úmido: usado em geral para granulometrias mais finas;
 - Seco: usado em geral para granulometrias grossas.
- Intensidade
 - Baixa: são essencialmente utilizados no processamento de minerais ferromagnéticos e, atualmente, quase totalmente utilizados a úmido. Além disso, abrangem tamanhos de partículas maiores que 50 µm. Como exemplo, tem-se o separador de tambor a úmido;
 - Alta: Abrangem tamanhos de partícula maiores que 75 µm. Como exemplo, temos o separador de correias cruzadas a seco e o separador de rolo induzido também a seco (ambos aplicados na concentração de minerais paramagnéticos e remoção de impurezas em sílica e feldspato).
- Gradiente
 - Alto: forças magnéticas muito elevadas devem ser geradas a fim de separar minerais paramagnéticos de susceptibilidade magnética muito reduzidas. Essas forças podem ser produzidas por campos magnéticos de alta intensidade, o que, entretanto, apresenta uma grande limitação: o elevado consumo energético.

O método de concentração magnética apresenta elevada eficiência, por outro lado, um dos obstáculos na utilização do processo de separação magnética é o alto custo de

energia elétrica. Além disso, a separação magnética a úmido é um dos processos de concentração de tratamento de minérios que apresenta maior consumo de água.

Na área de concentração de minérios, a principal aplicação prática da separação magnética a úmido de alta intensidade é feita pela Vale em Itabira (MG), onde são usados separadores de carrossel, tipo Jones, na concentração de hematita. A utilização desse tipo de separador, no início da década de 70, permitiu à Vale viabilizar o aproveitamento de itabiritos, até então não considerados como minérios de ferro.

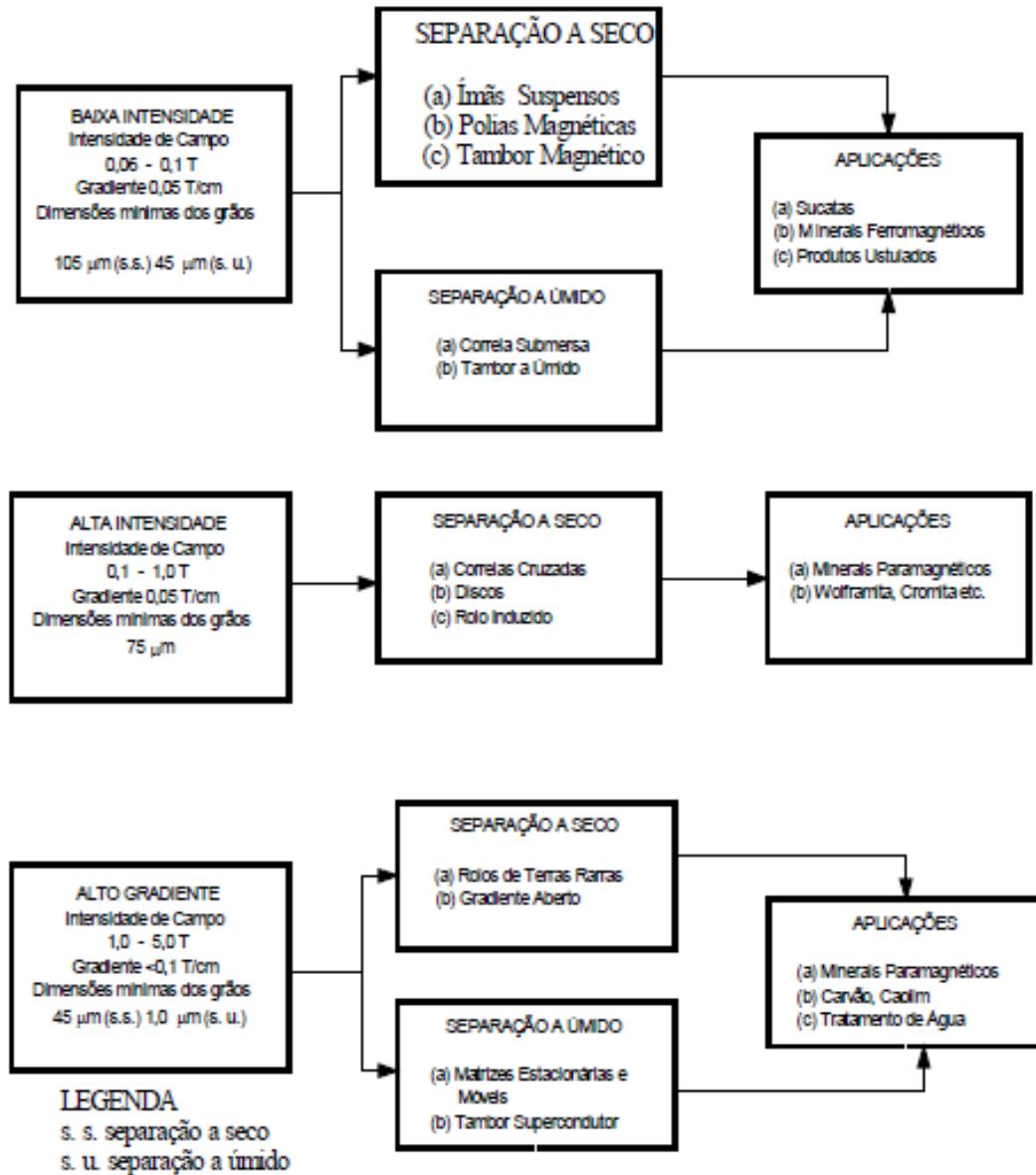


Figura 2.20 - Fluxograma com características, classificação e aplicações dos separadores magnéticos
(Luz, 2004)

Vale a pena destacar outros equipamentos mais recentemente desenvolvidos e potencialmente aplicáveis para minérios de ferro, que são os casos dos separadores Ferrous Wheel e Terras Raras.

- Separador magnético de rolos de Terras Raras (RE-Roll)

É um equipamento (Figura 2.21) de alta intensidade e altíssimo gradiente, recomendado para separar ou concentrar magneticamente, em via seca, minerais fracamente magnéticos. Trabalha na faixa granulométrica aproximada de -6mm + 0,1mm. Se distingue dos modelos convencionais com eletroímas pelo uso de imãs de terras raras, o que traz vantagens significativas como o baixo consumo de energia.



Figura 2.21 - Separador magnético de rolos de Terras Raras (RE-Roll) (Inbras, 2009)

Com elevada capacidade de alimentação aliada a um baixo consumo de energia e custo operacional, os separadores de terras raras têm sido preferidos pela indústria nos últimos 5 anos (Inbras, 2009).

- Separador magnético tipo Ferrous Wheel

Equipamento (Figura 2.22) de alta potência que propicia a geração de campos magnéticos de alto gradiente, com baixo consumo de energia. É recomendado para a separação ou concentração magnética, em via úmida, de minerais finos e fracamente magnéticos, como hematita e ilmenita. Além disso, é adequado para operar com diferentes granulometrias (Vieira, 2008).



Figura 2.22 - Separador magnético tipo Ferrous Wheel (Inbras, 2009)

Vem sendo atualmente utilizado na concentração de *pellet feed*, na recuperação de lamas ou de minério proveniente de barragens (Inbras, 2009).

- Separador magnético tipo Jones ou Carrossel

O uso do separador magnético tipo Jones ou Carrossel restringe-se, em geral, aos minerais paramagnéticos devido à operação sempre com alta intensidade.

Apresenta como principais características alta precisão, alto custo de investimento, baixo custo operacional e operação a úmido. Além disso, proporciona vantagens significativas quando comparado aos demais equipamentos devido, principalmente, à elevada eficiência da separação para granulometrias finas (menores que 1mm) (Vieira, 2008).

Como exemplo prático de operação, pode-se citar a aplicação na concentração de minério de ferro itabirítico pela Vale, em Minas Gerais.



Figura 2.23 - Separador magnético tipo Jones ou Carrossel instalado na Mina de Alegria (MG)

2.10.6 Flotação

Atualmente, a flotação é o processo dominante no tratamento de quase todos os tipos de minérios, devido à sua grande versatilidade e seletividade. Ela permite a obtenção de concentrados com elevados teores e expressivas recuperações. É aplicada no beneficiamento de minérios com baixo teor e granulometria fina.

O processo se baseia no comportamento físico-químico das superfícies das partículas minerais presentes em uma suspensão aquosa. A utilização de reagentes específicos, denominados coletores, depressores e modificadores, permite a recuperação seletiva dos minerais de interesse por adsorção em bolhas de ar (Tavares, 2009).

Segundo Chaves (2004), o processo de flotação é uma separação feita em uma suspensão em água (polpa). As partículas são obrigadas a percorrer um trajeto e num dado instante as partículas que se deseja flotar são levadas a abandoná-lo, tomando um rumo ascendente. A diferenciação entre as espécies minerais é dada pela capacidade de suas partículas se prenderem a (ou prenderem a si) bolhas de gás (geralmente ar). Se uma partícula consegue capturar um número suficiente de bolhas, a densidade do conjunto

partícula-bolha torna-se menor que a do fluido, de maneira que o conjunto se desloca verticalmente para a superfície, onde fica retido e é separado em uma espuma.

A propriedade de determinadas espécies minerais capturarem bolhas de ar no interior da polpa é designada por hidrofobicidade, e exprime a tendência dessa espécie mineral ter maior afinidade pela fase gasosa que pela fase líquida. Este comportamento, entretanto, não é regra no reino mineral, pois praticamente todas as espécies minerais imersas em água tendem a ter a sua superfície molhada, ou seja, têm maior afinidade pela fase líquida, comportamento este designado por hidrofilicidade.

Entretanto, o comportamento hidrofílico das espécies minerais pode ser bastante alterado pela introdução de substâncias adequadas no sistema. Pode-se mesmo afirmar que qualquer substância mineral pode se tornar hidrofóbica mediante a adição adequada de substâncias à polpa. Assim, é possível induzir a hidrofobicidade em apenas a espécie mineral de interesse, mantendo as demais hidrofílicas.

A capacidade de um determinado reagente tornar determinados minerais seletivamente hidrofóbicos está associada à concentração desse reagente na superfície desses materiais. O reagente se deposita seletivamente na superfície mineral, recobrindo-a, de modo que seja aderido sobre a superfície da partícula um filme da substância a aglomeração das bolhas mineralizadas forma a chamada espuma de flotação que se apresenta como um meio efetivo de transporte das unidades bolhas-partículas até a superfície da célula.

Os equipamentos tradicionalmente adotados se dividem em duas classes, mecânicos e pneumáticos, dependendo do dispositivo utilizado para efetivar a separação.

A flotação é adotada na produção de minério de ferro, talco, sulfetos, fosfatos, feldspatos, etc.

Como já mencionado anteriormente, dos processos de concentração do tratamento de minérios, os gravimétricos ou gravíticos, a separação magnética e a flotação são aqueles que representam o maior consumo de água. Dentre eles, destaca-se a flotação por ser o método de concentração de maior utilização no país e no mundo, envolvendo, usualmente,

grandes volumes de minérios, principalmente, os chamados minérios metálicos, como o minério de ferro.

A flotação dos finos resulta em um produto denominado *pellet feed* e é uma operação barata e conveniente, fornecendo concentrados de excelente qualidade (Chaves, 2004).

Com a redução das reservas de alto teor em minério de ferro no quadrilátero ferrífero, os processos de concentração ganharam aceitação geral pelas empresas produtoras. Nos processos de flotação aplicados a minérios de ferro, é comum efetuar a flotação reversa, que consiste em flotar o mineral de ganga, o quartzo, e deprimir o mineral de minério predominante, a hematita. Isso porque a hematita é mais abundante, o que dificulta a sua remoção na espuma e a grande quantidade de hematita na espuma arrastaria, mecanicamente, uma quantidade apreciável de quartzo. Além disso, a hematita é pesada e teria que ser moída mais finamente para poder flutuar com a espuma.

A depressão dos minerais de ferro é realizada pelo uso de um agente depressor. O agente depressor, quando adicionado, exerce uma função específica no material a ser deprimido, impedindo-o de flotar. Entre os reagentes depressores utilizados na separação seletiva de minerais por flotação, encontra-se o amido como o mais usado pela indústria mineral.

A técnica de flotação reversa é a mais utilizada é a mais utilizada entre os processos de concentração de minério de ferro, porém a mesma apresenta elevado consumo de água. Para cada tonelada de minério de ferro processada são necessários, em média, 4m³ de água. Em 2000, foram processados 194 milhões de toneladas de minério bruto e necessitou-se de 1 bilhão de metros cúbicos de água para o seu beneficiamento (Oliveira, 2001).

Como exemplo prático de aplicação na concentração de minério de ferro, tem-se a Samarco Mineração que é a pioneira no Brasil na concentração de itabirito por flotação, como já foi mencionado anteriormente. Na unidade de concentração, ocorre a flotação convencional, na qual o método utilizado é a flotação reversa dos minerais de ferro. O moinho moído e deslamado, segue por bombeamento para o primeiro condicionador onde é adicionado hidróxido de sódio, para controle de pH (uma vez que o pH da flotação é 10,5),

e amido gelatinizado para deprimir os óxidos e hidróxidos de ferro. Na segunda etapa de condicionamento é adicionado o coletor, acetato de eteramina, e ajustada a percentagem de sólidos da flotação, através da adição de água de diluição (Figura 2.24) (Sampaio *et al.*, 2002).

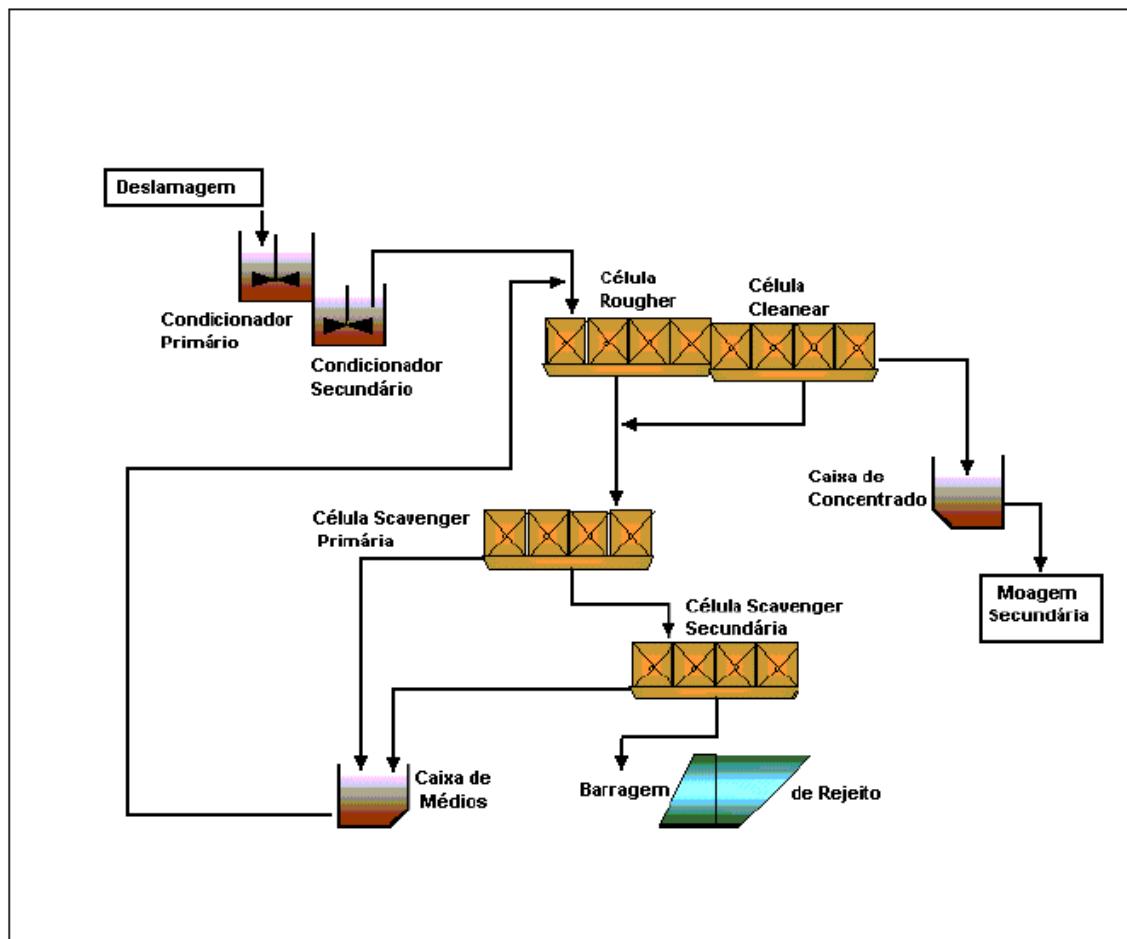


Figura 2.24 - Fluxograma da flotação convencional da usina de Germano, Samarco (Sampaio *et al.*, 2002)

3. Estudo de Caso

Nesse momento, são estabelecidas premissas, metas, bem como as condições de contorno necessárias para definir um estudo de caso hipotético. A partir do estudo de caso definido, serão realizadas análises críticas de rotas alternativas de beneficiamento do minério hipotético em questão, levando em conta tanto os aspectos técnicos como econômicos.

3.1. Premissas e Metas

O minério escolhido para o trabalho foi o minério de ferro itabirítico semi-compacto com teor de, aproximadamente, 45% de ferro, do Grupo Itabira na região do Quadrilátero Ferrífero, uma das principais regiões produtoras de minério de ferro do mundo. Os principais minerais de ferro que o compõe são hematita, goethita (limonita), hematita especular e magnetita e a principal impureza é a sílica.

O trabalho tem como metas gerar um concentrado e atingir uma escala de alimentação de 18.600.000 toneladas por ano, o que equivale a, aproximadamente, 2.500 t/h.

3.2. Condições de Contorno

- Características do minério e especificação do produto

O minério itabirito é extraído por lavra a céu aberto, com distribuição granulométrica descrita na Figura 3.1, massa específica igual a $3,8\text{g/cm}^3$, índice de abrasividade de Bond (Ai) 0,08g, índice de trabalho Wi (*work index*) de impacto igual a 6,0 kWh/t, índice de trabalho Wi (*work index*) bolas igual a 10 kWh/t. A abrasividade (Tabela 3.1) é claramente um fator de grande importância determinando a taxa de desgaste superficial do moinho e das superfícies de transporte do material, assim como da disponibilidade mecânica e do custo de manutenção do equipamento (Tavares, 2009).

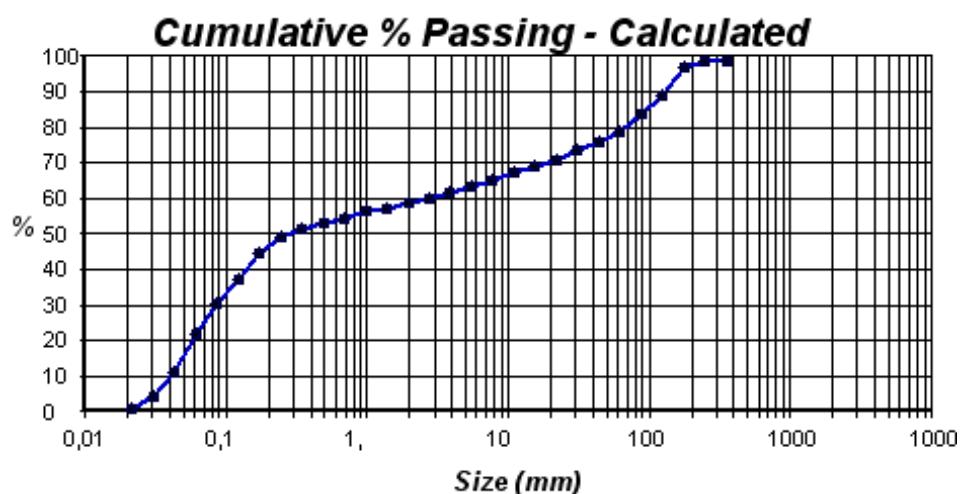


Figura 3.1- Distribuição granulométrica do itabirito semi-compacto

Tabela 3.1 - Classificação da abrasividade segundo o parâmetro Ai (Tavares, 2006)

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

No caso do itabirito em questão, o mesmo é enquadrado como de baixa abrasividade.

O índice de abrasividade de Bond (Ai), é necessário para determinação da taxa de desgaste representado na Tabela 3.2, com base em Chaves e Peres (2003).

Tabela 3.2 - Fórmulas para determinação da taxa de desgaste em função do índice de abrasão (g/kWh)
(Chaves e Peres, 2003)

Equipamento	Peça de desgaste	Fórmula
Britadores	Revestimentos	$q = 40,5*(Ai + 0,22)$
Moinho de bolas	Bolas	$q = 155*(Ai - 0,015)^{0,33}$
(a úmido)	Revestimentos	$q = 11,57*(Ai - 0,015)^{0,3}$

Notas: 1 – As fórmulas se aplicam para $0,02 < Ai < 0,8$.

2 – Foram consideradas como material das peças de desgaste as seguintes ligas:

- britadores/cones/hidrociclones: aço hadfield;
- bolas de moinhos – aço liga com dureza 400 HB;
- barras: aço SAE 1090;
- revestimento: ligas com dureza 300-350 HB.

O itabirito semi-compacto considerado foi previamente caracterizado no Laboratório de Tecnologia Mineral da Coppe/ UFRJ e os dados da função quebra para serem usadas na previsão de resultados de cominuição são apresentados nas Tabela 3.3, Tabela 3.4 e Tabela 3.5.

Tabela 3.3 - Dados da função quebra (*appearance function*) de impacto de minério de ferro itabirítico semi-compacto

Parâmetro t_{10} (%)	Tamanho relativo ao tamanho inicial				
	t75	t50	t25	t4	t2
	Passante acumulado (%)				
10	5,7	6,0	7,2	18,5	42,0
20	11,8	12,5	14,7	36,0	65,7
30	18,2	19,4	22,4	51,5	80,7

Tabela 3.4 - Dados da função quebra (*appearance function*) de impacto de minério de ferro itabirítico semi-compacto

Parâmetro t_{10} (%)	Tamanho da partícula (mm)		
	14,5	20,63	28,89
	Energia em kWh/t		
10	0,08	0,11	0,12
20	0,19	0,25	0,27
30	0,33	0,45	0,46

Tabela 3.5 – Resumo dos dados da função quebra (*appearance function*) de impacto de minério de ferro itabirítico semi-compacto

Parâmetro A	51,50
Parâmetro b	1,95
Parâmetro ta	1,50

É considerado que o beneficiamento será realizado visando exclusivamente a produção de *pellet feed*, e que uma liberação suficiente dos grãos minerais ocorre somente após moagem do minério até uma granulometria em que 95% do material é passante em 150 micrometros.

- Maximização de recuperação

O processo de concentração eficiente deverá garantir uma máxima recuperação do ferro presente no minério, que é o principal objetivo em questão. O minério de ferro itabirítico, com um teor de aproximadamente 45% de ferro, pode chegar a um teor de até 68% de ferro após a etapa de concentração adequada.

- Minimização da produção de lamas

O material muito fino é prejudicial em alguns aspectos como na flotação, uma vez que o mineral valioso, no caso o mineral de ferro, vai acabar flotando devido ao recobrimento das partículas, aumentando assim os custos do processo e o uso de reagentes. Por isso, a minimização de partículas ultrafinas para recuperação (menores que 10 µm) é importante, já que a operação de deslamagem necessária para removê-la acarreta em perda de recuperação. Operadores de usinas de concentração de minério de ferro por flotação reconhecem que, se a alimentação da flotação apresentar mais que 5% de lamas a mesma tende a ser prejudicada.

- Consumo de energia

A redução no seu consumo torna-se fator determinante da competitividade do negócio. Além disso, considerando que no Brasil a maior parte da energia é gerada por hidroelétricas, há também um consumo indireto de água no tratamento de minérios representado pelos gastos energéticos em alguns dos seus processos, principalmente, na moagem.

- Consumo de metal, insumos e desgaste de corpos moedores

A diminuição do consumo de insumos minerais e a consequente redução de perdas, possibilita o uso de recursos minerais em bases mais sustentáveis. Além disso, o consumo de corpos moedores é considerado um dos principais ítems de custo no processamento de minérios, tornando-se necessário analisar, caso a caso, as eventuais vantagens técnicas e econômicas ao selecionar o tipo de corpo moedor e respectivo material.

- Uso de mão-de-obra e disponibilidade mecânica

A mão de obra de manutenção mecânica e elétrica tem um papel importante na mineração quando se visa alcançar as disponibilidades exigidas nestes equipamentos modernos de alto custo. Tem sido correta a política das empresas de utilizar mão de obra somente onde ela é necessária. À medida que circuitos de processamento se tornam mais complexos e um maior número de equipamentos individuais são usados, aumenta também a demanda de mão de obra. Assim, a demanda por mão de obra aumenta com a complexidade do circuito de processamento adotado na usina.

A questão da disponibilidade mecânica também é importante, uma vez que o grau de disponibilidade mecânica é a percentagem do tempo de trabalho programado em que a máquina está mecanicamente apta a realizar trabalho produtivo. Quando o desgaste de revestimentos de britadores e moinhos é acentuado, há uma queda importante na disponibilidade mecânica dos equipamentos, que deve ser considerada na etapa de projeto.

- Água

Questões relacionadas ao meio ambiente, em especial no que se refere aos recursos hídricos são, com freqüencia, um dos pontos de conflito mais óbvios na interface mineração-sociedade. A redução do consumo de água e a mitigação do impacto ambiental torna-se também fator determinante da competitividade do negócio. Mais recentemente, a reação da sociedade aos impactos ambientais da mineração chega a afetar o valor dos empreendimentos e o acesso ao capital. Na mineração ja é comum a reutilização da água do processo nas rotas de beneficiamento realizadas a úmido, demandando uma proporção relativamente pequena de água nova no processo Evidentemente, essa demanda pode até desaparecer se o processamento do minério é realizado inteiramente a seco. Entretanto, se o beneficiamento for realizado a seco há a questão da geração de poeiras, que pode provocar problemas ambientais graves ou ser extremamente prejudicial à saúde, se inalado por longos períodos de tempo. Independentemente do tipo de britador usado (de mandíbulas, cônico ou de impacto) e do estagio de redução granulométrica, a ação de

“quebra” da rocha em fragmentos menores acaba liberando partículas que ficam em suspensão no ar.

Por esse motivo, as instalações de britagem costumam ser dotadas de sistemas de retenção ou abatimento de poeira, cujo nível de eficiência varia em função da importância da operação para o processo e de seu impacto no meio ambiente. Sua eficácia pode variar de 70%, no caso dos sistemas de abatimento por jatos d’água, a 99%, no caso dos sistemas a base de filtro de manga (Bernauer, 2010).

- Domínio de tecnologia

O conhecimento apurado do minério e o uso de tecnologias modernas e adequadas, rigidamente controladas e monitoradas, são as únicas formas de viabilizar, hoje, economicamente, um empreendimento de mineração. Além disso, o domínio da tecnologia é também de grande importância para ajudar a prevenir riscos e danos ambientais. Assim, novas tecnologias que permitem o processamento mais eficiente e em equipamentos de maior capacidade de processamento são atrativos, mas podem representar um desafio pelas incertezas envolvidas na sua operação, que pode implicar em problemas técnicos não antecipados. Isso é particularmente crítico na indústria mineral, pois um mesmo equipamento pode já ser de emprego usual para um segmento da indústria, mas pode encontrar desafios não antecipados quando aplicado a diferentes tipos de minérios.

- Configuração do circuito

Torna-se importante analisar a complexidade do circuito comparado a uma simplicidade, uma vez que fatores como o uso de mão de obra e a demanda de manutenção devem ser considerados. A necessidade de mão de obra para operação e manutenção varia em função dos equipamentos adotados. Ganhos ou perdas significativas na manutenção depende da abrasividade do minério, já que o mesmo é diretamente proporcional ao número de trocas devido ao desgaste.

- Capex e Opex

A análise de investimentos em mineração é complexa por envolver muitas incertezas que impactam tanto o Capex (sigla da expressão inglesa *Capital Expenditure* ou, em português, despesas de capital) quanto o Opex (sigla da expressão inglesa *Operational Expenditure* ou, em português, despesas operacionais). O Capex é, portanto, o montante de investimentos realizados em equipamentos e instalações de forma a manter a produção de um produto ou serviço ou para manter em funcionamento um negócio ou um determinado sistema. Por oposição o Opex refere-se ao custo associado à manutenção dos equipamentos e aos gastos de consumíveis e outras despesas operacionais, necessários à produção e à manutenção em funcionamento do negócio ou sistema.

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.

3.3. Alternativas de rotas de processamento

Tendo como base as premissas, metas e condições de contorno estabelecidas, o presente trabalho analisará a seguir alternativas de rotas de processamento de minérios itabiríticos. Para isso, serão levantadas as alternativas tanto para preparação quanto a concentração do minério de ferro hipotético. Os principais equipamentos que serão usados são listados a seguir:

- Alternativas de concentração
 - Flotação;
 - Separação magnética a úmido;

- Separação magnética a seco.
- Alternativas de cominuição
 - Britagem:
 - Britadores giratórios;
 - Britadores de mandíbulas.
 - Moagem:
 - Moinhos de bolas;
 - Moinhos semi-autógenos (SAG);
 - Moinhos de ROM;
 - HPGR (*High Pressure Grinding Rolls*);
 - Moinhos de rolos e anel;
 - Moinhos verticais.

3.3.1 Alternativa A

A alternativa A de rota de beneficiamento (Figura 3.2) se apresenta na forma de um circuito convencional a úmido, de tecnologia amplamente conhecida e empregada atualmente nas grandes usinas de beneficiamento de minério de ferro, com pequenas adaptações.

Ele se baseia na britagem em múltiplos estágios (quatro), seguida de dois estágios de moagem e flotação na configuração *rougher*, *cleaner* e *scavenger*.

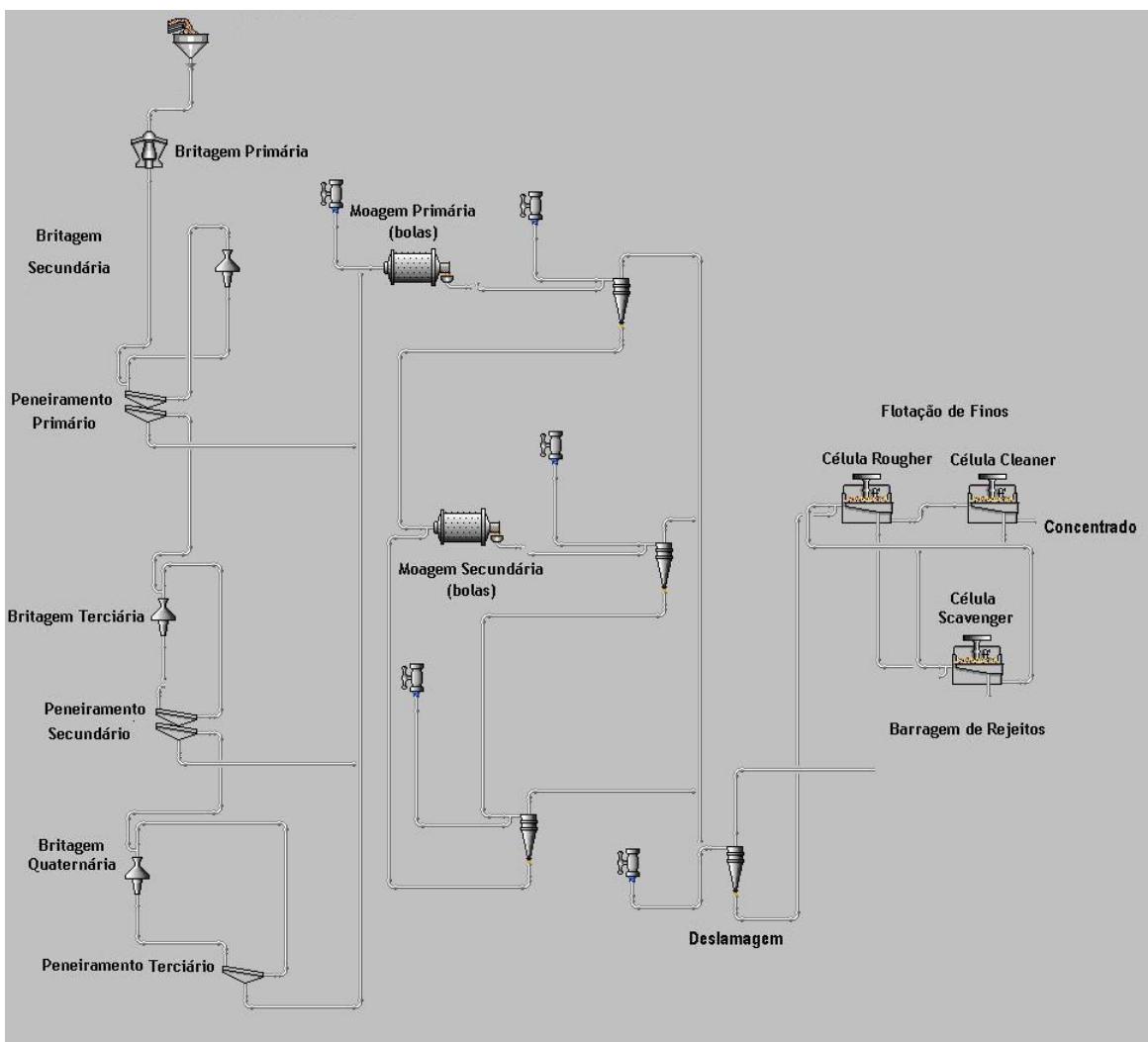


Figura 3.2 - Circuito A

Em termos operacionais é a alternativa mais estável, uma vez que apresenta razões de redução baixas e bem definidas para cada estágio, o que implica em uma alta eficiência energética, minimização de finos e consequente maximização da recuperação. Informações de projetos de uma empresa de mineração sugerem que o teor de lamas gerado nesse circuito de cominuição seria da ordem de 12%.

A grande vantagem esperada desse circuito seria a elevada recuperação da etapa de concentração por flotação. Além disso, ele é o circuito mais robusto em termos da variabilidade do minério, isto é, as características do minério influenciam muito pouco o

desempenho desse circuito, sendo considerado um circuito robusto. Espera-se que o consumo de metal de desgaste e de energia não sejam críticos nesse caso.

Vale a pena ressaltar que parte do produto do peneiramento terciário (-12mm) já seria fino o suficiente para passar somente por um estágio de classificação (provavelmente em hidrociclos) e seguir direto para a etapa de flotação. Diversos engenheiros que atuam na área, entretanto, alertam para os riscos associados a essa prática, uma vez que pode ocorrer que recobrimentos superficiais das partículas prejudiquem a separação seletiva do minério por flotação. Isso pode estar associado tanto a partículas de quartzo que estejam recobertas de partículas ferruginosas, deprimindo-as durante a flotação, quanto de partículas de minerais ferrosos que estejam recobertas por uma película de sílica, o que poderia ativá-las impropriamente. Portanto, cabe destacar que se não houvesse receio quanto à necessidade do uso da moagem dessas partículas já finas para a “limpeza” das partículas, os ganhos econômicos seriam enormes, bem como a recuperação, pela minimização da geração de lamas.

Esses efeitos relatados acima são, ao menos em parte, compensados pela classificação mais eficiente no circuito de moagem secundário, que ocorre em duplo estágio.

A grande desvantagem do circuito é a sua complexidade, uma vez que na etapa de cominuição, o número de britadores, moinhos e de equipamentos acessórios é grande e o custo de investimento é alto, bem como o consumo esperados de energia e água. Além disso, há uma grande dificuldade no que diz respeito a dupla classificação.

3.3.2 Alternativa B

A alternativa B de rota de beneficiamento (Figura 3.3) se apresenta na forma de um circuito convencional a úmido, de tecnologia amplamente conhecida e empregada atualmente nas grandes usinas de beneficiamento de minério de ferro, com pequenas adaptações.

Ele se baseia na britagem em múltiplos estágios (quatro), seguida de um único estágio de moagem e flotação na configuração rougher, cleaner e scavenger.

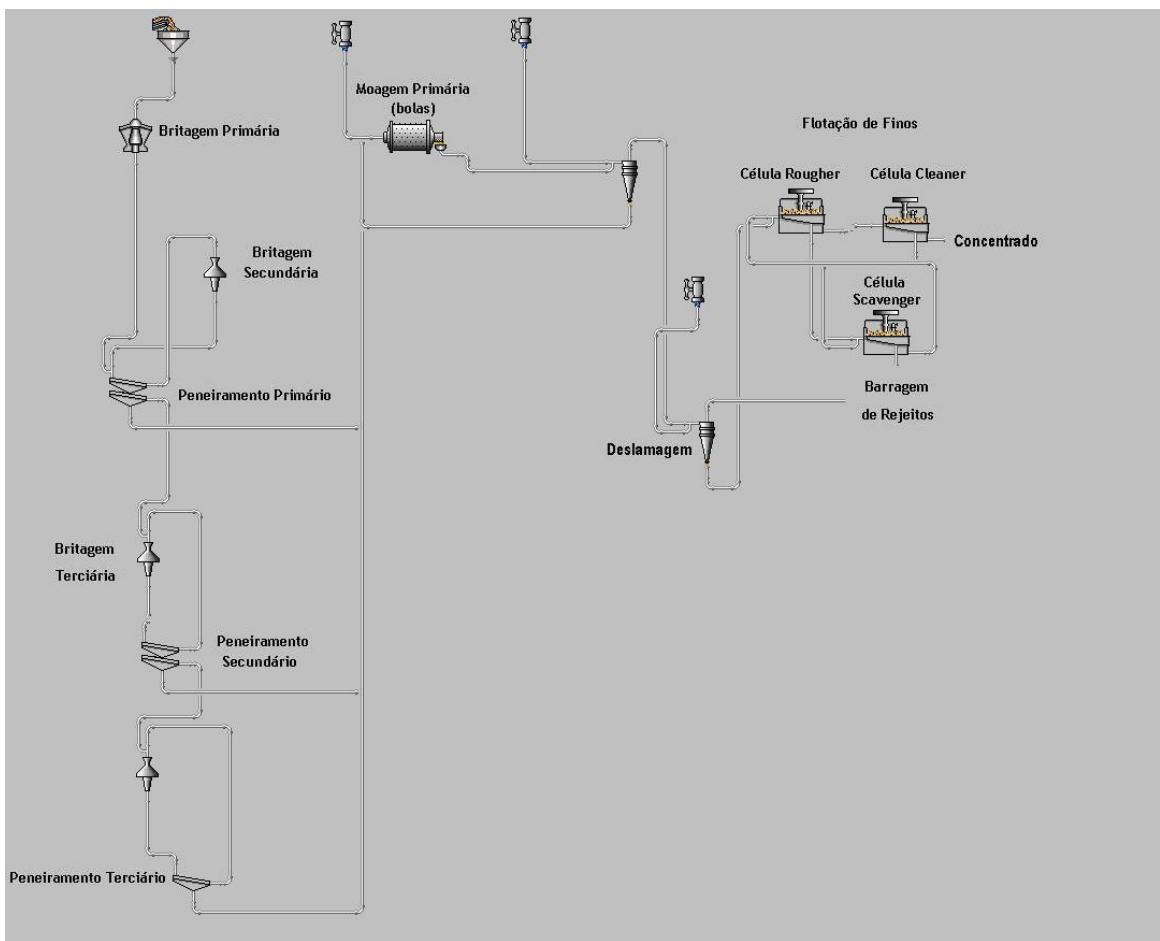


Figura 3.3 - Circuito B

O circuito mantém as vantagens do anterior, diferenciando-se pela maior simplicidade. A desvantagem seria potencialmente a maior geração de lamas e a menor capacidade de lidar com grandes variações das características do minério.

3.3.3 Alternativa C

A alternativa C de rota de beneficiamento (Figura 3.4) se apresenta na forma de um circuito de moinho SAG a úmido, seguido de moinho de bolas (SAB) de tecnologia amplamente conhecida e muito empregada na indústria mineral, conforme descrito na revisão da literatura.

O circuito incluiu moagem em dois estágios, sendo o primeiro em moinho SAG e o segundo em moinhos de bolas e flotação na configuração rougher, cleaner e scavenger. O ROM alimenta uma etapa de peneiramento em malha 12 mm, cuja fração retida segue diretamente ao estágio de moagem em moinho SAG, uma vez que esse tipo de moinho necessita de partículas grossas para atuarem como corpos moedores.

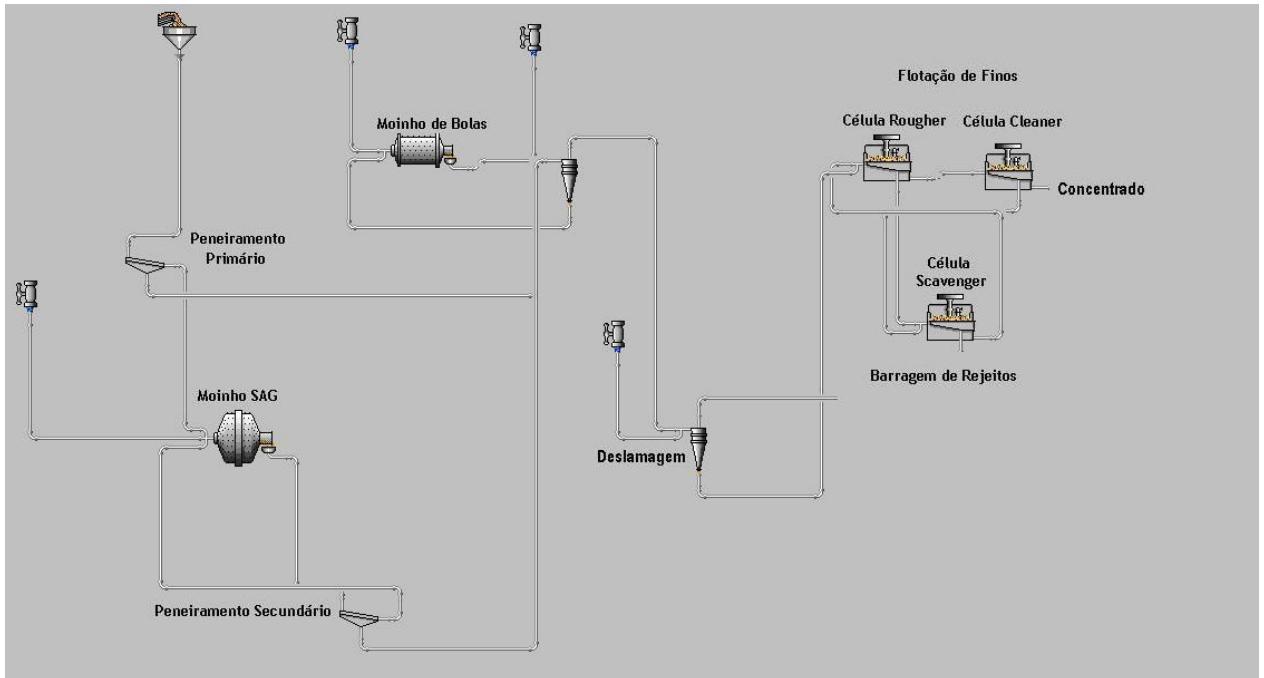


Figura 3.4 - Circuito C

A grande vantagem do circuito é a sua simplicidade. Além disso, o custo de investimento comparativamente mais baixo, bem como a geração de lamas. Além disso, espera-se que o consumo de energia e de água sejam comparáveis àqueles dos circuitos anteriores.

Vale destacar que o moinho SAG possui certa tendência a promover fratura intergranular, o que melhoraria a liberação do minério, aumentando a sua recuperação. A classificação reversa na moagem no moinho de bolas também contribui para a minimização da produção de lamas.

No entanto, um grande desafio desse tipo de circuito é a grande sensibilidade em relação a variações das características do minério. Minérios muito friáveis, por exemplo, tendem a formar corpos moedores incompetentes, o que os leva a quebrar com grande facilidade no interior do moinho semi-autógeno, deixando de atuar como corpos moedores. Isso é particularmente crítico no caso de itabiritos semi-compactos e friáveis. Uma alternativa para minimizar esse problema é fazer um estudo e planejamento da lavra e, assim, a realização de uma blendagem apurada de minérios, a fim de compor uma alimentação com a competência necessária na alimentação do moinho.

Apesar dos gastos com corpos moedores e em revestimentos serem menores, quando comparado aos moinhos convencionais, há uma série de relatos de problemas apresentados pelos moinhos SAG nos últimos anos, sendo a sua aplicação a minérios friáveis provavelmente problemática. O acúmulo de determinadas frações granulométricas na carga do moinho (tamanho crítico) resulta na limitação da taxa de alimentação nova e, portanto, da capacidade do circuito. Essa questão pode ser contornada inserindo um britador de reciclo, que tem a função de estabilizar (através da quebra das partículas denominadas “cascalhos”, de aproximadamente 20mm).

Estudos em escala piloto realizados por uma empresa demonstram que esse circuito de cominuição é responsável pela geração de 12% de lamas, sendo o seu consumo energético da ordem de 11-12 kWh/t.

3.3.4 Alternativa D

A alternativa D de rota de beneficiamento (Figura 3.4) se apresenta na forma de um circuito que utiliza o HPGR, de tecnologia bastante conhecida na indústria mineral, porém ainda não aplicada amplamente nas usinas de beneficiamento de minério de ferro.

O circuito foi configurado com britagem em três estágios, sendo o terceiro formado pelo HPGR, seguida de moagem em moinhos de bolas e flotação em configuração *rougher*, *cleaner* e *scavenger*.

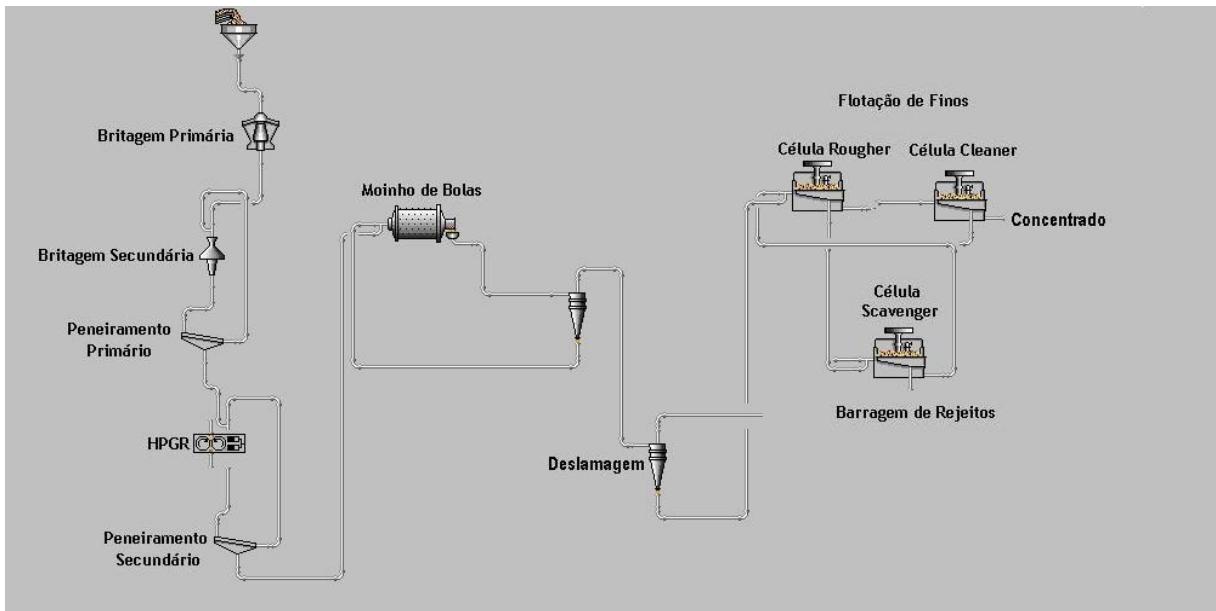


Figura 3.5 - Circuito D

A grande vantagem desse circuito é que o uso do HPGR na substituição de dois estágios de britagem e da moagem primária permite uma redução do consumo de energia, simplificando o *lay-out* do processo de forma significativa. O equipamento apresenta elevada eficiência energética, sendo que as características do minério não influenciam a eficiência do circuito e o consumo de metal e desgaste não são, aparentemente, críticos.

Devido à característica do HPGR de receber eficientemente partículas finas juntamente com partículas grossas, optou-se por não peneirar em duplo *deck*.

Além disso, o HPGR tende a induzir fraturamento intergranular no minério, o que pode implicar em uma melhor liberação do minério e consequente aumento da recuperação no processo de concentração. No entanto, é provável que esse circuito promoverá maiores perdas pela geração de lamas, devido à sobremoagem. De fato, estudos confidenciais sugerem que circuitos de cominuição desse tipo sejam responsáveis pela geração adicional

de 3% de lamas em relação aos circuitos convencionais, que envolvem britagem multiestagiada seguida de moagem. Além disso, é provável que o custo de investimento seja classificado entre intermediário e alto.

Dados confidenciais sugerem que os revestimentos dos rolos do HPGR tenham duração de cerca de 4000 horas para minérios de ferro itabiríticos, enquanto a duração estimada é de 8000 horas no caso de minérios de cobre. Além disso, estima-se que um circuito semelhante tenha um consumo de energia da ordem de 10 kWh/t.

3.3.5 Alternativa E

A alternativa E das rotas de beneficiamento (Figura 3.6) se apresenta na forma de um circuito que inclui quatro estágios de britagem, seguida de dois estágios de moagem, o primeiro em moinho de bolas e o segundo em moinho atritor. Além disso, o *underflow* da deslamagem alimenta as células de flotação na configuração *rouger, cleaner e scavenger*.

Com excessão da substituição do moinho de bolas do estágio de moagem secundária pelo moinho atritor, esse circuito se apresenta idêntico ao circuito A, retendo diversas de suas vantagens.

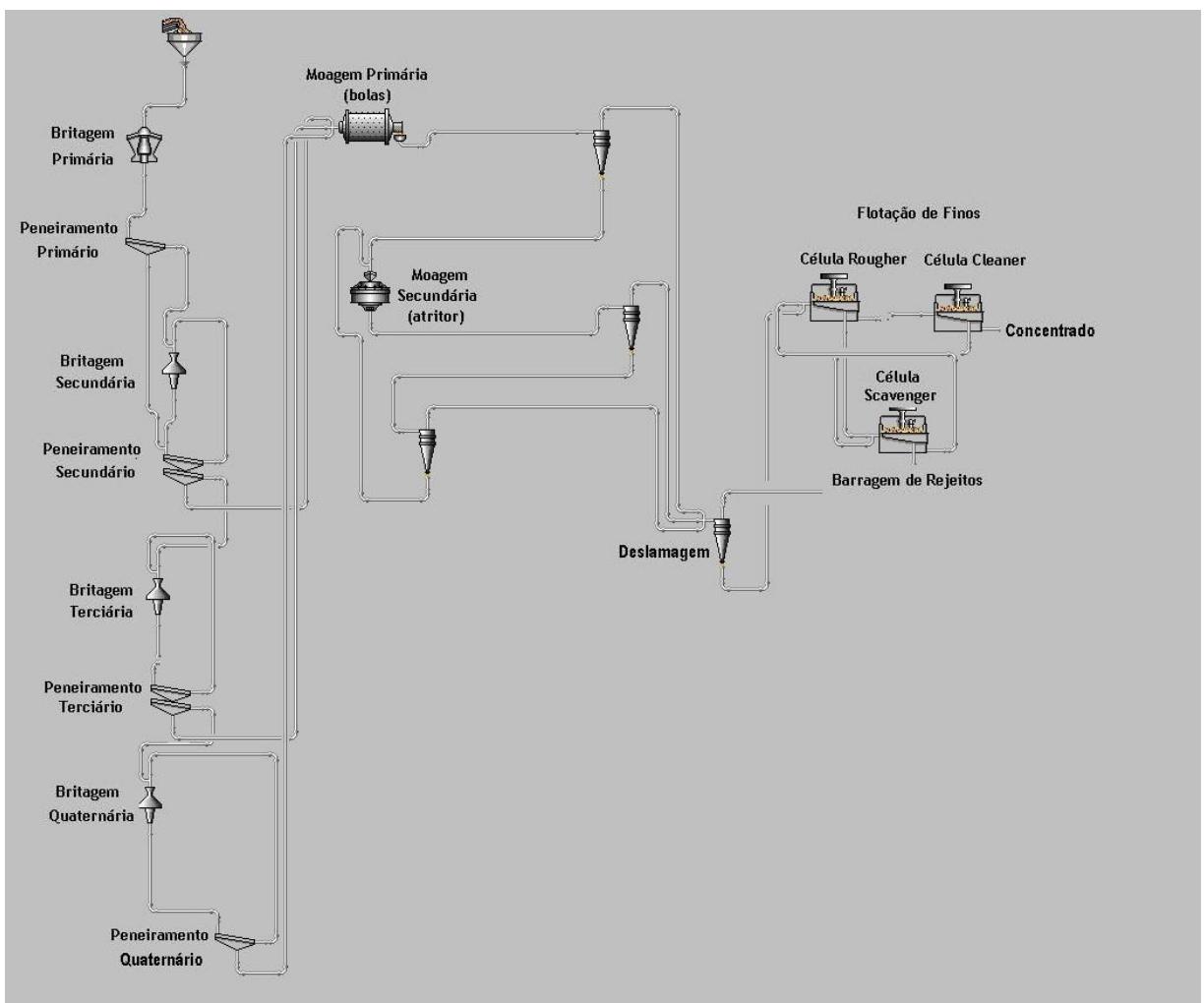


Figura 3.6 - Circuito E

A grande vantagem adicional desse circuito, quando comparado ao circuito A, é a maior eficiência alcançada substituindo o moinho secundário de bolas pelo moinho atritor. O fabricante do Vertimill sugere que a substituição de moinhos de bolas por moinhos verticais permite reduções do consumo de energia da ordem de 20% na eficiência (Davey, 2006).

3.3.6 Alternativa F

A alternativa F de rota de beneficiamento (Figura 3.7) se apresenta na forma de um circuito que utiliza o moinho ROM a úmido, de tecnologia não muito conhecida no Brasil e ainda não empregada em usinas de beneficiamento de minério de ferro.

O circuito inclui britagem em estágio único seguida de moagem em duplo estágio em moinhos ROM e flotação na configuração *rougher*, *cleaner* e *scavenger*.

O moinho ROM é muito utilizado na África do Sul em minérios platinóides (de baixa competência) com muito bom desempenho (Powell *et al*, 2006).

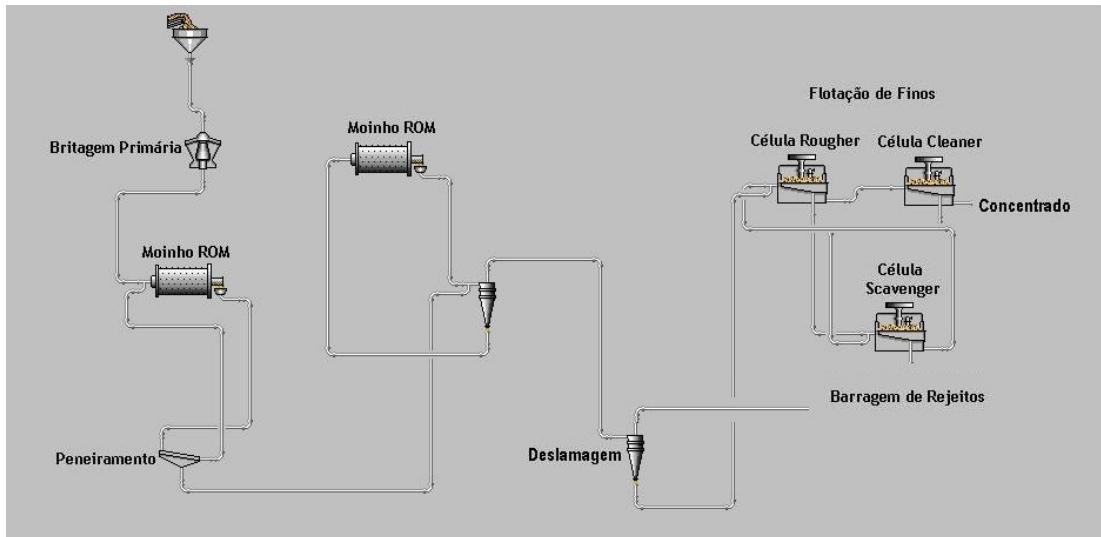


Figura 3.7 - Circuito F

Esse circuito também se apresenta de forma muito simples e, por isso, se apresenta bastante atrativo, uma vez que demanda menos mão de obra de manutenção. Além disso, o circuito é muito robusto para lidar com características variáveis de moabilidade do minério que circuitos baseados em moinhos semi-autógenos com alta razão de aspecto, ou seja, as características do minério têm uma influência mais limitada no seu desempenho.

No entanto, o consumo de energia do moinho ROM é, provavelmente, mais alto se comparado ao moinho SAG, assim como a taxa de desgaste de bolas e revestimentos.

Embora ainda não seja conhecida, é provável que a geração de lamas e o custo de investimento sejam comparáveis ao circuito baseado no moinho SAG convencional.

Conforme mencionado na revisão, dados de moinhos em operação na África do Sul demonstram que em torno de 10% dos custos de operação do moinho ROM estão associados à reposição de revestimentos, 35% de energia e 55% de bolas. Esse moinho normalmente é operado com grau de enchimento de 25 a 30% sendo, além desses, 3% da própria rocha. Quanto à análise granulométrica, 35% do ROM é menor que 150mm, uma vez que esse tipo de equipamento lida com granulometria muito grossa e uma faixa pequena de rochas competentes (menor que 10%). Como a sua eficácia na sua aplicação para minérios competentes ainda é questionável, considera-se que a mesma não seja recomendável, preferindo-se os moinhos SAG de alta razão de aspecto (Powell *et al.*, 2001).

3.3.7 Alternativa G

A alternativa G de beneficiamento (Figura 3.8) se apresenta na forma de um circuito úmido e não convencional por utilizar o moinho de rolos vertical, uma tecnologia nova e ainda não empregada em usinas de beneficiamento de minério de ferro. Esse equipamento tem sido muito utilizado na indústria cimenteira, mas apenas recentemente está sendo introduzido na indústria mineral.

O circuito inclui dois estágios de britagem seguidos de duplo estágio de moagem em moinhos de rolos vertical. Além disso, o *underflow* da deslamagem alimenta as células de flotação em configuração *rougher*, *cleaner* e *scavenger*.

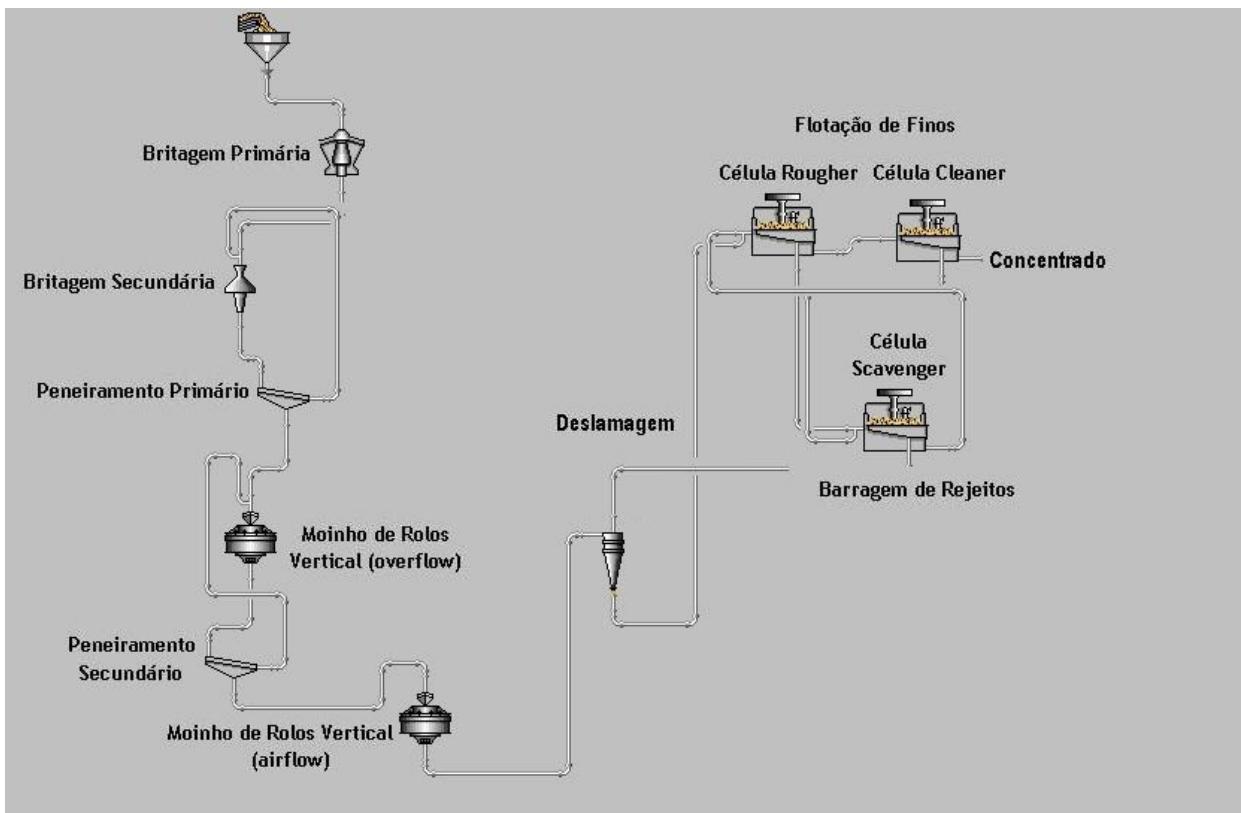


Figura 3.8 - Circuito G

Como grande vantagem pode-se citar a maior eficiência energética do circuito, que se deve à cominuição mais eficiente nesse tipo de moinho. Além disso, o circuito em questão se apresenta de forma menos complexa, sobretudo quando comparado ao circuito A..

Um outro ponto importante é o fato do equipamento possuir um classificador interno acoplado no modo *airflow* evitando estágios de classificação posteriores. No entanto, é o classificador que gasta muita energia nesse equipamento.

Além disso, é provável que esse tipo de moinho promova uma melhora nas características de liberação do minério, também tendo a vantagem da minimização da sobremoagem e da geração de lamas. No entanto, a influência das características do minério nesse circuito ainda é pouco conhecida e deverá ser analisada previamente à sua aplicação. O consumo de metal de desgaste também deve ser significativo, ainda que não

tenham sido avaliados para esse tipo de minério. Nesse caso, altas taxas de desgaste de revestimentos de rolos demandariam trocas freqüentes de revestimentos, o que poderia comprometer a disponibilidade mecânica do mesmo. Para remediar esse problema, a empresa Loesche, recentemente propôs moinhos desse tipo que contam com até seis rolos, permitindo a reposição parcial dos rolos durante a operação do moinho com os quatro rolos restantes (Gerold, 2010).

Provavelmente uma das maiores desvantagens desse circuito é a questão do custo de investimento, uma vez que o moinho de rolos vertical é um equipamento bastante dispendioso.

3.3.8 Alternativa H

A alternativa H de rota de beneficiamento (Figura 3.9) se apresenta na forma de um circuito convencional de preparação, conservador, a seco, de tecnologia amplamente conhecida, porém não empregada atualmente nas usinas de beneficiamento de minério de ferro, principalmente quando comparado ao circuito A.

O circuito inclui britagem em quatro estágios seguido de moagem em estágio único em moinho de bolas. A moagem é toda realizada a seco, bem como a concentração, por separação magnética.

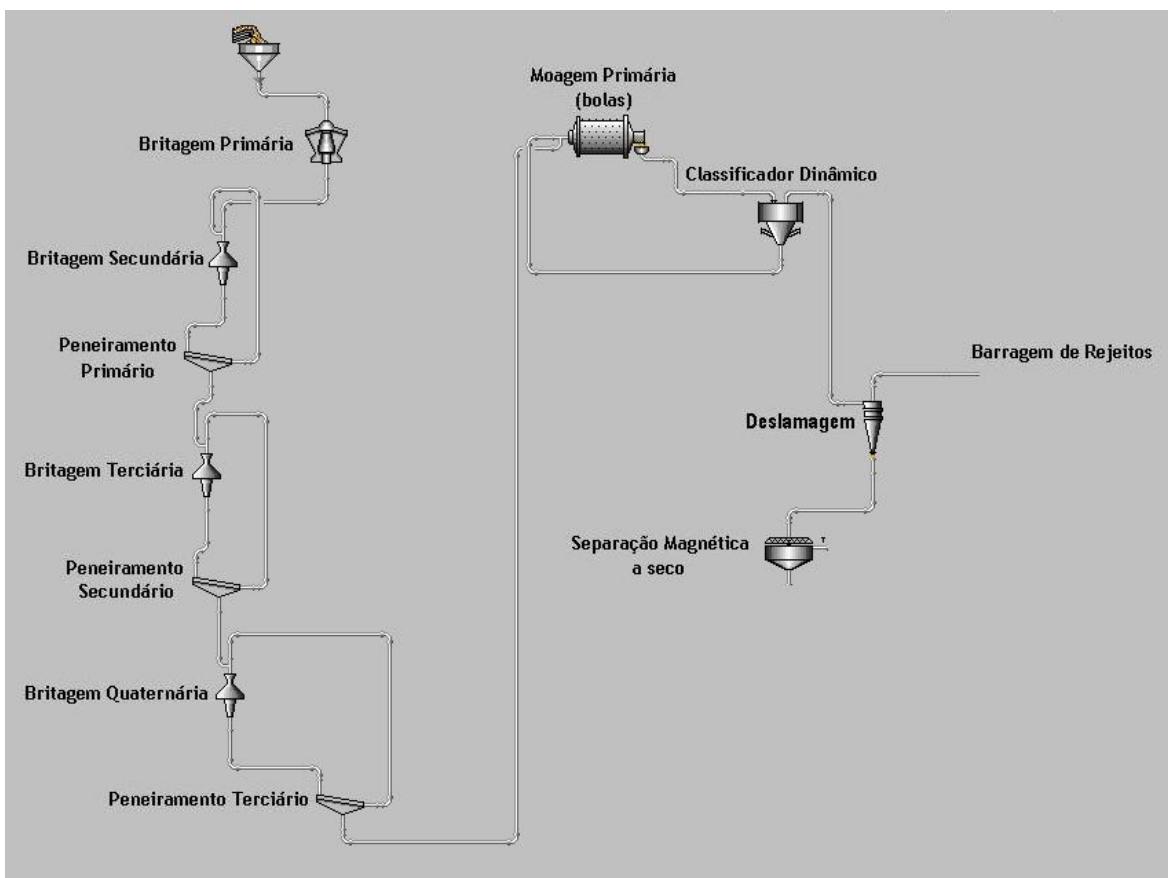


Figura 3.9 - Circuito H

Por apresentar um único estágio de moagem, variações nas características do minério vão influenciar no caso desse circuito. Sua complexidade ainda é grande, mas é menor que aquela do circuito A.

O desempenho quanto à recuperação desse circuito é desconhecido. Isso se deve, em parte, ao fato de que a geração de lamas é maior quando a rota utilizada é a seco, ou seja, a perda na recuperação é maior, uma vez que a eficiência a seco é menor quando comparada a úmido. Além disso, também existem as incertezas associadas à concentração magnética a seco.

Uma outra desvantagem provável desse circuito é grande geração de poeiras. A formação de pó de minério pode provocar problemas ambientais ou ser extremamente prejudicial à saúde se inalado por longos períodos de tempo, de maneira que medidas

precisam ser tomadas para coletá-las por meio de dispositivos como filtros de manga, entre outros. Além disso, a geração de lamas é maior do que no caso do circuito a úmido e o consumo de energia da moagem também (pela menor eficiência).

Além disso, o custo de investimento é maior quando comparado ao circuito A e a capacidade do equipamento de separação magnética é baixa. Por outro lado, o consumo de metal é mais reduzido e circuito não demanda bacias de recuperação de água.

3.3.9 Alternativa I

A alternativa I de rota de beneficiamento (Figura 3.10) se apresenta na mesma forma do circuito G (Figura 3.8) diferenciando-se, unicamente, pela via seca utilizada ao invés da úmida. O *underflow* da deslamagem alimenta a separação magnética.

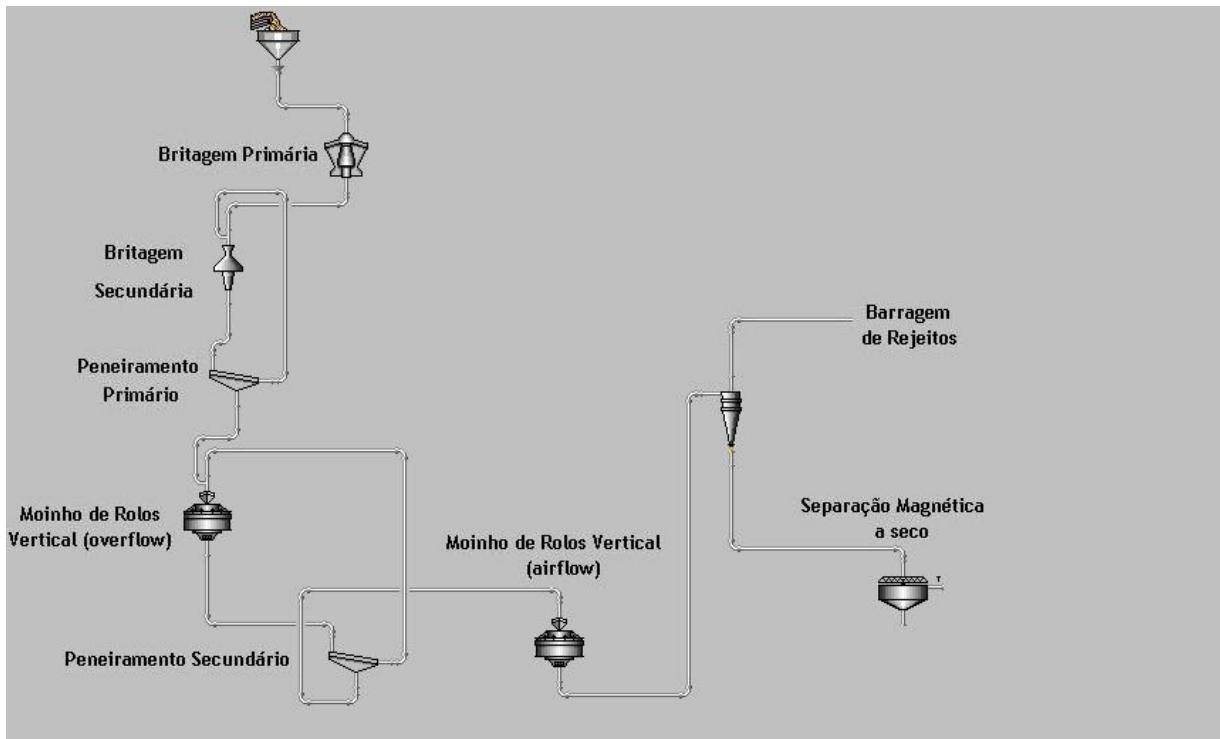


Figura 3.10 - Circuito I

O produto gerado após a moagem vai direto para a deslamagem, seguida da separação magnética a seco. Esse circuito tem o potencial de evitar a sobremoagem do minério, uma vez que emprega na cominuição predominantemente moinhos de rolos e anel. Além disso, a melhor liberação que ele confere ao minério pode permitir a moagem mais grosseira, o que teria a vantagem adicional de permitir a separação magnética do produto do circuito de preparação do minério de forma mais eficiência nos separadores magnéticos atualmente disponíveis. Entretanto, estudos adicionais são necessários para avaliar aspectos adicionais do circuito, como a eficiência da operação de deslamagem, a eficiência da separação magnética, bem como o consumo energético global do circuito.

3.4. Simulações de circuitos selecionados

Após a análise crítica das rotas alternativas para o processamento do itabirito semi-compacto, pode-se definir aquelas mais interessantes, realizar simulações de desempenho e comparar os resultados obtidos com o que já foi discutido até então.

Os circuitos A, B e C (Figura 3.2, Figura 3.3 e Figura 3.4, respectivamente) foram selecionados como as alternativas de processo de cominuição mais interessantes, uma vez que seus desempenhos estão sendo avaliados e questionados atualmente na indústria. A partir disso, foram realizadas simulações no *software JKSimMet®*.

As simulações visaram estabelecer dimensões, número de equipamentos, consumo energético específico e taxa de desgaste, bem como as condições de operação adequadas para cada uma das configurações de circuito selecionadas, em função das especificações do produto para as etapas subsequentes.

A seleção e o dimensionamento dos equipamentos de britagem para simulação tiveram como base o manual de cominuição da Metso Minerals (2005) e comparações com dados industriais reais da análise granulométrica do produto da britagem primária, da alimentação da moagem de um circuito industrial de moagem de minério de ferro brasileiro e a especificação granulométrica da alimentação da flotação ($P_{95} < 150 \mu\text{m}$). A capacidade anual prevista dos circuitos resulta em uma capacidade horária média de 2.500 t/h

($2.500 \times 365 \times 24 \times 0,85$), considerando um fator de utilização médio dos equipamentos do circuito igual a 0,85.

A diferença de massa específica em relação àquela listada no manual do fabricante dos britadores ($1,6\text{g}/\text{cm}^3$) foi compensada levando em consideração que o minério de ferro apresenta densidade de $3,8\text{g}/\text{cm}^3$, o que equivale a uma densidade aparente de, aproximadamente, $2,25\text{ g}/\text{cm}^3$.

Parâmetros como a APF (abertura da posição fechada), percentual de sólidos, pressão, vortex, apex, eficiência, tamanho de bolas e percentual da velocidade crítica também foram cuidadosamente ajustados, com o objetivo de melhor se aproximar da realidade industrial. A percentagem de sólidos da alimentação do ciclone e sua pressão foram controladas na faixa de 35 a 60% e 80 a 130 kPa, respectivamente. O valor do parâmetro de eficiência foi baseado no estudo realizado por Melo (2010) que tratou da classificação de polpas de minério de ferro.

3.4.1 Simulação Circuito A

O fluxograma do circuito e seu respectivo balanço de massas está representado na Figura 3.11.

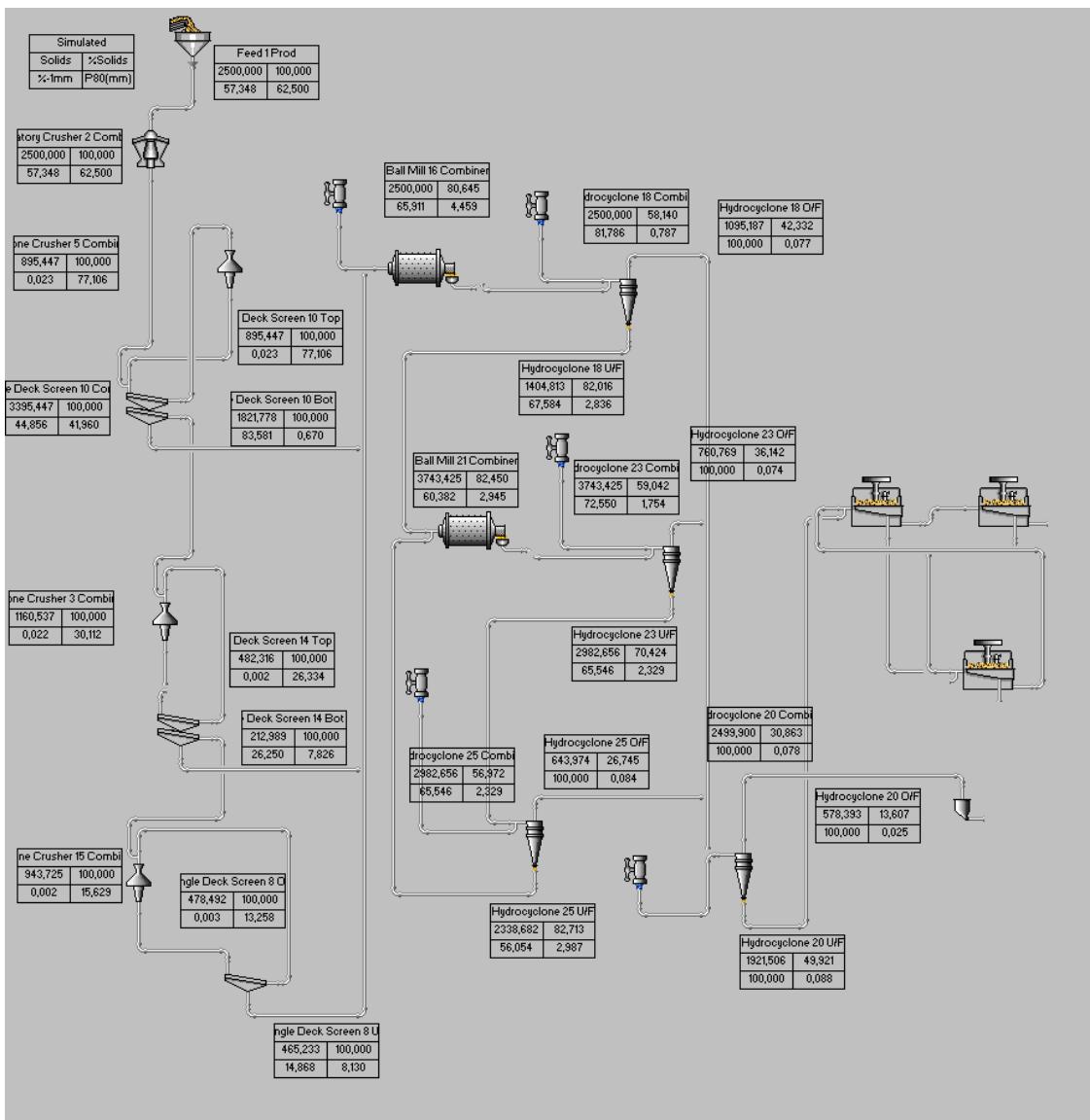


Figura 3.11 - Simulação circuito A

Com relação ao produto da britagem primária, embora apresente *top-size* de 250 mm, o P₈₀ foi calculado em apenas 42 mm, o que significa uma quantidade muito alta de finos naturais do próprio ROM e não apenas aqueles gerados pelo britador primário.

O produto britado é encaminhado ao circuito de moagem em moinhos com bolas, que foi simulado com hidrocyclones, cujo *overflow* constitui-se no produto final da etapa de cominuição, que segue para a etapa de deslamagem.

A Tabela 3.6 e Tabela 3.7 apresentam o sumário dos dimensionamentos dos britadores e moinhos bem como o número de equipamentos e modelos selecionados. Para cada equipamento são também apresentadas as potências consumidas.

Os dimensionamentos indicaram para a etapa primária um britador giratório marca Metso modelo 42-65 MK-II, para a etapa secundária um britador cônicos marca Metso modelo MP 800, para a etapa terciária 2 britadores cônicos marca Metso modelo HP 800 e para a etapa quaternária quatro britadores cônicos marca Metso modelo HP 400 (Tabela 3.6).

Tabela 3.6 - Sumário dimensionamento de britadores do circuito A

Britagem primária

Alimentação	2.500	t/h
APF	80	mm
Modelo do britador	42-65 MK-II	giratório
Capacidade nominal	2.527	t/h
Quantidade de britadores	1	
Energia consumida por britador	182,90	kW

Britagem secundária

Alimentação	932	t/h
APF	40	mm
Modelo do britador	MP 800	cônico
Capacidade nominal	1544-1804	t/h
Quantidade de britadores	1	
Energia consumida por britador	240,10	kW

Britagem terciária

Alimentação	1.158	t/h
APF	20	mm
Modelo do britador	HP 800	cônico
Capacidade nominal	855-1071	t/h
Quantidade de britadores	2	
Energia consumida por britador	143,60	kW

Britagem quaternária

Alimentação	943	t/h
APF	10	mm
Modelo do britador	HP 400	cônico
Capacidade nominal	196-245	t/h
Quantidade de britadores	4	
Energia consumida por britador	167,60	kW

A distribuição granulométrica da alimentação da moagem está representado pela curva verde na Figura 3.12. Seu P_{80} foi calculado em 4,46 mm.

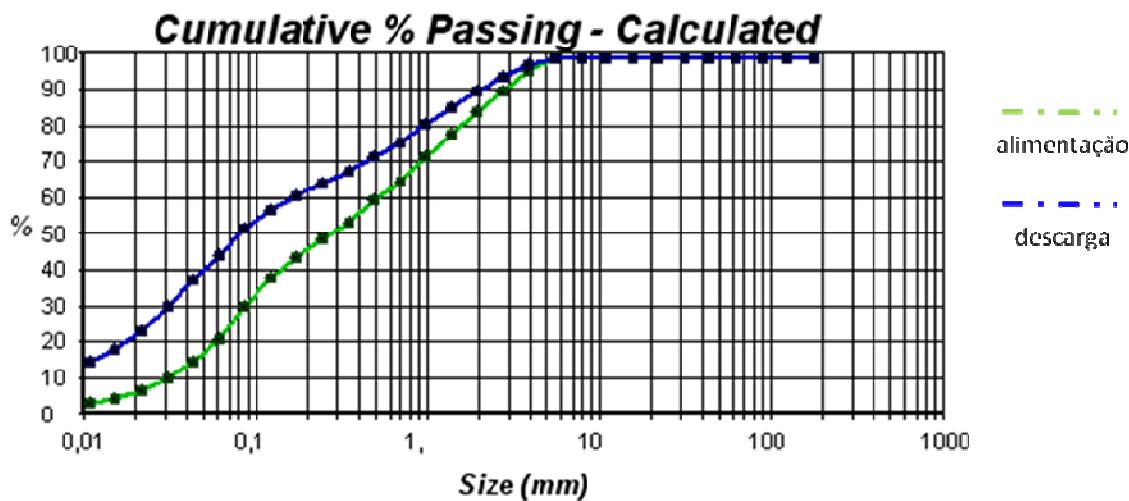


Figura 3.12 - Distribuição granulométrica da alimentação e do produto da moagem do circuito A

Na etapa de moagem primária foram dimensionados dois moinhos com diâmetro de 5,2 m e comprimento de 7 m, grau de enchimento nominal de 40% e velocidade fixa equivalente a 70% do valor crítico. Sob tais condições a motorização necessária para cada moinho foi calculada em 3.414 kW. Na etapa de moagem secundária foram dimensionados quatro moinhos com as mesmas características do anterior. Sob tais condições a motorização necessária para cada moinho foi também calculada em 3.417 kW (Tabela 3.7).

Tabela 3.7 - Sumário dimensionamento de moinhos do circuito A

Moagem (bolas)	primária	secundária	
Alimentação	2.500	3.743	t/h
Água	600	-	t/h
Sólidos	80,60	82,40	%
Diâmetro	5,20	5,20	m
Comprimento	7,00	7,00	m
Velocidade de Rotação (% da Crítica)	70	70	%
Carga nominal/máxima de bolas	40	40	%
Wi (work index)	10	10	kWh/t
Top Size Bolas	50	30	mm
Energia Consumida (Overflow)	3.414,00	3.417,00	kW
Quantidade de moinhos	2	4	

Como o circuito de moagem primária foi configurado com duas linhas paralelas, cada linha deverá ser alimentada com 1.250 t/h. Sob tais condições, cada linha deverá incluir 12 hidrocyclones com diâmetro de 0,4 m, alimentados à pressão de 84 kPa. Já o circuito de moagem secundária foi configurado com quatro linhas paralelas, cada linha deverá ser alimentada com 936 t/h (taxa nominal). Sob tais condições, cada linha deverá incluir 9 ciclones com diâmetro de 0,4 m, alimentados à pressão de 80 kPa (Tabela 3.8).

O *overflow* dos hidrocyclones alimenta a etapa de deslamagem anterior à etapa de flotação. A simulação indicou perda de 23% devido a geração de lamas. A distribuição granulométrica dos hidrocyclones da etapa de deslamagem está representada na Figura 3.13, sendo a curva verde da alimentação, a azul do *underflow* e a roxa do *overflow*.

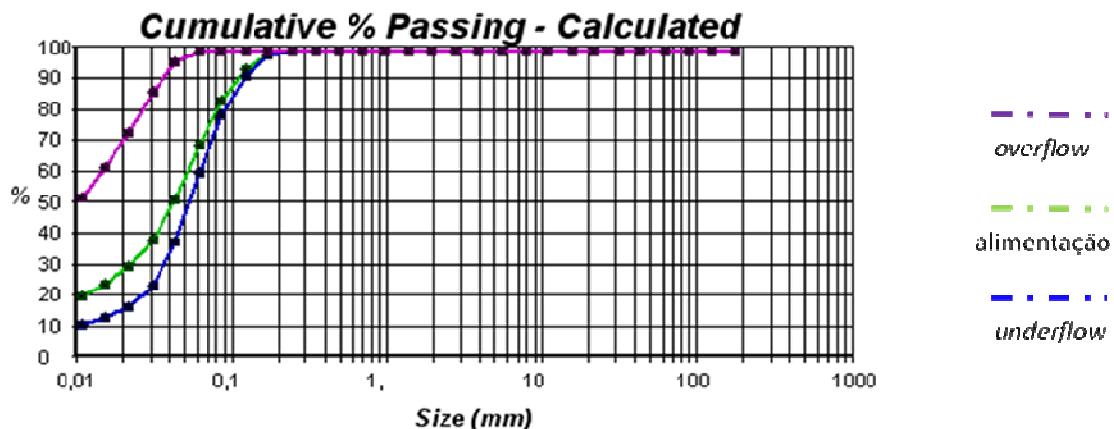


Figura 3.13 – Distribuições granulométricas dos fluxos em torno dos hidrocyclones da deslamagem do circuito A

As principais especificações dos hidrocyclones dimensionados da etapa de classificação e deslamagem estão representadas na Tabela 3.8.

Tabela 3.8 - Especificações dos hidrociclones dimensionados da etapa de classificação e deslamagem do circuito A

	Classificação			Deslamagem	
	Hidrociclone 1	Hidrociclone 2	Hidrociclone 3	Hidrociclone 4	
Alimentação	2.500	3.743	2.983	2.500	t/h
Água	1.200	1.800	1.000	1.000	t/h
Sólidos	58,10	59,00	56,90	40,00	%
Diâmetro	0,40	0,40	0,40	0,25	m
Vortex	0,10	0,10	0,10	0,15	m
Apex	0,06	0,09	0,07	0,10	m
Comprimento do cilindro	0,90	0,90	0,90	0,45	m
Eficiência	3,00	3,00	3,00	3,00	
Pressão	84	80	93	132	kPa
Quantidade de hidrociclones	24	36	28	60	

3.4.2 Simulação Circuito B

O fluxograma do circuito e seu respectivo balanço de massas está representado na Figura 3.14

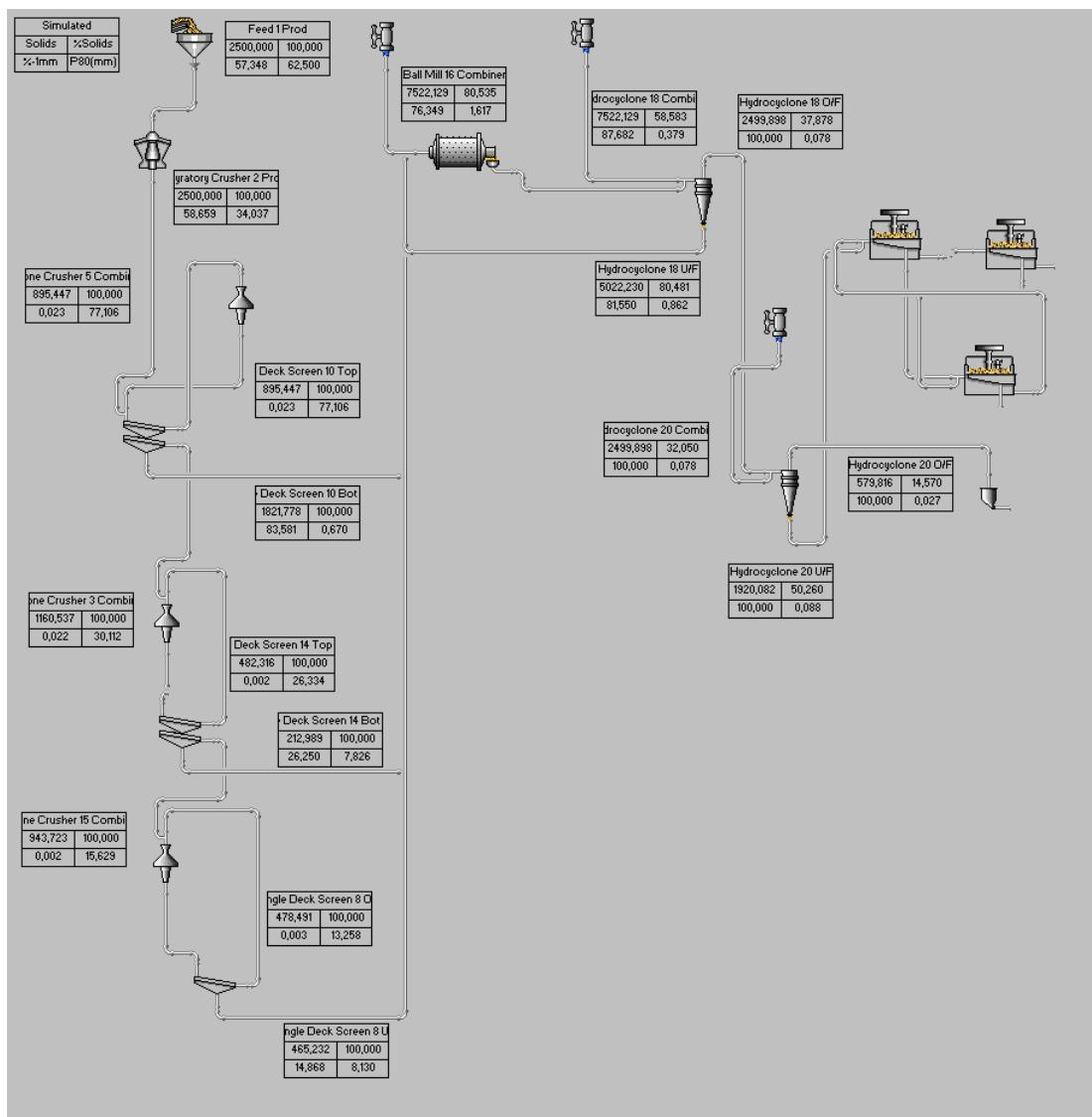


Figura 3.14 - Simulação circuito B

O circuito difere do anterior somente pelo estágio de moagem único. A Tabela 3.9 e Tabela 3.10 apresentam o sumário dos dimensionamentos dos britadores e moinhos, bem como o número de equipamentos e modelos selecionados. Para cada equipamento são também apresentadas as potências consumidas.

O produto britado é encaminhado ao circuito de moagem em moinhos com bolas, que foi simulado com hidrociclones, cujo *overflow* constitui-se no produto final da etapa de cominuição, que segue para a etapa de deslamagem.

Tabela 3.9 - Sumário do dimensionamento de britadores do circuito B

Britagem primária

Alimentação	2.500	t/h
APF	80	mm
Modelo do britador	42-65 MK-II	giratório
Capacidade nominal	2.527	t/h
Quantidade de britadores	1	
Energia consumida por britador	182,90	kW

Britagem secundária

Alimentação	932	t/h
APF	40	mm
Modelo do britador	MP 800	cônico
Capacidade nominal	1544-1804	t/h
Quantidade de britadores	1	
Energia consumida por britador	240,10	kW

Britagem terciária

Alimentação	1.158	t/h
APF	20	mm
Modelo do britador	HP 800	cônico
Capacidade nominal	855-1071	t/h
Quantidade de britadores	2	
Energia consumida por britador	143,60	kW

Britagem quaternária

Alimentação	943	t/h
APF	10	mm
Modelo do britador	HP 400	cônico
Capacidade nominal	196-245	t/h
Quantidade de britadores	4	
Energia consumida por britador	167,60	kW

A análise granulométrica da alimentação da moagem está representado pela curva verde na Figura 3.15. Seu P_{80} foi calculado em 1,6 mm.

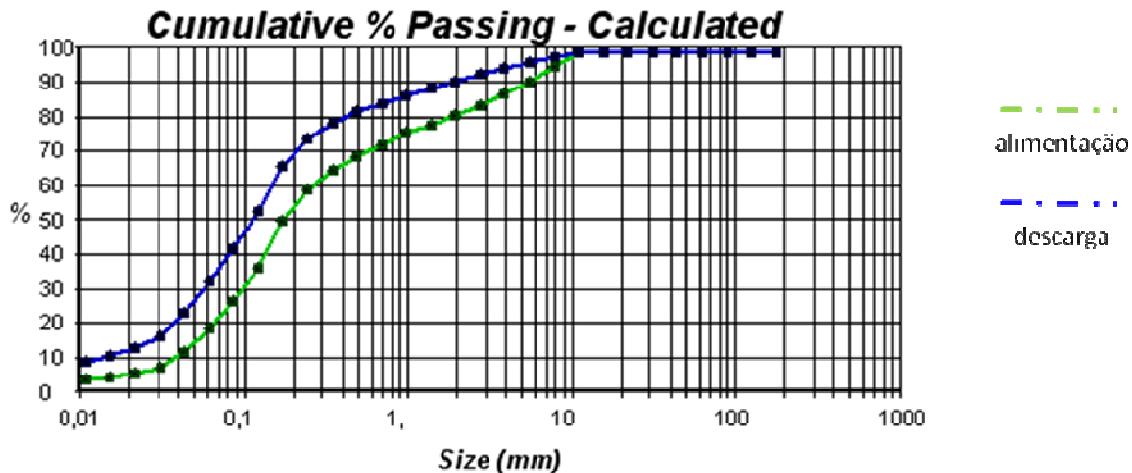


Figura 3.15 - Distribuição granulométrica da alimentação e da descarga do moinho do circuito B

Na etapa de moagem foram dimensionados seis moinhos com diâmetro de 5,2 m e comprimento de 7 m, grau de enchimento nominal de 40% e velocidade fixa equivalente a 70% do valor crítico. Sob tais condições a motorização necessária para cada moinho foi calculada em 3.413 kW (Tabela 3.10).

Tabela 3.10 - Sumário do dimensionamento de moinhos do circuito B

Moagem (moinho de bolas)		
Alimentação	7.522	t/h
Água	600	t/h
Sólidos	80,50	%
Diâmetro	5,20	m
Comprimento	7,00	m
Velocidade de Rotação (% da Crítica)	70	%
Carga nominal/máxima de bolas	40	%
Wi (work index)	10	kWh/t
Top Size Bolas	50	mm
Energia consumida (Overflow)	3.413,00	kW
Quantidade de moinhos	6	

Como o circuito de moagem foi configurado com seis linhas paralelas, cada linha deverá ser alimentada com 1.254 t/h. Sob tais condições, cada linha deverá incluir 15 hidrociclones com diâmetro de 0,3 m, alimentados à pressão de 93 kPa (Tabela 3.11).

O *overflow* dos hidrociclones alimenta a etapa de deslamagem anterior a etapa de flotação. A simulação indicou perda de 23% devido a geração de lamas. A distribuição granulométrica dos hidrociclones da etapa de deslamagem está representado na Figura 3.16, sendo a curva verde da alimentação, azul do *underflow* e roxa do *overflow*.

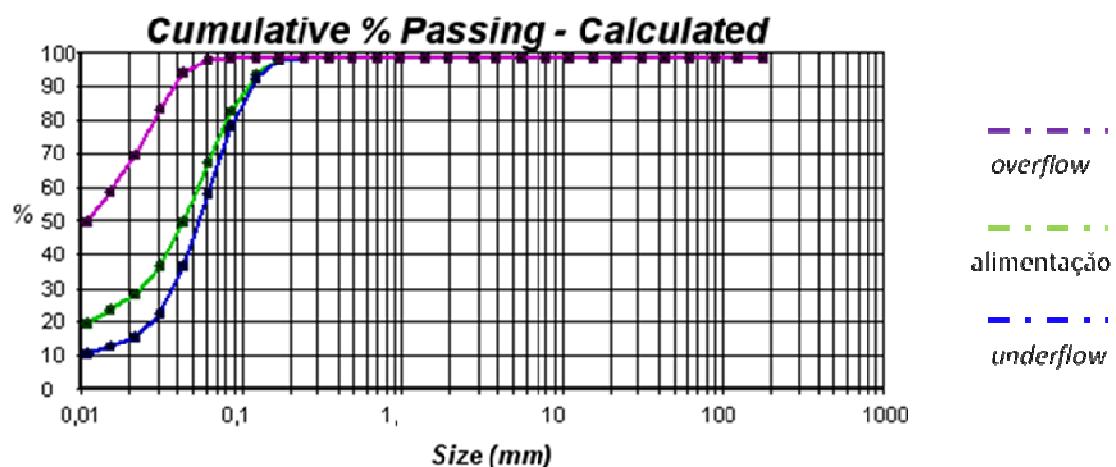


Figura 3.16 – Análise granulométrica dos fluxos em torno dos hidrociclones da etapa de deslamagem do circuito B

As principais especificações dos hidrociclones dimensionados da etapa de classificação e deslamagem estão representadas na Tabela 3.11.

Tabela 3.11 - Especificações dos hidrociclones dimensionados da etapa de classificação e deslamagem do circuito B

	Classificação	Deslamagem	
	Hidrociclone 1	Hidrociclone 2	
Alimentação	7.522	2.500	t/h
Água	3.500	1.200	t/h
Sólidos	58,50	35,00	%
Diâmetro	0,30	0,25	m
Vortex	0,09	0,15	m
Apex	0,06	0,10	m
Comprimento do cilindro	0,90	0,45	m
Eficiência	3,00	3,00	
Pressão	93	121	kPa
Quantidade de hidrociclones	90	60	

3.4.3 Simulação Circuito C

O fluxograma do circuito e seu respectivo balanço de massas é representado na Figura 3.17.

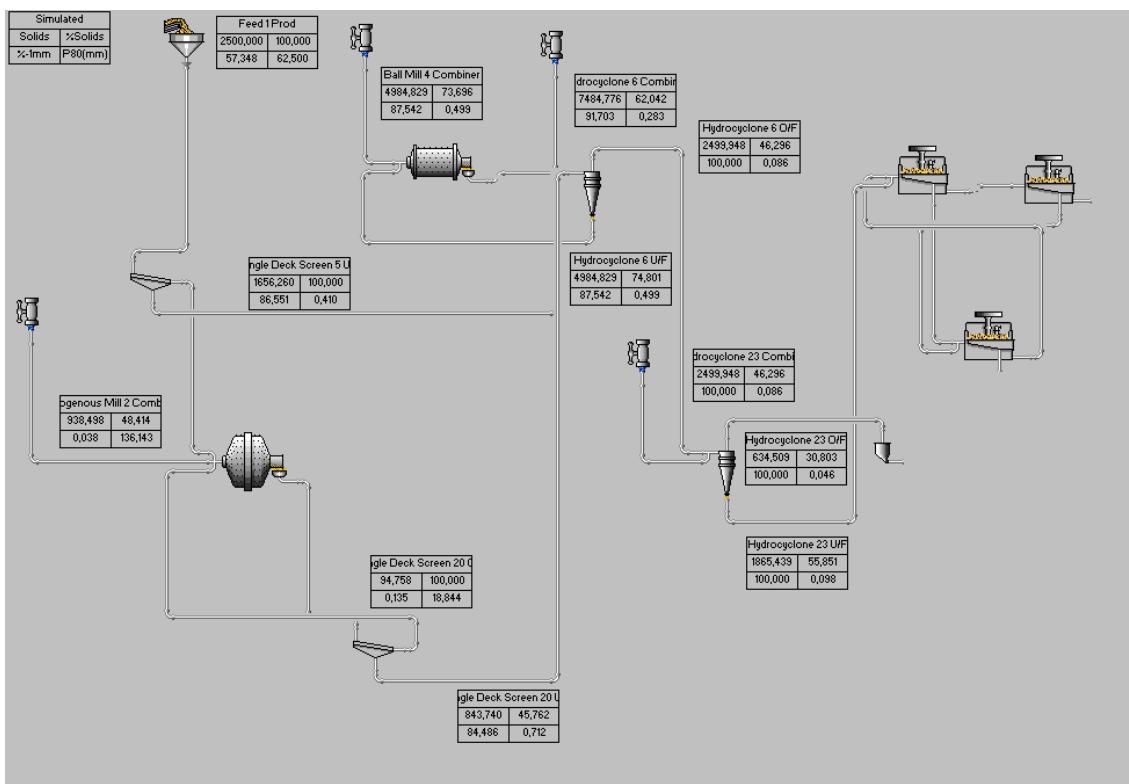


Figura 3.17 - Simulação circuito C

O ROM (com P₈₀ calculado em 63 mm) alimenta uma etapa de peneiramento em malha de 12 mm, cuja fração retida segue diretamente ao estágio de moagem em moinho SAG, uma vez que esse tipo de moinho necessita de partículas grossas para atuarem como corpos moedores. A fração passante da peneira de 12 mm consiste de 1.656 t/h, o que se deve à grande quantidade finos naturais do próprio ROM.

Na etapa de moagem SAG foi dimensionado um moinho com diâmetro de 9,3 m e comprimento de 4,7 m, grau de enchimento com bolas de 8% e velocidade variável. Sob tais condições a motorização necessária para o moinho foi calculada em 6.516 kW (Tabela 3.12).

Tabela 3.12 – Sumário do dimensionamento do moinho SAG do circuito C

Moagem (SAG)

Alimentação	939	t/h
Água	1.000	t/h
Sólidos	50,00	%
Diâmetro	9,30	m
Comprimento	4,70	m
Tamanho da grelha	30	mm
Tamanho Pebble Port	20,00	mm
Carga nominal/máxima de bolas	8	%
Top Size Bolas	150	mm
Quantidade de moinhos	1	
Energia consumida	6.516,00	kW

A distribuição granulométrica do moinho SAG está representado na Figura 3.18, sendo a curva verde da alimentação, a vermelha da carga e a azul do produto.

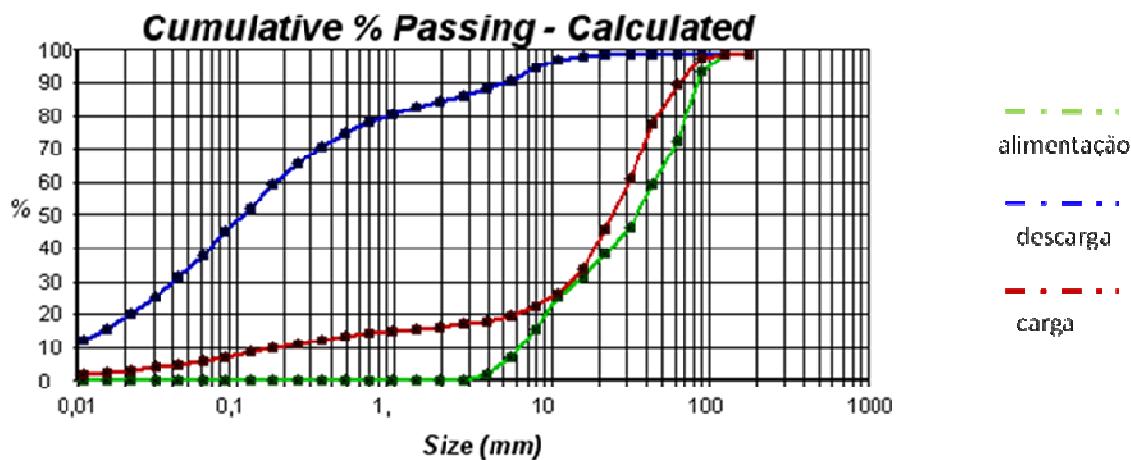


Figura 3.18- Distribuição granulométrica dos fluxos em torno do moinho SAG do circuito C

O P_{80} da alimentação foi calculado em 136 mm e do produto em 3mm. Vale destacar que 50 % da granulometria desejada para a flotação ($P_{95} < 150 \mu\text{m}$) já é gerada na descarga do moinho SAG.

O produto do moinho SAG é encaminhado a peneiramento, cuja fração retida retorna e a fração passante segue, juntamente com a fração passante do primeiro peneiramento, para uma etapa de classificação em hidrociclos.

A fração de grossos (*underflow*) dos hidrociclos é encaminhada ao circuito de moagem em moinhos com bolas, simulado em circuito fechado.

Na etapa de moagem em moinhos de bolas foram dimensionados seis moinhos com diâmetro de 5,2 m e comprimento de 7 m, grau de enchimento de 40% e velocidade fixa equivalente a 75% do valor crítico.

Sob tais condições a motorização necessária para cada moinho foi calculada em 3.740 kW (

Tabela 3.13).

Tabela 3.13 - Sumário do dimensionamento de moinhos de bolas do circuito C

Moagem (moinho de bolas)		
Alimentação	4.985	t/h
Água	1.000	t/h
Sólidos	72	%
Diâmetro	5,20	m
Comprimento	7,00	m
Velocidade de Rotação (% da Crítica)	75	%
Carga nominal/máxima de bolas	40	%
Wi (<i>work index</i>)	10	kWh/t
Top Size Bolas	50	mm
Energia consumida (Overflow)	3.740,00	kW
Quantidade de moinhos	6	

A análise granulométrica da alimentação da moagem em bolas está representado pela curva verde na Figura 3.19. Seu P_{80} foi calculado em 0,5 mm.

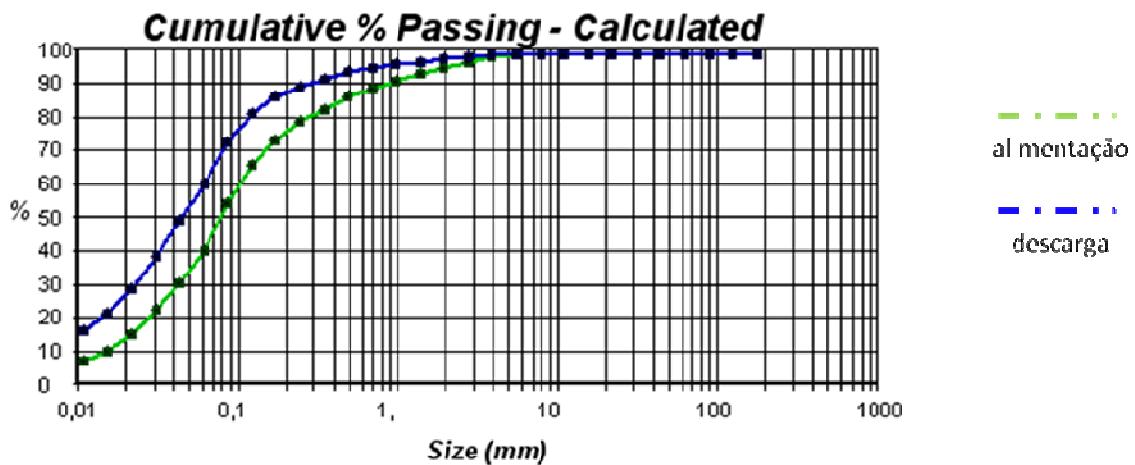


Figura 3.19- Distribuição granulométrica da alimentação e da descarga do moinho de bolas do circuito

C

Como o circuito de moagem secundária foi configurado com seis linhas paralelas, cada linha deverá ser alimentada com 831 t/h. Sob tais condições, cada linha deverá incluir 10 hidrociclones com diâmetro de 0,4 m, alimentados à pressão de 115 kPa (Tabela 3.14).

O *overflow* dos hidrociclones constitui o produto final da etapa de cominuição, que segue para a etapa de deslamagem anterior à etapa de flotação. A simulação indicou perdas de 25% devido a geração de lamas. A distribuição granulométrica dos hidrociclones da etapa de deslamagem está representado na Figura 3.20, sendo a curva verde da alimentação, azul do *underflow* e roxa do *overflow*.

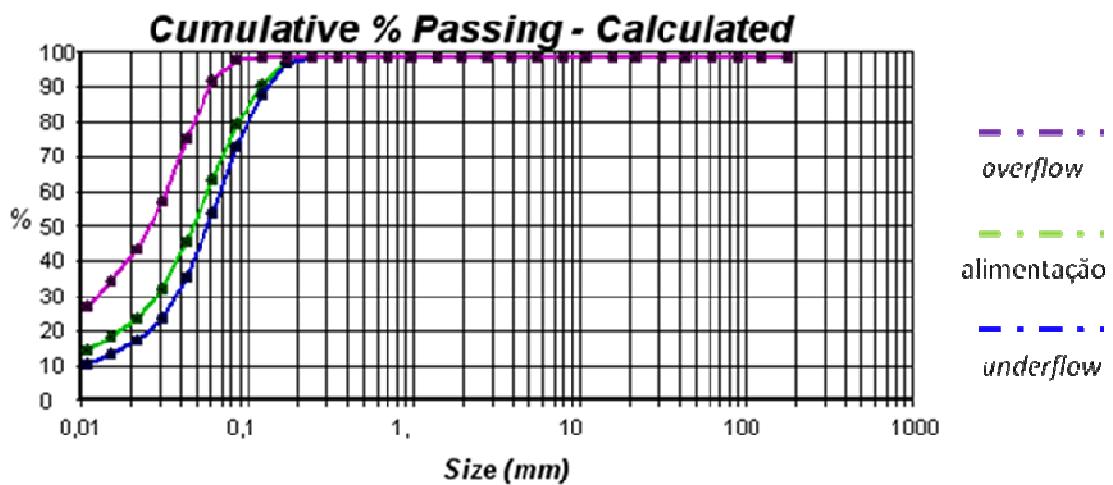


Figura 3.20 – Distribuições granulométricas dos fluxos em torno dos hidrociclos da deslamagem do circuito C

As principais especificações dos hidrociclos dimensionados da etapa de classificação e deslamagem estão representadas na Tabela 3.14.

Tabela 3.14 - Especificações dos hidrociclos dimensionados da etapa de classificação e deslamagem do circuito C

	Classificação		Deslamagem
	Hidrociclo 1	Hidrociclo 2	
Alimentação	7.485	2.500	t/h
Água	1.800	100	t/h
Sólidos	62,00	42,00	%
Diâmetro	0,40	0,25	m
Vortex	0,09	0,12	m
Apex	0,08	0,09	m
Comprimento do cilindro	0,90	0,45	m
Eficiência	3,00	3,00	
Pressão	115	100	kPa
Quantidade de hidrociclos	60	60	

4. Discussão

Ao final do dimensionamento de cada etapa, a Tabela 4.1 resume o consumo energético específico (kWh/t) e a taxa de desgaste (g/t) para uma alimentação de 2.500 t/h, de cada uma das três alternativas de circuito para cominuição do itabirito semi-compacto.

Tabela 4.1 - Resumo do consumo energético específico (kWh/t) e da taxa de desgaste (g/t) dos circuitos A, B e C

	Círculo A	Círculo B	Círculo C	
Energia				
Total Britagem	1.504	1.384	-	kW
Total Moagem	20.496	20.478	28.956	kW
Consumo Específico Britagem	0,60	0,55	-	kWh/t
Consumo Específico Moagem	8,20	8,19	11,58	kWh/t
Consumo Específico Total	8,80	8,74	11,58	kWh/t
Desgaste				
Bolas	518,11	517,65	567,25	g/t
Revestimentos Moinhos	41,78	41,74	59,02	g/t
Revestimentos Britadores	7,31	6,72	-	g/t

4.1. Circuito A

Embora tenha sido afirmado que dados sugerem que a geração de lamas desse tipo de circuito de cominuição seja em torno de 12%, a simulação nos mostrou um valor de, aproximadamente, 20%.

Além disso, por apresentar o maior número de equipamentos de processo, foi presumido originalmente que o consumo de energia seria alto. No entanto, os dados da simulação apontaram um consumo energético mais baixo que o esperado. Isso pode ser explicado pelo fato da simulação não ter sido capaz de prever o consumo energético dos

equipamentos dos processos com a precisão necessária, tendo em vista a indisponibilidade dos dados necessários para a calibração dos modelos.

As razões de redução baixas e bem definidas para cada estágio não significaram a minimização de finos para a etapa de flotação, uma vez que o resultado da simulação nos forneceu a formação de cerca de 10% de partículas ultrafinas (quando o tolerado é de apenas 5%). Isso quer dizer que não foram obtidos ganhos significativos de recuperação em massa no processo integrado de britagem, moagem e deslamagem, o que contradiz dados da literatura. Uma das razões pode ser o fato da simulação não ter se mostrado sensível no que diz respeito à geração de lamas.

Por outro lado, a afirmação de que boa parte do produto da britagem já seria fino o suficiente para ir direto para a flotação, foi comprovada. A simulação mostrou, de fato, uma quantidade muito alta de finos naturais do próprio ROM.

Além disso, foi afirmado que o custo de investimento seria alto, devido ao grande número de equipamentos. A simulação realmente exigiu um grande número, sendo necessários 8 britadores, 6 moinhos, 88 hidrociclos e 60 deslamadores.

Com relação a taxa de desgaste, concluiu-se que os valores encontram-se de acordo com a realidade industrial, não sendo, portanto, uma questão crítica nesse caso.

4.2. Circuito B

Embora tenha sido afirmado que esse circuito de cominuição geraria mais lamas que o circuito anterior, a simulação não mostrou uma diferença significativa. Inclusive, os resultados dos dois circuitos foram muito semelhantes em termos de geração de lamas, desgaste e consumo energético. Isso pode ser explicado pelo fato do número e dimensões dos equipamentos terem sido os mesmos e pela simulação ter sido insensível quanto à geração de lamas.

4.3. Circuito C

Delboni (2007) afirmou que a alimentação de moinhos primários SAG inclui fragmentos grossos e geralmente uma única etapa de britagem é suficiente para proporcionar uma distribuição granulométrica adequada à moagem. De fato, a simulação nos mostrou que nesse caso não seria necessária uma etapa de britagem para alimentar o moinho SAG. Isso se deve à grande friabilidade do minério, que influencia muito nesse tipo de circuito. A simulação confirmou que o itabirito semi-compacto tem limitada capacidade de formar corpos moedores autógenos, levando-o a quebrar com grande facilidade e fazendo com que o minério deixe de atuar como corpo moedor, prejudicando a moagem.

Além disso, foi dito que a geração de lamas desse circuito de cominuição situa-se em torno de 12%. A simulação indicou a minimização da geração de finos, sendo de, aproximadamente, 14%. Isso pode ser explicado pelo fato do produto ter entrado mais grosso na etapa de deslamagem, cujo P_{80} da alimentação foi calculado em 0,086 mm, comparado com um P_{80} calculado em 0,078 mm dos circuitos anteriores.

Com relação ao consumo energético específico, concluiu-se que os valores encontram-se de acordo com o que foi afirmado na análise crítica dessa rota de processamento e também com dados da realidade industrial

5. Conclusões

Conforme foi apresentado no trabalho, existem diversas alternativas técnicas viáveis para processar minérios de ferro itabiríticos visando à produção de concentrado para a produção de *pellet feed*. Essas alternativas vão desde o beneficiamento utilizando diferentes tipos de equipamentos, diferentes meios (a seco e a úmido) até diferentes tecnologias de concentração.

Apesar de existirem equipamentos atrativos disponíveis no mercado, vistos como novas tendências na indústria mineral, ainda não existem resultados de operação de muitos desses equipamentos, no que diz respeito à aplicação para minérios de ferro, demandando mais estudos no assunto. Embora também seja viável o uso de tecnologia de beneficiamento a seco, ainda não existem modelos matemáticos nem dados experimentais suficientes, que dêem confiança para se fazer uma avaliação mais objetiva de rotas que empreguem essa tecnologia.

Dentre as tecnologias de concentração avaliadas, a flotação é, sem dúvida, a mais empregada na indústria de minério de ferro, uma vez que desempenhou um papel fundamental no seu crescimento. Com relação à separação magnética, ainda existem incertezas no que diz respeito ao desempenho quanto à recuperação de minérios itabiríticos.

Com relação à simulação de três das alternativas de rotas propostas, foi possível concluir que, de modo geral, as taxas de desgaste e consumo energético específico foram, de modo geral, compatíveis com os dados da indústria. Os valores de desgaste obtidos (em g/kWh) estão de acordo com a realidade, entretanto, o consumo energético específico simulado da britagem foi mais baixo que o esperado para esses tipos de circuitos.

O fato do consumo energético específico dos circuitos com britagem em múltiplos estágios ter sido mais baixo quando comparado ao circuito com moinho SAG, significa que a simulação pode não ter sido capaz de prever o consumo de energia dos equipamentos com a precisão necessária.

Além disso, a simulação se mostrou pouco sensível quanto à geração de lamas, uma vez que os resultados da deslamagem dos diferentes circuitos, dos quais se esperam diferentes tendências à geração de lamas, apresentaram enorme semelhança. Isso pode demonstrar uma limitação dos modelos matemáticos de cominuição na previsão de geração de lamas.

6. Referências Bibliográficas

- ALBUQUERQUE, L. G., WHEELER, J. E. E VALINE, S. B., Application of High Frequency Screens in Closing Grinding Circuits, 2009.
- ALMEIDA, S.L. M., FIGUEIRA, H. V. O., LUZ, A. B., Tratamento de Minérios, 2004.
- BENNETT, R. L., Characteristics of Iron Ore and Agglomeration as related to Furnace Use – SME Mineral Processing Handbook, 1985.
- CAMPOS, A. R., LUZ, A. B., CARVALHO, E. A., Separação em Meio Denso – Tratamento de Minérios, 2004.
- CARRISO, R. C. C e CORREIA, J. C. G., Classificação e Peneiramento – Tratamento de Minérios, 2004.
- CHAVES, A. P. e PERES, A. E. C., Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, 2003.
- CHAVES, A. P. e FILHO, L. A. L., Flotação – Tratamento de Minérios, 2004.
- CHEMALE, F. e ROSIÈRE, C. A., Itabiritos e Minérios de Ferro de Alto Teor do Quadrilátero Ferrífero – Uma Visão Geral e Discussão, 2008.
- DAVEY, G., Coarse Grinding Applications Using the Metso Vertimill, 2006.
- DELBONI, H., Tendências Tecnológicas Brasil 2015, 2007.
- DEVANEY, F. D., Introduction - SME Mineral Processing Handbook, 1985.
- DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral, Ferro, Disponível em <http://www.dnpm.gov.br/>, Acesso em 13/01/2010.
- DUTRA, R., Beneficiamento de Minerais Industriais, 2008.
- FIGUEIRA, H. V. O., ALMEIDA, S. L. M. e LUZ, A. B., Cominuição - Tratamento de Minérios, 2004.
- GEROLD, C., Loesche Grinding Technology – Vertical Roller Mill for the grinding of CRM, Cement Clinker, Coal, Ores, 2009

LAGOEIRO, L. A., VENTURINI, P. N., ROMANO, R. e ENDO, I., Iron Ore Mineralogy of Paleoproterozoic Iron Formations from Iron Quadrangle, Brazil, 2004.

LOESCHE, Vertical Roller Mill for the grinding of Ores, CRM, Cement Clinker, Coal, 2009.

LUZ, A.B. e LINS, F. F., Introdução ao Tratamento de Minérios - Tratamento de Minérios, 2004.

METSO, Manual de Britagem, 2005.

MMX, Relatório Técnico Projeto de Ferro Serra da Farofa, 2009.

MOTTA, R. R., Análise de Risco do Investimento do Capital (Capex) para a Expansão de uma Empresa de Mineração, 2008.

OLIVEIRA, J.F., Tendências Tecnológicas Brasil 2015, 2007.

OLIVEIRA, A. P. A., LUZ, A. B., Recursos Hídricos e Tratamento de Águas na Mineração, Série Tecnológica Ambiental, 2001.

POWELL, M.S., MORRELL, S. e LATCHIREDDI, S., Developments in the Understanding of South African Style SAG Mills, 2001.

QUARESMA, F. L., Balanço Mineral Brasileiro, 2001.

RUBIO, J., PERES, A. E. C., SALUM, M. J. G. e CIMINELLI, V. S. T., Água e Mineração, 2005.

SAMPAIO, J. A., LUZ, A. B. e LINS, F. F., Usinas de Beneficiamento de Minérios no Brasil, 2001.

TAVARES, J.W., Abordagem Química do Beneficiamento Mineral, 2008.

TAVARES, L.M.M., Apostila Processamento de Recursos Minerais I, 2009.

VIEIRA, G.M., Produção de um Pellet Feed a partir da Concentração do Rejeito da Flotação Mecânica da Samarco, 2008.

WELLENKAMP, F., Moagens Fina e Ultrafina de Minerais Industriais: Uma Revisão, 1999.