

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA
METALÚRGICA E DE MINAS

Dissertação de Mestrado

**“Rota de processo para aproveitamento de rochas
itabiríticas estéreis da Mina de Conceição”**

Autor: Ernandes Sávio de Souza

Orientador: Prof. George Eduardo Sales Valadão

Abril / 2005

Ernandes Sávio de Souza

“ROTA DE PROCESSO PARA APROVEITAMENTO DE ROCHAS ITABIRÍTICAS
ESTÉREIS DA MINA DE CONCEIÇÃO”

Dissertação de Mestrado apresentada ao curso de pós-graduação em
Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Prof. George Eduardo Sales Valadão

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

2005

AGRADECIMENTOS

O autor agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na elaboração deste trabalho e, em particular:

Ao Professor George Valadão, grande orientador, por suas recomendações objetivas e críticas construtivas que muito contribuíram para a elaboração e conclusão deste trabalho.

Ao Antônio Padovezi, pelo incentivo, contribuições e oportunidade.

À CVRD - Companhia Vale do Rio Doce pelo apoio e permissão de utilização e divulgação destes dados e resultados .

A minha família, pais, irmãos, esposa, filhos e amigos pela compreensão da ausência e estímulo.

SUMÁRIO

1.	INTRODUÇÃO.....	1
2.	OBJETIVOS E RELEVÂNCIA.....	2
2.1.	Objetivos.....	2
2.2.	Relevância.....	2
3.	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	3
3.1.	Companhia Vale do Rio Doce.....	3
3.2.	Mineralogia do minério de ferro.....	3
3.2.1.	Minerais portadores de ferro.....	3
3.2.2.	Principais minerais de ganga.....	6
3.3.	Mineralogia do minério de ferro no Brasil.....	7
3.3.1.	Abordagens nos processos genéticos e aplicados da extração de minério.....	7
3.3.2.	Liberção de fases minerais.....	7
3.4.	Técnicas aplicadas à caracterização mineralógica.....	7
3.4.1.	Técnicas de microscopia óptica.....	8
3.4.2.	Difração de raios-X.....	9
3.4.3.	Microscopia eletrônica de varredura química e microanálise química.....	11
3.5.	Concentração de minérios de ferro por flotação.....	14
3.5.1.	Mecanismos de adsorção de aminas em minerais oxidados de ferro e em quartzo.....	16
3.5.2.	Utilização do amido como depressor de minerais de ferro na flotação catiônica do quartzo.....	17
3.5.3.	Cinética de flotação.....	18
3.6.	Teoria sobre processo de cominuição.....	22
3.6.1.	Relação entre energia consumida e granulometria do produto.....	22
3.6.2.	Mecanismos de quebra em partícula individual.....	25
3.6.3.	Modelo teórico do processo de cominuição.....	26
3.6.4.	Função de seleção e velocidade específica de quebra.....	27
3.6.5.	Função de quebra.....	28
3.6.6.	Função de classificação.....	29
3.7.	Métodos de concentração atualmente usados no Brasil.....	29
3.7.1.	Dados históricos.....	29
3.7.2.	Práticas correntes.....	30
3.7.3.	Observações.....	31
3.8.	Modelos matemáticos.....	32
3.8.1.	Aspectos gerais.....	32
3.9.	Simulação de processo.....	33
3.9.1.	Simulação estática.....	34
3.9.2.	Simulador de processos.....	35
4.	METODOLOGIA.....	
4.1.	Amostras.....	
4.2.	Caracterização mineralógica e estudos de concentração.....	
4.2.1.	Técnicas analíticas.....	37

4.2.2.	Procedimentos experimentais	38
4.3.	Estudos de simulação	41
4.3.1.	Avaliação de diferentes rotas para o processo de cominuição.....	43
4.3.2.	Dimensionamento e definição dos parâmetros de deslamagem	47
4.3.3.	Definição de balanço de massas preliminar para o circuito de flotação	50
5.	RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	51
5.1.	Descrição das amostras	51
5.2.	Caracterização das amostras iniciais	52
5.2.1.	Caracterização química e granulométrica.....	52
5.2.2.	Caracterização mineralógica.....	56
5.3.	Caracterização da fração -8 +1,6mm.....	65
5.4.	Caracterização da fração -1,6 mm +0,15mm.....	66
5.5.	Concentração magnética da fração -1,6 +0,15mm	69
5.6.	Ensaio de deslamagem.....	70
5.7.	Flotação da fração -0,15mm (finos naturais).....	71
5.8.	Caracterização das amostras iniciais moídas -0,15mm	72
5.8.1.	Determinação do work index.....	72
5.8.2.	Ensaio de flotação	73
5.8.3.	Determinação do grau de liberação	74
5.9.	Comentários finais sobre os ensaios de flotação em bancada	76
5.10.	Estudos de simulação	80
5.10.1.	Simulação do circuito de moagem.....	81
5.10.2.	Simulação do circuito de deslamagem.....	85
5.10.3.	Simulação do circuito de flotação.....	88
5.11.	Considerações finais.....	89
6.	CONCLUSÕES	91
7.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	92

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Esquema geral do microscópio eletrônico de varredura.....	12
Figura 3.2 - Estruturas das moléculas de glicose, amilose e amilopectina.....	18
Figura 3.3 - Relação entre a energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição.....	24
Figura 3.4 - Base da simulação estática.....	35
Figura 4.1 - Metodologia de simulação de cominuição.....	43
Figura 4.2 - Configurações dos circuitos de cominuição avaliados.....	44
Figura 5.1 - Litologias reconhecidas.....	51
Figura 5.2 - Distribuição granulométrica das amostras 1, 2, 3 e 4 britadas em 32mm.....	54
Figura 5.3 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 1 (“in natura”).....	56
Figura 5.4 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 2 (“in natura”).....	57
Figura 5.5 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 3 (“in natura”).....	57
Figura 5.6 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 4 (“in natura”).....	57
Figura 5.7 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 1 (“in natura”).....	58
Figura 5.8 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 2 (“in natura”).....	59
Figura 5.9 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 3 (“in natura”).....	60
Figura 5.10 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 4 (“in natura”).....	61
Figura 5.11 - Liberação dos óxidos e hidróxidos de ferro (%).....	63
Figura 5.12 - Liberação dos silicatos, principalmente quartzo (%).....	63
Figura 5.13 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 1 (“moída”).....	75
Figura 5.14 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 2 (“moída”).....	75
Figura 5.15 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 3 (“moída”).....	75
Figura 5.16 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 4 (“moída”).....	76
Figura 5.17 - Grau de liberação: finos naturais x amostras moídas (%).....	77
Figura 5.18 - Distribuição granulométrica amostra 1: finos naturais x amostras moídas.....	78
Figura 5.19 - Distribuição granulométrica amostra 2: finos naturais x amostras moídas.....	79
Figura 5.20 - Distribuição granulométrica amostra 3: finos naturais x amostras moídas.....	79
Figura 5.21 - Distribuição granulométrica amostra 4: finos naturais x amostras moídas.....	80
Figura 5.22 - Localização das frentes lavradas onde foram coletadas as amostras	Erro! Indicador não definido.
Figura 5.22 - Ensaio de prensagem do material abaixo de 31,5mm.....	81
Figura 5.23 - Imagem de MEV - Micro-fraturas geradas no produto da prensa.....	82
Figura 5.24 - Distribuições granulométricas da alimentação do circuito de moagem.....	83
Figura 5.25 - Curva de partição característica para corte em 0,15mm - Usina Cauê.....	83
Figura 5.26 - Distribuições granulométricas obtidas na simulações de deslamagem.....	86
Figura 5.27 - Curvas de partição globais obtidas na simulações de deslamagem.....	87

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1	- Fórmula química, composição e propriedades dos minerais portadores de ferro	5
Tabela III.2	- Fórmula química, composição e propriedades dos principais minerais de ganga.....	6
Tabela III.3	- Técnicas de uso mais difundido na caracterização de minérios.....	8
Tabela III.4	- Possibilidades da simulação.....	33
Tabela V.1	- Granulometria das amostras iniciais britadas a 32 mm (%).....	52
Tabela V.2	- Composição química amostras iniciais (%).....	52
Tabela V.3	- Análise química por faixa da Amostra 1 após britagem a 32mm (%).....	52
Tabela V.4	- Análise química por faixa da Amostra 2 após britagem a 32mm (%).....	53
Tabela V.5	- Análise química por faixa da Amostra 3 após britagem a 32mm (%).....	53
Tabela V.6	- Análise química por faixa da Amostra 4 após britagem a 32mm (%).....	53
Tabela V.7	- Distribuição dos elementos da Amostra 1 após britagem a -32mm (%).....	54
Tabela V.8	- Distribuição dos elementos da Amostra 2 após britagem a -32mm (%).....	55
Tabela V.9	- Distribuição dos elementos da Amostra 3 após britagem a -32mm (%).....	55
Tabela V.10	- Distribuição dos elementos da Amostra 4 após britagem a -32mm(%).....	55
Tabela V.11	- Liberação dos óxidos e hidróxidos de ferro (%).....	62
Tabela V.12	- Liberação dos silicatos, principalmente quartzo (%).....	62
Tabela V.13	- Composição mineralógica das amostras estudadas (%).....	64
Tabela V.14	- Morfologia dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe (% vol.).....	65
Tabela V.15	- Granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe (% vol).....	65
Tabela V.16	- Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 1 -8 +1,6mm.....	65
Tabela V.17	- Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 2 -8 +1,6mm.....	65
Tabela V.18	- Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 3 -8 +1,6mm.....	66
Tabela V.19	- Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 4 -8 +1,6mm.....	66
Tabela V.20	- Resumo resultados de separação em líquido denso	66
Tabela V.21	- Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 1 reduzida a -32mm.....	67
Tabela V.22	- Distribuição dos elementos da Amostra 1 reduzida a -32mm (%), na fração -1,6 + 0,15mm.....	67
Tabela V.23	- Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 2 reduzida a -32mm.....	67
Tabela V.24	- Distribuição dos elementos da Amostra 2 britada a -32mm (%), na fração -1,6 + 0,15mm.....	67
Tabela V.25	- Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 3 reduzida a -32mm.....	67
Tabela V.26	- Distribuição dos elementos da Amostra 3 britada a -32mm, na fração -1,6 + 0,15mm....	68
Tabela V.27	- Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 4 reduzida a -32mm.....	68
Tabela V.28	- Distribuição dos elementos da Amostra 4 britada a -32mm (%), na fração -1,6 + 0,15mm.....	68
Tabela V.29	- Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 1 (%).....	69
Tabela V.30	- Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 2 (%).....	69
Tabela V.31	- Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 3 (%).....	69
Tabela V.32	- Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 4 (%).....	70
Tabela V.33	- Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 1 (%).....	70
Tabela V.34	- Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 2 (%).....	70
Tabela V.35	- Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 3 (%).....	70
Tabela V.36	- Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 4 (%).....	71
Tabela V.37	- Folha de dados do ensaio flotação Amostra 1 - Finos Naturais.....	71
Tabela V.38	- Folha de dados do ensaio flotação Amostra 2 - Finos Naturais.....	71
Tabela V.39	- Folha de dados do ensaio flotação Amostra 3 - Finos Naturais.....	71
Tabela V.40	- Folha de dados do ensaio flotação Amostra 4 - Finos Naturais.....	71

Tabela V.41 - Resumo dos resultados obtidos nos ensaios flotação (-0,15mm) com Finos Naturais.....	72
Tabela V.42 - Resultados dos ensaios de determinação de <i>Work Index</i>	72
Tabela V.43 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 1 - moída e deslamada.....	73
Tabela V.44 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 2 - moída e deslamada.....	73
Tabela V.45 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 3 - moída e deslamada.....	73
Tabela V.46 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 4 - moída e deslamada.....	73
Tabela V.47 - Resumo dos resultados obtidos nos ensaios flotação com amostras moídas e deslamada .	74
Tabela V.48 - Análise química dos concentrados de flotação - amostras moídas e deslamada	74
Tabela V.49 - Liberação da hematita e do quartzo amostras moídas e deslamada	74
Tabela V.50 - Resumo dos resultados obtidos nos ensaios flotação com finos naturais	76
Tabela V.51 - Graus de liberação: finos naturais x amostras moídas (%)	77
Tabela V.52 - Distribuição granulométrica: finos naturais x amostras moídas	78
Tabela V.53 - Ensaio de prensagem da amostra reduzida abaixo de 31,5mm	81
Tabela V.54 - Resultados obtidos nas simulações	85
Tabela V.55 - Simulações utilizando hidrociclones de 384mm e 254mm (10" e 15").....	87
Tabela V.56 - Simulações utilizando hidrociclones de 254 mm (10").....	87
Tabela V.57 - Resultados das simulações de deslamagem	88
Tabela V.58 - Balanço de massas obtido na simulação do circuito de flotação.....	89

RESUMO

O beneficiamento de materiais com baixo teor é cada vez mais utilizado na indústria mineral. A Companhia Vale do Rio Doce (CVRD) na década de 90 iniciou o aproveitamento de itabiritos com teores próximos de 45% de ferro na Mina de Timbopeba (Mariana, MG), produzindo 1,8 milhões de toneladas por ano (Mta) de pellet feed. Praticando recuperações mássicas próximas de 50%.

O material investigado é atualmente disposto como estéril de formação ferrífera da mina de Conceição, localizada em Itabira, Minas Gerais. A geração atual deste material é da ordem de 3Mta, atingindo patamares superiores 20Mta a partir de 2013, somando reserva superior a 300 milhões de toneladas (Mt) de minério marginal compulsório. Este volume representa 30% da movimentação total da mina nos próximos anos.

O aproveitamento deste material, se considerado apenas o estéril, poderá gerar cerca de 150Mt de pellet feed, considerando-se 50% de recuperação em massa. Este aproveitamento aumentaria a recuperação global da Mina de Conceição, dos próximos dez anos, de 47 para 58%.

O realizado em conjunto com a CVRD aborda a caracterização mineralógica, concentração de minério de ferro e utilização de tecnologia de simulação de processos minerais, objetivando a definição de rota de processo mais apropriada ao aproveitamento deste estéril de formação ferrífera.

O estudo compreendeu a caracterização química e granulométrica; caracterização mineralógica; ensaios em escala de bancada para separação gravítica e magnética, moagem, deslamagem, flotação e utilização de ferramentas de simulação de processos.

Os resultados apontaram como melhor rota de processamento a flotação, precedida de moagem e deslamagem, gerando concentrados dentro de especificações de pellet feed de redução direta, com teor de SiO_2 menor que 0,80%, para todas as amostras estudadas.

Foram desenvolvidos estudos utilizando-se tecnologia de simulação de processos minerais visando objetivos diferentes para cada etapa beneficiamento. Para o circuito de moagem, objetivou-se a avaliação de rotas. Os estudos de deslamagem visaram o dimensionamento e definição de parâmetros operacionais. O objetivo, para a flotação, foi definir um balanço de massas preliminar.

ABSTRACT

The improvement of materials with low grade is used more and more in the mineral industries. The CVRD in the 90's it began the concentration of the itabirite with the grade close 45% of iron in the Timbopeba Mine (Mariana, MG), producing 1,8 million tons a year (Mty) of pellet feed. Practicing mass recoveries close of 50%.

The investigated material is disposed now as sterile of ferrous formation of Conceição's mine, located in Itabira, Minas Gerais. The current generation of this material is of the order of 3Mty, reaching superior landings 20Mty starting from 2013, adding superior deposit to 300 million tons (Mt).

The use of this material, if just considered the sterile, it can generate about 150Mt of pellet feed, being considered 50% of mass recovery. This use would increase the global recovery of Conceição's Mine, of the next ten years, of 47 for 58%.

Accomplished it together with CVRD approaches the mineralogical characterization, iron ore concentration and use of technology of simulation of mineral process, aiming at the definition of more appropriate process route to the use of this sterile of ferrous formation.

The study understood the chemical and size characterization; mineralogical characterization; rehearsals in bench scale for gravity and magnetic separation, grinding, deslam, flotation and use of tools of simulation of processes.

The results shows the best of processing by flotation, preceded of grinding and deslam, generating concentrated inside of specifications of pellet feed of direct reduction, with tenor of SiO₂ smaller than 0,80%, for all of the studied samples.

Studies were developed being used technology of simulation of mineral processes seeking different objectives for each stage improvement. For the grinding circuit, the evaluation of routes was aimed at. The deslam studies sought the dimensioning and definition of operational parameters. The objective, for the flotation, went to define a preliminary mass balance.

1. INTRODUÇÃO

O trabalho visa a caracterização e definição de rota para aproveitamento do estéril de formação ferrífera da Mina de Conceição. A geração atual deste material é da ordem de 3Mta, atingindo patamares superiores 20Mta a partir de 2013, somando reserva superior a 300 milhões de toneladas (Mt).

Conjugou-se a caracterização mineralógica com estudos de concentração de minérios em escala de bancada, etapas fundamentais para o aproveitamento de recursos minerais de forma otimizada. Pois, fornecem conteúdos mineralógicos, texturais e de concentração necessários à definição da rota de beneficiamento. Os estudos permitiram identificar quais as rotas de processamento mineral produzem melhor aproveitamento.

Além da identificação e quantificação da composição mineralógica, foram:

- definidos quais são os minerais de interesse e os de ganga;
- desenvolvidos estudos das texturas dos minerais constituintes das rocha para definir o tamanho de partícula necessário à liberação dos minerais de interesse de sua ganga;
- foi feita a identificação das diversas propriedades físicas e químicas destes minerais utilizadas para a definição do método de concentração.

Além do domínio da mineralogia e intimidade com a parte analítica e instrumental envolvida na caracterização, a aplicabilidade destes conhecimentos é potencializada se houver, por parte da equipe de caracterização, bons conhecimentos dos possíveis processos de concentração, que podem ser aplicados ao minério e informações de especificações desejáveis aos produtos.

Pode-se considerar “*estado da arte*” o desenvolvimento de rotas de beneficiamento mineral se utilizados os recursos de informática disponíveis atualmente, conjugada com as possibilidades advindas da modelagem matemática de equipamentos e de sistemas, a partir da caracterização de minérios e estudos de concentração.

As ferramentas de simulação de processos minerais podem auxiliar no estágio de avaliação preliminar de projetos. A simulação permite potencializar a utilização de dados experimentais de laboratório, auxiliando a definir e comparar configurações alternativas de rotas de beneficiamento. O simulador otimiza dimensões, formas e principais configurações dos equipamentos de processo da usina referentes ao desempenho exigido.

2. OBJETIVOS E RELEVÂNCIA

2.1. *Objetivos*

O objetivo do trabalho é, a partir da caracterização de 4 amostras de itabiritos de baixo teor de ferro, atualmente dispostos como estéril de formação ferrífera da Mina de Conceição, localizada em Itabira - MG, desenvolver rotas de processo adequadas ao seu aproveitamento, utilizando tecnologia de simulação mineral.

Desta forma o trabalho envolve:

- caracterizações química e granulométrica;
- caracterização mineralógica;
- ensaios em escala de bancada para separação gravítica e magnética, moagem, deslamagem e flotação;
- utilização de ferramentas de simulação de processos.

2.2. *Relevância*

Este trabalho contribui para o aumento do grau de conhecimento sobre as possíveis rotas de processamento aplicáveis ao aproveitamento de minérios com baixo teor de ferro e propõe a utilização de tecnologia de simulação de processos minerais para a avaliação de rotas de processamento mineral, baseada principalmente em ensaios de bancada.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. *Companhia Vale do Rio Doce, CVRD (1992) e CVRD (2004)*

Em Junho de 1942, através do Decreto Lei no 4.352, foi criada a Companhia Vale do Rio Doce (CVRD). Com participação majoritária do governo brasileiro, a nova empresa sucedeu à Companhia Brasileira de Mineração e Siderurgia, até então detentora da concessão para lavrar o minério das jazidas localizadas em Itabira e também proprietária da Estrada de Ferro Vitória-Minas.

A CVRD foi privatizada em maio de 1997 com o Governo Federal deixando o controle acionário da empresa. Atualmente, a CVRD é uma empresa de economia mista, vinculada ao Ministério das Minas e Energia. Hoje ela está entre as maiores exportadoras do mundo no setor mineral, principalmente de minério de ferro, atendendo clientes em mais de 20 países com contratos de longo prazo. A posição alcançada no ranking mundial deve-se a qualidade e confiabilidade de seus produtos.

Recentemente, entre os anos de 2000 e 2002, a CVRD com foco em seu crescimento, concluiu sua saída do setor de papel e celulose e consolidou a sua atuação no setor de minério de ferro. Com aquisições: da Mineração Socoimex SA (100% do seu capital); do Grupo Belgo - Mineira (63,06% do capital total e 79,27% do capital votante da Samitri, que possuía 51% da Samarco Mineração); da Ferteco (100% do seu capital) e do Grupo Caemi (50% do capital ordinário).

No ano de 2003, a CVRD investiu cerca de R\$1,5 bilhão em novas aquisições, que fez com que sua participação no mercado de minério de ferro crescesse contemplando a incorporação da Ferteco e a aquisição de participação adicional na Caemi.

Atualmente, a CVRD é a líder do mercado transoceânico mundial de minério de ferro, a maior mineradora diversificada das Américas e a maior prestadora de serviços de logística do Brasil. Suas ações são negociadas na Bolsa de Valores de São Paulo - Bovespa e na *New York Stock Exchange - NYSE*, já é considerada a segunda maior produtora global de manganês e ferroligas, além de produzir bauxita, potássio, caulim, alumínio e alumina. Tem participação acionária em 3 hidrelétricas em operação e em 6 outras usinas em construção. Também participa de 4 empresas produtoras de aço.

3.2. *Mineralogia do minério de ferro*

3.2.1. *Minerais portadores de ferro, Dana (1974)*

Hematita

A hematita é o mais importante mineral de ferro, e também o mineral de maior significado, encontrado nos minérios pré-cambrianos. Em termos químicos, a hematita é considerada como Fe_2O_3 puro, com 69,94% de ferro e 30,06% de oxigênio.

Goethita

A goethita é um dos minerais mais comuns e se forma, sob condições de oxidação, como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro. Forma-se, também, como precipitado direto, inorgânico ou biogênico, sendo amplamente disseminado, como depósito em pântanos e fontes. Em termos químicos, a composição da goethita pode ser expressa da seguinte forma: 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de água. O manganês também pode ser encontrado em composições superiores a 5,0%. A goethita que ocorre nos minérios de ferro apresenta estrutura variável, que vai desde um material maciço até um material celular de cor amarelo-ocre.

As cavidades dos minérios de ferro são freqüentemente preenchidas com uma fina camada de goethita, que apresenta bandamento coliforme ou mamilar. Essas camadas sugerem deposição coloidal e essa estrutura é conhecida como goethita metacoloidal. A origem coloidal da maior parte da goethita presente nos minérios de ferro é responsável por importantes relacionamentos geoquímicos.

Gethita-terrosa

É o nome que se aplica aos hidróxidos de ferro hidratados, de baixa cristalinidade ou amorfos, representados pela fórmula $\text{FeO.OH.nH}_2\text{O}$.

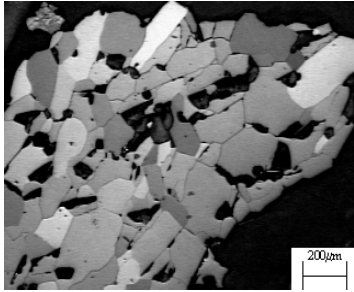
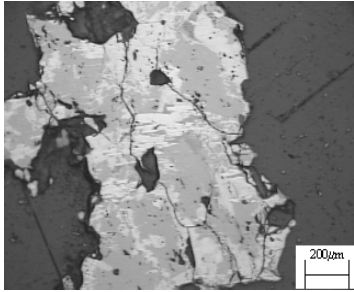
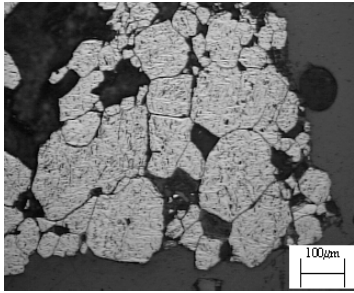

É formada em grãos altamente intemperizados, sendo produto da alteração de óxidos, sulfetos e silicatos de ferro. A limonita pode ocorrer em formas maciças, como crostas, como preenchimento de cavidades estalactíticas e como capeamento de rochas.

Magnetita

A magnetita é uma espinela (óxido duplo) e é componente essencial de muitas formações ferríferas. Em termos químicos, é usualmente considerada como Fe_3O_4 puro com 72,4% de ferro e 27,6% de oxigênio. No entanto, as magnetitas naturais, em virtude da extrema flexibilidade da estrutura atômica da espinela contêm, usualmente, quantidades menores de elementos como o Mg, Mn, Zn, Al, Ti e outros na sua estrutura. Quase que universalmente, a magnetita tende a apresentar granulação média, comumente muito mais grossa que o quartzo, hematita e silicatos de ferro, com os quais coexiste. A magnetita normalmente ocorre como octaedros, em camadas que se alteram com camadas silicosas nas formações ferríferas. A oxidação a baixa temperatura, freqüentemente relacionada à lixiviação ou movimento do lençol d'água, usualmente converte o cristal de magnetita a grãos de hematita, conservando a morfologia octaédrica da magnetita. Essa forma de hematita é denominada martita, que é, portanto, pseudomorfa da magnetita. A martitização é um processo muito comum de formação de minério e é usualmente associada à disseminação das formações ferríferas bandadas, na produção dos minérios hematíticos.

A Tabela III.1 mostra a fórmula química, composição e propriedades dos minerais portadores de ferro

Tabela III.1 - Fórmula química, composição e propriedades dos minerais portadores de ferro, Queiroz et al. (2003)

MINERAL	FÓRMULA / COMPOSIÇÃO	ILUSTRAÇÃO	CARACTERÍSTICAS
<p>HEMATITA</p> <ul style="list-style-type: none"> - ESPECULAR - LAMELAR - GRANULAR - RECRISTALIZADA 	<p>Fe₂O₃</p> <p>%FeT: 67,75 a 69,61</p>		<p>Textura: varia de porosa a compacta.</p> <p>Formato: irregulares inequidimensionais, regulares equidimensionais, inequidimensionais com hábito tabular e granular</p>
<p>MAGNETITA</p>	<p>Fe₃O₄</p> <p>%FeT: 71,68 a 72,19</p>		<p>Cristais euédricos, isolados ou em agregados. Cristais compactos. Apresenta susceptibilidade magnética.</p>
<p>HEMATITA MARTÍTICA</p>	<p>Fe₂O₃</p> <p>%FeT: 67,75 a 69,61</p>		<p>Hematita com hábito de magnetita. Oxidação segundo os planos cristalográficos da magnetita. Geralmente porosa.</p>
<p>GOETHITA</p>	<p>α- FeO.OH</p> <p>%FeT: 58,02 a 62,70 %PF: 9,97 a 10,98</p>		<p>Cristais aciculares. Maciça a porosa. Reniforme, estalactítica em agregados fibrosos radiais.</p>

Baseado na tabela dos principais tipos texturais de cristais de óxidos/ hidróxidos de ferro (Mineralogia - CDM/CVRD), e “An Introduction to the Rock Forming Minerals - Deer, Howie & Zussman, 1972” (Conteúdo teórico dos minerais).

3.2.2. Principais minerais de ganga

Quartzo

O quartzo é o principal mineral de ganga presente nos minérios ricos, sendo encontrado em uma grande variedade de ambientes geológicos. Ocorre como um componente importante nas rochas ígneas e metamórficas, sendo extremamente resistente tanto ao ataque químico como físico. A desintegração das rochas ígneas que o contém, produz grãos de quartzo que, ao se acumularem, formam a rocha denominada arenito. Em termos químicos o quartzo é considerado como SiO_2 puro com 46,7% de silício e 53,3% de oxigênio.

Caulinita

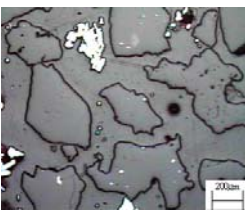
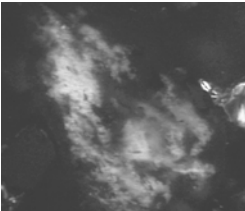
A caulinita é um silicato de alumínio hidratado. Ocorre como um produto de intemperização química dos feldspatos, sendo que, nestes casos, processos sedimentares transportam, classificam e redepositam a caulinita em leitos de grande extensão. Ocorre, também, como produto de alteração hidrotermal de silicatos em torno de veios de sulfetos, fontes quentes e “geysers”. Em termos químicos, a caulinita é considerada como sendo $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ com 39,5% de alumina, 46,5% de sílica e 14,0% de água.

Gibbisita

A gibbisita é considerada como sendo $\text{Al}(\text{OH})_3$, com 62,8 a 65,3% de Al_2O_3 e 31,8 a 34,12% de perda ao fogo. Insolúvel. Assume a cor azul quando é umedecida com nitrato de cobalto e posteriormente aquecida (alumínio).

A Tabela III.2 fornece a fórmula química, composição e propriedades dos principais minerais de ganga.

Tabela III.2 - Fórmula química, composição e propriedades dos principais minerais de ganga, Queiroz et al. (2003)

MINERAL	FÓRMULA / COMPOSIÇÃO	ILUSTRAÇÃO	CARACTERÍSTICAS
QUARTZO	100% SiO_2		Fratura concóide, brilho vítreo (às vezes gorduroso). Incolor, branco ou colorido por impurezas. Granulometria dos cristais variando de fina a matacos.
CAULINITA	$\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$ %PF: 13,47 a 13,92 % SiO_2 : 45,48 a 46,07 % Al_2O_3 : 38,07 a 39,82		Brilho terroso, opaco; as placas de cristal são de brilho nacarado. Apresenta cor branca ou muitas vezes colorida por impurezas. Assemelha-se à argila, necessitando ensaios óticos para distinção dos demais minerais.

Baseado na tabela dos principais tipos texturais de cristais de óxidos/ hidróxidos de ferro (Mineralogia - CDM/CVRD), e “An Introduction to the Rock Forming Minerals - Deer, Howie & Zussman, 1972” (Conteúdo teórico dos minerais).

3.3. Mineralogia do minério de ferro no Brasil, Araújo et al. (2003)

3.3.1. Abordagens nos processos genéticos e aplicados da extração de minério

As duas principais áreas produtoras de minério de ferro no Brasil são: o Quadrilátero Ferrífero, localizado no sudeste do país no Estado de Minas Gerais, e a Província Mineral de Carajás, no Norte do país, no Estado do Pará.

Ambas as áreas representam enriquecimento de formações bandadas de ferro datadas do período arqueano e proterozoico. A mineralogia de tais depósitos de minério de ferro é geralmente estudada por geólogos com o objetivo de entender sua gênese. Em tais casos a descrição mineralógica é focada em fases minerais portadoras de ferro e sua inter-relação com os processos geológicos diversos.

Embora relevante para a compreensão de parâmetros geológicos usados para modelamento dos depósitos, o conhecimento mineralógico unido a gênese do minério pode não servir para prever o desempenho do processamento um determinado minério de ferro.

3.3.2. Liberação de fases minerais

Atualmente, operações de moagem, aplicadas ao beneficiamento do minério de ferro no Brasil, são limitadas ao ajuste de granulometria para obtenção do grau de liberação desejado. Os tipos de minérios atualmente beneficiados não incluem os itabiritos compactos com grande proporção de partículas mistas. Em termos gerais, as partículas alimentadas em todo processo de concentração aplicado apresenta elevados graus de liberação entre minerais portadores de ferro e os não ferrosos, especialmente em relação a sílica e a alumina. Estes graus de liberação, com certeza, aumentam com a diminuição do tamanho. Nos casos em que a concentração são aplicadas com sucesso em partículas grosseiras com *top size* de 8mm verifica-se um alto grau de liberação das partículas de interesse.

A presença de contaminantes não-liberados, representado por sílica, alumina e fósforo, por exemplo, pode estar associada goethita. Especialmente relativo a remoção de fósforo, vários programas de pesquisa realizadas entre 1980 e 1990 mostraram que apenas rotas de hidrometalurgia podem reduzir efetivamente os teores de fósforo. Transformação de fase efetuada por tratamento de alta temperatura também foi aplicada para aumentar a eficiência da lixiviação na remoção de fósforo de vários produtos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero.

3.4. Técnicas aplicadas à caracterização mineralógica, Sant'agostinho e Kahn (1997)

Na caracterização tecnológica de matérias primas minerais, as análises mineralógicas constituem-se em recurso essencial na identificação dos constituintes e determinação de suas propriedades.

São de importância similar às técnicas/recursos de análise que possibilitam a quantificação das espécies minerais, viabilizando a determinação da composição mineral e do grau de liberação do mineral útil.

Serão aqui apresentadas as técnicas tradicionais aplicadas ao tema desta dissertação. Ressalta-se, no entanto, a existência de outras técnicas utilizadas em estudos de Ciência e Engenharia de Materiais.

As técnicas que acessam a observação e a identificação das espécies minerais são fundamentais na determinação dos parâmetros da matéria prima mineral, sejam eles mineralógicos ou não. As mais usuais, aplicadas à caracterização, estão resumidas na Tabela III.3.

Tabela III.3 - Técnicas de uso mais difundido na caracterização de minérios.

	Técnica	Propriedade
Microscopia Óptica	microscópios estereoscópicos microscópios ópticos de polarização	forma, cor, alterações, associações, propriedades ópticas
Difração de Raios-X	método do pó câmara de monocristal	estrutura cristalina, composição mineralógica
Microscopia Eletrônica de Varredura	microscópio eletrônico de varredura (MEV)	forma, associações, liberação
Sistemas de Microanálise	dispersão de energia (EDS) dispersão de comprimento de onda (WDS)	composição química
Recursos Diversos	análise termodiferencial análise termogravítica análise por infravermelho	composição química
Luminescência	catodoluminescência fluorescência	excitação por elementos ativadores

3.4.1. Técnicas de microscopia óptica

A microscopia óptica é o recurso mais básico e tradicional, tanto utilizando microscópios estereoscópicos como petrográficos. A mineralogia de apoio à caracterização é essencialmente relacionada com partículas minerais, monominerálicas ou não, sendo menos freqüente a análise em fragmentos de rocha.

Microscópios estereoscópicos, ou lupas binoculares, constituem-se em recursos imprescindíveis na caracterização, desde as primeiras observações das propriedades do material, prévias aos estudos, para orientação e planejamento dos mesmos, até o acompanhamento dos ensaios de separação minerais, para refinamento das condições operacionais, bem como na própria identificação mineral.

Equipamentos padrão têm recursos de luz incidente e possibilitam obter os seguintes dados sobre as partículas ou grãos de minerais: formas/habitus, características de superfície, cor e associações minerais: sendo que os mais completos dispõem também de recursos de luz transmitida e sistemas de polarização de luz, possibilitando a determinação de propriedades ópticas. As observações são feitas sem quaisquer montagens de grãos, e a faixa de aumento típica é de 10 a 500 vezes.

Para observações em luz transmitida, própria para minerais transparentes ou translúcidos, vários procedimentos de montagens são usados, conforme o tipo e granulometria do material:

- não fixas, diretamente em lâminas de vidro cobertas por lamínulas, por imersão a óleo ou bálsamo - ideal para grãos límpidos e granulometrias finas (0,300mm a 0,010mm);
- fixas, diretamente em lâminas de vidro cobertas por lamínulas, por imersão e bálsamo cozido ou resina (quando é necessário o arquivamento de amostra);
- seções delgadas através de montagem prévia dos grãos em resina, corte da amostra resinada em fatia, colagem em lâmina de vidro e desbaste até atingir a espessura de lâmina petrográfica (0,030mm), recobrimento com lamínula (próprio para grãos com recobrimento/impregnação superficial e granulometrias grossas -3,500mm a 0,300mm);
- seções delgadas/polidas obtidas pelo polimento das seções descritas acima (sem recobrimento com lamínula).

Observações em luz refletida, recurso adequado para minerais opacos, exigem confecção de seções polidas, feitas a partir do corte e polimento de montagens dos grãos em resina, sendo que opcionalmente pode-se usar seções delgadas / polidas.

3.4.2. Difração de raios-X, Sant'agostinho e Kahn (1997) e Kahn (2001)

3.4.2.1. Introdução

A difratometria de raios-X corresponde a uma das principais técnicas de caracterização microestrutural de materiais cristalinos, encontrando aplicações em diversos campos do conhecimento. É uma metodologia que permite a determinação das fases a partir de espectro gerado pela estrutura cristalina, sendo uma ferramenta extremamente útil na identificação das espécies minerais. É comumente aplicada em duas modalidades básicas: método do pó e câmaras de monocristal.

Os raios-X, ao atingirem um material, podem ser espalhados elasticamente, sem perda de energia pelos elétrons de um átomo (dispersão ou espalhamento coerente). O fóton de raios-X, após a colisão com o elétron, muda sua trajetória mantendo, porém, a mesma fase e energia do fóton incidente. Sob o ponto de vista da física ondulatória, pode-se dizer que a onda eletromagnética é instantaneamente absorvida pelo elétron e reemitida; cada elétron atua, portanto, como centro de emissão de raios-X.

Se os átomos que geram este espalhamento estiverem arrançados de maneira sistemática, como em uma estrutura cristalina, apresentando entre eles distâncias próximas ao do comprimento de onda da radiação incidente, pode-se verificar que as relações de fase entre os espalhamentos tornam-se periódicas e que efeitos de difração dos raios-X podem ser observados em vários ângulos.

Considerando-se dois ou mais planos de uma estrutura cristalina, as condições para que ocorra a difração de raios-X (interferência construtiva ou numa mesma fase) vão depender da diferença de caminho percorrida pelos raios-X e o comprimento de onda da radiação incidente. Esta condição é expressa pela Lei de Bragg verificada para radiação monocromática, ou seja, $n\lambda = 2d \sin\theta$, onde λ corresponde ao comprimento de onda da radiação incidente, n a um número inteiro (ordem de difração), d à distância interplanar para o conjunto de planos hkl (índice de Miller) da estrutura cristalina e θ ao ângulo de incidência dos raios-X (medido entre o feixe incidente e os planos cristalinos).

3.4.2.2. Aplicações da difração de raios-X

Identificação de Fases Cristalinas: A principal aplicação da difração de raios-X refere-se à identificação de compostos cristalinos. Os planos de difração e suas respectivas distâncias interplanares, bem como as densidades de átomos (elétrons) ao longo de cada plano cristalino, são características específicas e únicas de cada substância cristalina, da mesma forma que o padrão difratométrico por ela gerado.

Várias estratégias de identificação podem ser empregadas, sendo que a dificuldade de identificação aumenta progressivamente com a elevação do número de fases cristalinas presentes na amostra.

A partir da década de 90, sistemas automáticos de busca por métodos booleanos e lógica Fuzzy passaram a ser largamente empregados no auxílio à identificação de fases cristalinas por difração de raios-X. Nestes procedimentos, de três a dez picos mais intensos de cada fase presente no banco de dados são comparados com o difratograma da amostra, atribuindo-se créditos e penalidades para cada pico difratado no que se refere a sua presença/ausência, intensidade difratada e deslocamento da distância interplanar. Ao final do processo de busca e comparação, os valores dos resultados são expressos em ordem decrescente de pontuação, seguindo-se a avaliação final por parte do usuário.

Quantificação das Fases: A intensidade da difração depende da densidade de elétrons em um dado plano cristalino.

Os métodos de análise quantitativa por difração de raios-X desenvolveram-se propriamente com a utilização do difratômetro com contador Geiger e da sistematização proposta por Alexander e Klug (1948). A relação dos principais métodos que consideram os efeitos de absorção sobre as intensidades e utilizam, em geral, as intensidades integradas de um pico difratado é apresentada a seguir:

- método do padrão interno, Klug e Alexander (1974);
- método da adição, Snyder e Bish (1989);
- método do padrão externo, com sobreposição de picos, Klug e Alexander (1974);
- método de “matrix-flushing” (padrão interno - RIR), Chung (1975);

- método da adição-difração, Klug e Alexander (1974), Snyder e Bish (1989);
- outros, como o método da diluição, Clark e Preston (1974), método do cálculo direto, Hooton e Giorgetta (1977), método da razão de intensidade e método do padrão externo, Pawloski (1985).

A quase totalidade destes métodos utiliza comparações com amostras de referência. Por razões diversas, estes padrões não são disponíveis comercialmente, devendo ser preparados caso a caso. Adicionalmente, outros fatores, como orientação preferencial, microabsorção e granulação da amostra propiciam substanciais dificuldades adicionais para se obter resultados quantitativos dentro de intervalos de precisão e exatidão aceitáveis, fazendo com que as técnicas de análise quantitativa por difração de raios-X não sejam amplamente utilizadas.

3.4.3. Microscopia eletrônica de varredura química e microanálise química, Kahn (2001)

3.4.3.1. Introdução

A microscopia eletrônica de varredura é a técnica de caracterização microestrutural mais versátil hoje disponível, encontrando aplicações em diversos campos do conhecimento. Produz a imagem resultante da interação de um feixe de elétrons com a amostra, permitindo aumentos de 30 a 100.000 vezes.

A interação de um fino feixe de elétrons focalizado sobre a área ou o volume a ser analisado gera uma série de sinais que podem ser utilizados para caracterizar propriedades da amostra, tais como composição, superfície topográfica, cristalografia, etc.

O microscópio eletrônico de varredura, quando conjugado com detectores de elétrons retroespalhados, permite a distinção entre espécies minerais pela diferença de número atômico médio dos elementos constituintes, através de tons de cinza.

Na microscopia eletrônica de varredura os sinais de maior interesse referem-se usualmente às imagens de elétrons secundários e de elétrons retroespalhados, ao passo que na microsonda eletrônica o sinal de maior interesse corresponde aos raios-X característicos, resultantes do bombardeamento do feixe de elétrons sobre a amostra, permitindo a definição qualitativa ou semiquantitativa dos elementos químicos presentes no microvolume.

3.4.3.2. Microscópio eletrônico de varredura - MEV

O esquema genérico de um microscópio eletrônico de varredura é apresentado na Figura 3.1. Basicamente o MEV pode ser subdividido em duas partes principais: a coluna e a câmara de amostras.

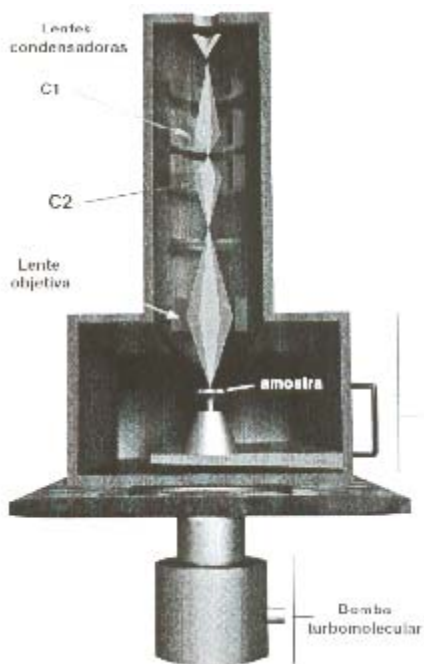


Figura 3.1 - Esquema geral do microscópio eletrônico de varredura, Kahn (2001)

A coluna, mantida sob o vácuo inferior a 10^{-4} Torr, contém em sua porção superior um canhão de elétrons e, abaixo deste, lentes magnéticas para focalização de um fino feixe de elétrons incidente sobre a amostra. A quantidade de corrente no feixe de elétrons incidente sobre a amostra determina a intensidade dos sinais a serem emitidos, a qual, por sua vez, é diretamente proporcional ao diâmetro do feixe, implicando no ajuste dos controles do microscópio para otimização da condição de operação desejada: alta resolução (diâmetro do feixe de 3 a 10nm), elevada profundidade de foco ou microanálise (diâmetro do feixe de 0,2 a 1 μm). A fonte mais usual de elétrons corresponde à emissão termo-iônica gerada a partir de um filamento de tungstênio aquecido a 2700 K.

O filamento é mantido em um potencial negativo de 5 a 40kV, com a aceleração dos elétrons através do orifício de uma placa de ânodo conectada ao terra.

Alternativamente, pode-se recorrer a um filamento de LaB_6 , que fornece uma maior densidade de corrente, em temperatura inferior à do tungstênio (1800 K). Além de um brilho de 5 a 10 vezes superior, este filamento apresenta vida útil substancialmente superior (cerca de 700 a 1000 horas, contra 20 a 50 horas para o tungstênio; no entanto, a utilização de LaB_6 requer condições de vácuo da ordem de 10^{-7} Torr.

A câmara de amostras conta com diferentes tipos de detectores para captar os sinais gerados na interação elétron-amostra e um suporte que possibilita a movimentação das amostras em três eixos (x, y e z), além de rotação e inclinação lateral.

Duas concepções construtivas são adotadas no que se refere às condições de vácuo: alto vácuo, equivalente àquele existente na coluna, e de baixo vácuo (10^{-2} Torr); esta última necessitando o emprego de um detector especial para a coleta de imagens de topografia.

3.4.3.3. Interações elétrons - amostra

As interações entre os elétrons e a amostra podem ser divididas em duas classes:

- **espalhamento elástico:** afeta a trajetória dos elétrons dentro da amostra sem, no entanto, alterar a energia cinética dos mesmos. É responsável pelo fenômeno de elétrons retroespalhados;
- **espalhamento não elástico:** compreende diferentes interações em que há perda de energia cinética dos elétrons para os átomos da amostra, propiciando a geração de elétrons secundários, elétrons Auger, raios-X e catodoluminescência.

Elétrons Retroespalhados: Compreendem o espalhamento elástico de elétrons cuja trajetória foi desviada em mais de 90° em relação à direção do feixe incidente. Mostram estreita relação de dependência com o número atômico e a energia dos elétrons (50eV até valores correspondentes à energia do feixe incidente). Permitem a individualização de fases através de contraste de tons de cinza em função do número atômico médio.

Elétrons Secundários: Englobam todos os elétrons de energia inferior a 50eV. Essencialmente, compreendem os elétrons da camada de valência perdidos que, em face de sua baixa energia, emergem das proximidades da superfície da amostra. Possibilitam a visualização da topografia da amostra, com elevada profundidade de foco.

Raios-X Contínuo e Característico: O espectro de raios-X resultante da interação elétrons-amostra é constituído por dois componentes distintos: o característico, que permite identificar e quantificar os elementos presentes, e o contínuo, responsável pelo “background” em todos os níveis de energia.

- **Raio-X contínuo:** o feixe de elétrons incidente sofre uma desaceleração resultante da interação dos mesmos com os átomos da amostra. A energia perdida pelo feixe de elétrons no processo de desaceleração é convertida em fótons de energia eletromagnética variando desde uma fração de elétron volt até a energia total correspondente à do feixe incidente (espectro contínuo). Esta radiação, conhecida como “bremsstrahlung” (“radiação de desaceleração”) não apresenta interesse analítico.
- **Raio-X característico:** o feixe de elétrons pode interagir com as camadas de elétrons dos átomos presentes na amostra, de forma a arrancar um elétron de seu orbital, ocasionando uma vacância e deixando o átomo como um íon em seu estado excitado. Instantaneamente, o átomo retorna ao seu estado normal com a emissão de energia característica da transição ocorrida entre os níveis de elétrons. As energias dos elétrons em cada nível são bem definidas, com valores característicos para cada átomo, possibilitando a identificação e quantificação dos elementos químicos através de uma série de técnicas instrumentais.

- **Elétrons Auger:** um átomo excitado, quando retorna ao seu estado normal, pode tanto emitir raios-X característico, quanto perder um elétron da camada mais externa, o qual é chamado de elétron Auger.
- **Catodoluminescência:** o bombardeamento da amostra por um feixe de elétrons pode dar origem à emissão de fótons de comprimentos de onda elevados, situados nas regiões do espectro eletromagnético referentes às radiações ultravioleta, visível e infravermelho.

3.4.3.4. Sistemas de detecção

Elétrons Retroespalhados: São fáceis de detectar devido a sua elevada energia, sendo de difícil coleta face a sua elevada velocidade (caminham em linha reta). O detector tem formato anelar e situa-se logo abaixo da objetiva do microscópio, apresentando um orifício central para a passagem do feixe de elétrons incidente. O detector é segmentado em quatro partes, podendo coletar tanto imagens de contraste de número atômico (composição), como topografia.

Elétrons Secundários: A energia muito baixa (menor que 50eV) exige detectores especiais para captação, podendo ser facilmente coletados dado a sua baixa velocidade. O detector mais comum compreende uma gaiola de Faraday que atrai os elétrons para um cintilador; este sinal é guiado até uma célula fotomultiplicadora, onde é convertido em diferença de potencial.

Raios-X Característicos: Dois diferentes tipos de espectrômetros são empregados para a detecção dos raios-X característicos, ambos permitindo a realização de microanálises qualitativas e quantitativas. São eles o espectrômetro de dispersão de comprimento de onda (WDS), no qual cristais analisadores e difração são empregados para a discriminação dos raios-X segundo o comprimento de onda da radiação (monocromador), e o espectrômetro de dispersão de energia (EDS), com discriminação de todo o espectro de energia através de um detector do estado sólido de Si(Li) ou Ge. Além de informações sobre composição química pontual, estas técnicas permitem as análises segundo uma dada direção da amostra (linhas) ou a geração de imagens de raios-X de múltiplos elementos, bem como mapeamento quantitativo.

Catodoluminescência: Dois diferentes tipos de detectores podem ser empregados; um coletando todo o espectro gerado em um único sinal e o outro possibilitando discriminação de acordo com o comprimento de onda da luz emitida, mediante o emprego de filtros monocromadores.

3.5. *Concentração de minérios de ferro por flotação*

Flotação em espuma, ou simplesmente flotação, é um processo de separação aplicado a partículas sólidas que explora diferenças nas características de superfície entre as várias espécies presentes. O método trata misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa (polpas).

Os fundamentos das técnicas que exploram características de superfície estão em um campo da ciência conhecido como “Físico-química das Interfaces”, “Química de Superfície”, “Química das Interfaces” ou “Propriedades das Interfaces”, Peres (1999).

Iwasaki (1983), analisando o papel estratégico ocupado pela flotação na concentração de minérios de ferro, destacam-se três fatores:

- a flotação é o principal processo a ser utilizado para a concentração de minérios oxidados de baixos teores;
- o processo possibilita a redução dos teores em sílica de concentrados magnéticos obtidos por separação magnética, principalmente quando a liberação de quartzo fino impede o bom desempenho da separação magnética;
- a flotação é o processo mais indicado para a produção de super-concentrados, utilizados em processos metalúrgicos de redução direta.

A flotação, no caso de minérios de ferro, é denominada direta ou reversa, se os minerais flotados forem, respectivamente, os minerais oxidados de ferro ou o quartzo (sílica). A flotação é dita aniônica ou catiônica, de acordo com a natureza da parte polar dos coletores utilizados.

A flotação de minério de ferro pode ser realizada basicamente de quatro formas distintas:

- flotação de minerais oxidados de ferro, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos e sulfatos), em pH na faixa neutra a ácida;
- flotação de sílica, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos) em pH alcalino, ativado por cálcio;
- flotação catiônica de minerais oxidados de ferro, utilizando aminas como coletores e ativação por flúor, em pH ácido;
- flotação catiônica de sílica, utilizando aminas, em pH na faixa neutra e alcalina.

A flotação catiônica de sílica, com a utilização de aminas, é usualmente realizada na faixa de pH alcalino, onde as propriedades de dissociação e hidrólise deste grupo de reagentes lhe conferem características de coletor e espumante.

O tamanho máximo de partículas é fixado, primordialmente, pela liberação do mineral de interesse cuja recuperação é o objetivo do tratamento. O tamanho máximo das partículas na alimentação é governado pela granulometria de liberação que não deve ser maior que aquela que possibilite o transporte das partículas pelas bolhas de ar. O limite inferior da faixa granulométrica está associado com o conceito de “lamas”, que refere-se a materiais de granulometria fina (geralmente abaixo de 50 μ m) que podem causar efeitos deletérios ao sistema, Peres (1999).

Seguramente, um dos maiores problemas que o processo de flotação de minério de ferro enfrenta é a recuperação de minerais-minério na presença de lamas. As propriedades

superficiais das lammas influenciam a criação de recobrimentos de lammas sobre as partículas (“slimes coating”), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha-mineral e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lammas que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério, Peres (1999).

3.5.1. Mecanismos de adsorção de amins em minerais oxidados de ferro e em quartzo, Iwasaki (1983) e Leja (1982)

Os reagentes utilizados como coletores na flotação podem ser classificados em duas classes, Leja (1982):

- os tio-compostos;
- surfatantes ionizáveis não-tio.

As características comuns a todos os reagentes ionizáveis não-tio são, Leja (1992):

- tendência à dissociação, ionização e hidrólise, em extensão governada pelo pH da solução aquosa;
- abaixamento pronunciado na tensão interfacial, nas interfaces ar/água e óleo/água, em soluções diluídas (partículas $< 10^{-2}\mu\text{m}$);
- tendência à formação de agregados coloidais (micelas), quando a concentração do reagente excede o valor denominado concentração micelar crítica (CMC) e a temperatura excede certo nível mínimo, denominando ponto Krafft.

Estas propriedades são determinantes, em maior ou menor extensão, quanto aos mecanismos de adsorção desta classe de reagentes, na superfície de partículas minerais.

O pH constitui-se numa variável importante nos sistemas de flotação de minerais oxidados de ferro e quartzo, tanto por governar a dissociação e hidrólise dos reagentes coletores, quanto pela dependência das cargas de superfície das partículas destes minerais às concentrações dos íons H^+ e OH^- , em solução. Estes íons são íons determinadores de potencial, ou seja, íons responsáveis pela carga de superfície, em meio aquoso, dos minerais oxidados de ferro e quartzo.

A adsorção e a imobilização de reagentes coletores na superfície de minerais ocorre segundo três mecanismos, Peres (1999) e Leja (1982):

- quimissorção ou adsorção química é caracterizada pelo desenvolvimento de ligações químicas primárias (iônica/covalente) entre parte polar do coletor e a superfície mineral;
- adsorção específica no Plano Interno de Helmholtz, sem transferências de cargas entre adsorvente e adsorvato. A adsorção específica pode ser definida como aquela em que predominam mecanismos que independam de atração eletrostática. Segundo este conceito, a adsorção química é, certamente, uma adsorção específica;

- adsorção eletrostática sobre uma rede de íons (complexos) contrários, pré-adsorvidos.

Certamente, a ação de um surfatante como coletor em um determinado sistema de flotação não pode ser atribuída a um único mecanismo ou a um único tipo de ligação. Sempre há um efeito cooperativo entre dois ou mais tipos de ligações para o desenvolvimento do grau de ionização do coletor e hidrofobicidade da superfície mineral, necessários à flotação.

Aceita-se atualmente que o mecanismo atuante na adsorção de aminas em superfícies minerais é predominantemente eletrostático. São inúmeras as correlações estabelecidas entre curvas de potencial zeta e as regiões de flotabilidade de minerais oxidados de ferro e silicatos com aminas, em função do pH.

3.5.2. Utilização do amido como depressor de minerais de ferro na flotação catiônica do quartzo

A componente eletrostática do mecanismo de adsorção de aminas conduz à flotação indistinta de minerais oxidados de ferro e quartzo, em solução alcalina.

A seletividade na flotação catiônica de quartzo em minérios de ferro é alcançada através da adição de um reagente modificador que, adsorvendo-se seletivamente nos minerais oxidados de ferro, mantém sua superfície hidrofílica. Os reagentes modificadores mais utilizados neste sistema de flotação são o amido e seus derivados.

O amido é um polímero natural (polissacarídeo), formado pela condensação de moléculas de α -D (+) glicose, através de ligações do tipo α -1,4 (amilose) e α -1,6 (amilopectina).

A figura 3.2 apresenta as estruturas das moléculas de glicose, amilose e amilopectina.

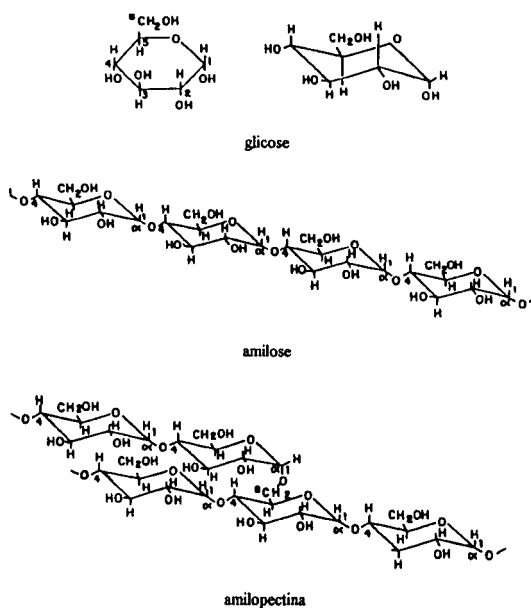


Figura 3.2 - Estruturas das moléculas de glicose, amilose e amilopectina, Leja (1982).

A proporção entre amilose e amilopectina, comprimento da cadeia e peso molecular do amido dependem da fonte (espécie botânica) da qual foi extraído. O número n de unidades de D-glicose para a amilose permanece na faixa de 200 a 1000 e para a amilopectina supera 1500.

No caso do amido de milho amarelo comum prevalece a relação 3/1, aproximadamente 25% de amilose e 75% de amilopectina. Os números mostram variações no conteúdo de amilose, entre amidos de diferentes espécies vegetais, desde 0% até 67%, Araújo (1988).

A adsorção do amido em superfícies de minerais oxidados de ferro e de quartzo tem como força promotora dois componentes principais:

- desenvolvimento de ligações de hidrogênio entre os átomos de hidrogênio disponíveis nas moléculas de amido e átomos de oxigênio na superfície dos minerais;
- interação eletrostática entre as moléculas de amido e a superfície mineral.

A seletividade do processo de flotação catiônica de quartzo em minérios de ferro é obtida quando a diferença entre as densidades de adsorção de amido nos minerais de ferro e quartzo for máxima, isto é, quando a maior adsorção possível em minerais de ferro corresponder à menor adsorção no quartzo.

3.5.3. Cinética de flotação, Wills apud Qeiros (2003)

Em flotação, as bolhas de ar são injetadas em polpas contendo uma mistura de partículas, tanto que somente minérios hidrofóbicos são coletados na superfície destas bolhas e saem do sistema.

Devido a esta simplicidade, o processo é amplamente usado para a separação de uma variedade de partículas sólidas. Entretanto, um número complexo de aspectos de interação química e física é envolvido no processo de flotação.

A cinética de flotação estuda a variação da massa do mineral flotado de acordo com o tempo de flotação. Se todas as variáveis operacionais são mantidas constantes, a relação algébrica entre os parâmetros mencionados acima é a equação da taxa de flotação. O caminho, no qual as equações de taxa podem ser avaliadas, pode ser baseado em suposições ou em fatos estabelecidos sobre o mecanismo do processo, ou, mais comumente, determinado empiricamente ou por analogia química.

A cinética de flotação é o estudo da variação na quantidade do produto do “overflow” da espuma em relação ao tempo de flotação, e a identificação quantitativa de todas as variáveis de controle de taxa. Mantendo cada variável constante, a relação algébrica entre a proporção do mineral flotado e o tempo de flotação é a equação da taxa de flotação. Esta contém valores da constante de todas as variáveis de determinação de

taxa em uma ou mais constantes de taxa, que precisam ser avaliadas a partir de dados experimentais.

A equação representando a cinética de flotação pode ser assim expressa:

$$dC(t)/dt = KC^n(t) \quad (3.1)$$

$$C = M/V \quad (3.2)$$

$C(t)$: concentração de sólidos no tempo t ;

t : tempo de flotação;

n : ordem do processo;

K : constante da taxa de flotação;

M : massa de sólidos;

V : volume de polpa.

Assumindo que o volume não é modificado durante a flotação (o que não é estritamente verdadeiro, sendo que sempre há pequenas perdas de líquidos quando a espuma mineralizada é coletada), o problema torna-se consideravelmente simples já que é possível obter a massa de mineral residual na célula. Esta constante é complexa desde que inclua parâmetros operacionais como tempo de indução, aeração, concentração de reagentes, tamanho de partículas, tratamento anterior, projeto da célula de flotação, entre outros.

A cinética de flotação normalmente é classificada como uma reação de primeira ordem, a equação de taxa de primeira ordem é usualmente expressa como:

$$R = 1 - e^{-Kt} \quad (3.3)$$

onde:

R : recuperação acumulada após o tempo t ;

K : constante da taxa de primeira ordem (tempo⁻¹);

T : tempo (acumulado) de flotação.

Plotando o $\ln(1-R)$ versus t deverá ser produzido uma função linear, mas tais gráficos são freqüentemente côncavos (concavidade para cima), que normalmente sugere a presença de componentes de flotação rápido e lento.

Agar (1985) questionou que tais postulados eram falsos e que os gráficos não-lineares resultaram da suposição de que o máximo possível de recuperação é 100%, embora na prática alguns materiais flotáveis sejam totalmente irrecuperáveis.

Este autor propôs uma equação de taxa de primeira ordem na forma:

$$R = R_{00} (1 - e^{-Kt}) \quad (3.4)$$

onde:

R : recuperação acumulada após o tempo t ;

R_{00} : recuperação de flotação teórica máxima;
 K : constante da taxa de primeira ordem (tempo⁻¹);
 t : tempo (acumulado) de flotação.

A constante de taxa de flotação depende do tamanho da partícula e do grau de liberação do mineral.

Agar (1980) Questionou o limite que determina a divisão entre as etapas “rougher” e “cleaner” indicando que esta pode ser feita no tempo de flotação em que a eficiência de separação é maximizada.

$$ES = R_m - R_g \quad (3.5)$$

onde:

R_m : % recuperação do mineral valioso;
 R_g : % recuperação da ganga no concentrado.

A maximização da eficiência de separação é dada por:

$$dES/dt = d(R_m - R_g)/dt = 0 \quad (3.6)$$

ou seja,

$$dR_m/dt = dR_g/dt \quad (3.7)$$

Agar (1985) mostrou que a equação de primeira ordem pode ser modificada para testes de flotação em bancada para incorporar um fator de correção para o tempo. Na flotação em bancada, sólidos hidrofóbicos tendem a conectar-se ao ar durante o período de condicionamento, o que promove a sua flotação mais rápida que deveria ser se não tivesse esta propriedade e por conseqüência, uma correção positiva ao tempo zero (na verdade, a flotação começa antes que o fluxo de ar seja introduzido). Por outro lado, quando o fluxo de ar começa, vários segundos decorrem antes da espuma carregada, original das partes mais profundas da cuba de flotação, estar presente na interface líquido-ar. Isto promove uma correção negativa ao tempo zero.

Um gráfico (de $[\ln(R_{00} - R)/R_{00}]$ versus $(t + b)$) deve produzir uma função linear de inclinação $-K$. Entretanto R e b são ambos desconhecidos. Usando dados experimentais, no q-ésimo valor de R e t :

$$\ln [(R_{00} - R_q)/R_{00}] + K (t_q + b) = \Delta_q \quad (3.8)$$

onde:

Δ_q : resíduo devido à erros nos dados experimentais.

Assim,

$$\Delta_q^2 = \{\ln[(R_{00} - R_q)/R_{00}]\}^2 + K^2(t_q - b)^2 + 2k(t_q + b)\ln[(R_{00} - R_q)/R_{00}] \quad (3.9)$$

Para n dados experimentais e q variando de 1 até n :

$$\sum \Delta q^2 = \sum \{ \ln[R_{00}-R_q]/R_{00} \}^2 + K^2 \sum t_q^2 + nK^2 b^2 + 2K^2 b \sum t_q + 2K \sum \ln[R_{00} - R_q]/R_{00} \quad (3.10)$$

$\sum \Delta q^2$ é um mínimo quando

$$\frac{\partial}{\partial K} (\sum \Delta q^2) = \frac{\partial}{\partial b} (\sum \Delta q^2) = 0 \quad (3.11)$$

o que implica em:

$$K' = \frac{n \sum \ln[(R_{\infty} - R_q) / R_{\infty}] - \sum \ln[(R_{\infty} - R_q) / R_{\infty}] \sum t}{n \sum t^2 - (\sum t)^2} \quad (3.12)$$

$$b' = \frac{K \sum t - \sum \ln[(R_{\infty} - R_q) / R_{\infty}]}{nK'} \quad (3.13)$$

sendo K' e b' os valores corrigidos de K e b , respectivamente.

Inicialmente, R_{00} pode ser suposto como sendo 100, e K' e b' são calculados a partir destas equações anteriores e em seguida calcula-se $\sum \Delta q^2$. Este procedimento deve ser repetido até que os valores de K' , b' e R_{00} encontrados minimizem $\sum \Delta q^2$.

A partir da equação de

$$\sum \Delta q^2 \quad (3.14)$$

tem-se que

$$\frac{dR}{dt} = R_{\infty} K e^{-k(t+b)} \quad (3.15)$$

da qual pode ser definido o tempo ótimo (t_o) em termos das recuperações de mineral-minério (R_m) e de ganga (R_g):

$$t_o = \{ \ln [(R_{00m} K_m) / (R_{00g} K_g)] - K_m b_m + k_g b_g \} / (K_m - K_g) \quad (3.16)$$

3.6. Teoria sobre processo de cominuição, Beraldo (1987) e Napier-Munn et al. (1999)

3.6.1. Relação entre energia consumida e granulometria do produto

Durante muito tempo, os processos de cominuição foram amplamente estudados em relação a energia consumida, o que é lógico devido ao fato da energia representar uma parcela importante nos custos de cominuição.

Foi então observado, experimentalmente, que a relação entre a variação de diâmetro das partículas e a energia consumida é inversamente proporcional a uma função-potência do diâmetro, ou seja:

$$dE = -Kdx/x^n \quad (3.17)$$

em que:

- E : Energia aplicada a uma massa unitária de minério;
- x : Diâmetro das partículas;
- K, n : Constantes dependentes do material.

Vários estudiosos deram diferentes interpretações a esta relação, que, integrada dá origem a duas outras expressões.

Para $x = 1$, vem:

$$E = K[1/x_2^{(n-1)} - 1/x_1^{(n-1)}] \quad (3.18)$$

Esta é conhecida expressão de Charles.

Para $n = 1$, vem:

$$E = K \ln(x_1 / x_2) \quad (3.19)$$

Esta expressão é conhecida como Lei de Kick.

Adotando-se valores de $n = 2$ e $n = 1,5$, respectivamente, e levando-se a expressão de Charles, resultam novas expressões.

Para $n = 2$:

$$E = K(1/x_2 - 1/x_1) \quad (3.20)$$

Esta é a expressão da chamada Lei de Rittinger.

Para $n = 1,5$:

$$E = K(1/\sqrt{x_2} - 1/\sqrt{x_1}) \quad (3.21)$$

Esta é a expressão da Lei de Bond.

Assim, para expressar a relação entre a energia consumida no processo e a granulometria do produto têm sido empregadas, ao longo do tempo, as leis cujas expressões foram apresentadas.

Lei de Rittinger

É a mais antiga, tendo sido desenvolvida em 1867. Sugere que a energia consumida na cominuição é proporcional a nova superfície produzida. Por outro lado, a área superficial dos materiais granulares é inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, do que se origina a expressão (3.20).

Lei de Kick

Desenvolvida em 1885, estabelece que a energia consumida na cominuição depende apenas da relação de redução, sendo independente da granulometria original. É representada pela expressão (3.19).

Lei de Bond

Foi desenvolvida em 1952, após uma intensa campanha de ensaios de laboratório e correlações industriais. É uma lei empírica, a qual Bond pretendeu dar um apoio teórico ao preconizar que a energia consumida na cominuição seja proporcional ao comprimento das fissuras iniciais que se desenvolvem no fraturamento. Após sua formulação e, devido ao fato de levar a resultados ajustados aos reais, a Lei de Bond passou a ser amplamente utilizada na seguinte expressão:

$$W = WI(10/\sqrt{P} - 10/\sqrt{F}) \quad (3.22)$$

em que:

W : energia aplicada, em *kWh/t curta*;

WI : designado como *Work Index*, em *kWh/t curta*;

P, F : tamanho em micrometros, em que passam 80% da massa do produto e da alimentação, respectivamente.

O *Work Index*, segundo Bond, é uma constante do material representando a energia necessária para cominuir de uma granulometria representada por um diâmetro infinito a uma representada por 80% passante em 100 micrometros.

A consideração da energia como uma função do trabalho de moagem, entretanto, tem validade em condições bastante limitadas. Deve-se considerar, primeiramente, que o trabalho útil de moagem, ligado a uma função do diâmetro, é uma fração muito reduzida da energia consumida nos equipamentos de cominuição. Assim, a maior parte da energia consumida é devido a perdas nos equipamentos, o que vem demonstrar a estreiteza da aplicabilidade das chamadas leis de cominuição. Entretanto, para um mesmo tipo de equipamento em condições semelhantes de operação, essas leis podem

ter aplicações, como ocorre, por exemplo, com a Lei de Bond em relação aos moinhos de barras e de bolas.

Hukki (1961) verificou que as leis da cominuição tinham aplicação a certos intervalos de granulometria e propôs a seguinte expressão:

$$dE = -K \left[\frac{d_x}{x^{f(x)}} \right] \quad (3.23)$$

A relação estabelecida para o consumo de energia de cominuição em função da granulometria do produto. A Figura 3.3 mostra que as três leis seriam aplicáveis para certos intervalos granulométricos, mas a Lei de Bond seria aplicável no intervalo granulométrico em que normalmente se desenvolve a operação de moagem de minério.

Embora a Lei de Bond tenha grande aplicação na moagem de minério, ela pode levar a grandes discrepâncias em função de condições de operação algo distintas das normalmente usadas. Bond e posteriormente Rowland procuraram corrigir algumas dessas discrepâncias preconizando a adoção de alguns fatores de correção.

Entretanto o problema mais sério da aplicação da Lei de Bond é não considerar o WI como função das variáveis de processo. As novas tentativas de se procurar definir os resultados da cominuição em função do regime de aplicação de forças as partículas, que é definido pelas variáveis de processo, ora em franco desenvolvimento, poderão vir a sanar essa dificuldade.

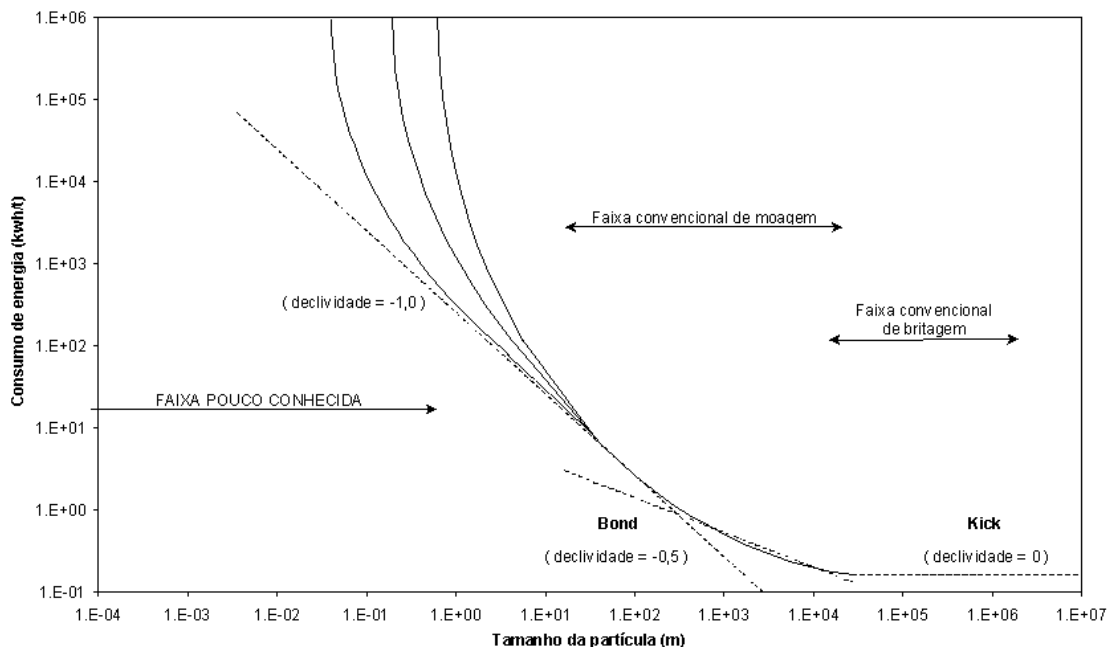


Figura 3.3 - Relação entre a energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição⁽²¹⁾

3.6.2. Mecanismos de quebra em partícula individual

Para que uma partícula seja fraturada é necessário que seja submetida a uma força que exceda sua resistência. A forma pela qual a partícula se fratura depende de sua natureza e do modo como a força é aplicada.

Ha três tipos principais de fraturas:

Abrasão - ocorre quando a força é insuficiente para provocar uma fratura em toda a partícula. Há a concentração local de esforços, que provoca o aparecimento de pequenas fraturas, com o surgimento de uma distribuição granulométrica de partículas finas ao lado da partícula original, cujo diâmetro é pouco diminuído. Esse tipo de fratura pode ser provocado por atrito entre as partículas ou de bolas com as partículas.

Compressão - ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim, a força é pouco superior a resistência da partícula. Desse tipo de fratura resultam poucos fragmentos de grande diâmetro. Esse tipo de fratura ocorre em britadores de mandíbulas, giratórios, cônicos e em moinhos quando as partículas são comprimidas entre dois ou mais corpos moedores, ou partículas maiores.

Impacto - ocorre quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior a resistência da partícula, como acontece, por exemplo, com britadores de Impacto ou em moinhos, nas zonas de queda das bolas ou barras. Resulta dessa fratura uma distribuição granulométrica de partículas finas.

Nos moinhos tubulares ocorrem simultaneamente os diversos tipos de fratura, sendo a predominância de um ou outro tipo função das variáveis de processo.

A distribuição granulométrica dos fragmentos produzidos pelo fraturamento de uma partícula depende do tipo de fratura. Gilvarry mostrou que, para fraturamento por choque, vale a expressão:

$$Y = 1 - \exp \left[- \left(\frac{d}{K_1} \right) - \left(\frac{d}{K_2} \right)^2 - \left(\frac{d}{K_3} \right)^3 \right] \quad (3.24)$$

em que:

Y : Fração acumulada passante em d ,
 K_1, K_2, K_3 : Constantes dependentes das ativações de fissuras, da superfície e do volume, respectivamente.

Quando se considera como dominante o efeito das fissuras, para partículas pequenas a expressão (2.24) reduz-se a equação de Rosin-Rammier:

$$Y = 1 - \exp \left[- (d / \bar{d})^s \right] \quad (3.25)$$

Nessa expressão, \bar{d} é o módulo de tamanho e s é conhecido como índice da distribuição de Rosin-Rainmler ou índice de Weibull.

Para partículas finas, a curva granulométrica se aproxima da equação de

Gaudin-Schumann:

$$Y = \left(\frac{d}{\bar{d}} \right)^n \quad (3.26)$$

em que:

\bar{d} : Módulo de tamanho
 n : Módulo da distribuição

Usando uma aproximação estatística, Gaudin e Melloy derivaram a expressão:

$$Y = 1 - (1 - d/\bar{d})^n \quad (3.27)$$

Esta expressão é aplicável a distribuição granulométrica dos maiores fragmentos de uma fratura.

As expressões (3.24) e (3.27) podem ser derivadas dando origem a equação mais geral, das quais outras decorrem:

$$Y = 1 - [1 - d/\bar{d}]^{n_1} \times [1 - (d/\bar{d})^2]^{n_2} \times [1 - (d/\bar{d})^3]^{n_3} \quad (3.28)$$

em que:

n_1, n_2, n_3 : Constantes dependentes das atividades de fissuras, superfície e volume.

Para granulometria grossa, na qual poucas partículas são produzidas, a equação de Klimpel e Austin passa a:

$$Y = 1 - [1 - (d/\bar{d})^3]^{n_3} \quad (3.29)$$

Derivando-se a equação de Rosin-Rammier surge outra equação para representar a distribuição granulométrica discreta, que tem sido bastante usada na análise matemática de operações de cominuição.

$$Y = \frac{1 - \exp[-(d/\bar{d})^n]}{1 - \exp(-1)} \quad (3.30)$$

Nesta expressão, Y é a fração retida em peneiras de uma série geométrica.

3.6.3. Modelo teórico do processo de cominuição

Modernamente, tem-se procurado estudar o processo de cominuição pela cinética de fraturamento das partículas, buscando-se desenvolver modelos desses processos e

também estudar a relação entre os parâmetros desses modelos e as variáveis operacionais. Esse modelamento do processo de cominuição podem ser utilizado em trabalhos de otimização e de controle de processo e ainda ser de grande utilidade no dimensionamento de instalações.

É de se esperar que, gradativamente, a aplicação de modelagem matemática dos processos de cominuição venha complementar ou mesmo substituir o enfoque sob o ponto de vista exclusivo da energia consumida. É de se notar que, dada a sua base teórica, contrariamente ao ponto de vista energético totalmente empírico, o método cinético poderá propiciar uma oportunidade muito mais ampla para desenvolvimento de novas tecnologias de processo de cominuição. A cinética do processo de cominuição é usualmente representada por três funções, dadas a seguir.

3.6.4. Função de seleção e velocidade específica de quebra

Se uma amostra de massa $W_j(F)$ de material graduado granulometricamente for submetida a um processo de cominuição, pode-se observar que uma fração da amostra sofre redução, enquanto o restante, $W_j(P)$, permanece sem ter sido cominuído. Chama-se função de seleção a probabilidade que tem uma partícula de sofrer cominuição, sendo essa probabilidade, S , expressa pela relação entre a massa que sofreu cominuição e a massa inicial de material.

$$S_j = \frac{W_i(F) - W_j(P)}{W_j(F)} \quad (3.31)$$

A função de seleção pode ser determinada em ensaio pela velocidade de desaparecimento de material na granulometria de alimentação. Essa definição de função de seleção serve para qualquer processo de cominuição. No caso de cominuição em moinhos tubulares, a função de seleção tem uma característica cinética e pode ser caracterizada por uma velocidade de quebra, pois é uma função crescente do tempo a que a amostra foi submetida a moagem. Considerando-se a velocidade de quebra proporcional a massa de material, define-se como velocidade específica de quebra (S_j) a relação entre a velocidade de quebra e a massa existente.

$$S_j = -\frac{dW_j}{dt} / W_j \quad (3.32)$$

Integrando-se a expressão acima, considerando-se S_j constante, vem:

$$W_j(t) = W_j(0) \exp(-S_j t) \quad (3.33)$$

A velocidade específica de quebra e a função de seleção dependem do diâmetro. Em casos em que o diâmetro das bolas x_0 é bem maior que o diâmetro das partículas x_i , é usual a função de seleção ser proporcional a uma função-potência do diâmetro.

$$S_i = a (x_i/x_0)^\alpha \quad (3.34)$$

Sendo x_i e x_0 em mm, e a em min^{-1} .

O fato das velocidades de quebra serem uma simples função-potência do diâmetro da partícula não tem sido adequadamente explicado em bases teóricas, mas amplamente demonstrado experimentalmente. A velocidade específica de quebra é menor para os tamanhos menores, porque é mais difícil transmitir esforços a uma massa unitária quando constituída por partículas menores. O valor de a é positivo, normalmente entre 0,5 e 1,5, sendo uma característica do material, mas o valor de a varia com a mudança das condições operacionais do moinho. Os valores de a mostram uma grande variação de materiais moles a materiais duros.

Deve-se observar que a expressão (3.34) é válida para condições de moagem em que a abrasão seja pouco importante. Para partículas muito grandes em relação ao diâmetro dos corpos moedores, tem-se demonstrado que a velocidade de quebra não segue uma cinética de primeira ordem, parecendo consistir em uma velocidade inicial mais rápida seguida de uma velocidade mais lenta. Algumas das partículas são muito grandes para ser fraturadas pela ação das bolas e, além disso, a acumulação de finos parece servir no amortecimento da ação das bolas sobre as partículas maiores.

A velocidade de quebra de primeira ordem das partículas menores é referida como normal e a de quebra das partículas maiores, não de primeira ordem, como não normal. Então, a velocidade de quebra pode passar por um máximo, o que é lógico se houver partículas grandes cuja velocidade de quebra seja não normal; dessa forma, as partículas maiores que o ponto de máximo apresentam velocidade de quebra menor, devido a ineficiência do moinho em transmitir esforços que sejam capazes de fraturá-las.

A função de seleção ou velocidade de quebra é função do material e das condições de moagem, em especial da energia do moinho.

3.6.5. Função de quebra

Quando material de tamanho j se quebra, produz-se uma distribuição granulométrica completa de partículas menores; estas se misturam a carga do moinho, sendo submetidas a novas quebras. Define-se como função de quebra a distribuição granulométrica das partículas provenientes da quebra primária de uma partícula maior. Na forma de distribuição granulométrica acumulada, define-se a função de quebra B_{ij} , que é fração de material do tamanho j que se quebrou, indo aparecer em tamanhos menores que x_j (o tamanho superior do intervalo i).

Uma determinação razoável da função de quebra pode ser feita experimentalmente partindo-se de uma amostra graduada no tamanho j . Faz-se um ensaio de curta duração (no máximo de 20% a 30% do material quebrado) e determina-se a distribuição granulométrica do material quebrado. Os valores de B_{ij} podem ser estimados como:

$$B_{ij} = \frac{\ln[(1 - P_i(0))/(1 - P_i(t))]}{\ln\{1 - P_{j+1}(0)/[1 - P_{j+1}(t)]\}} \quad (3.35)$$

Esta equação corrige aproximadamente o efeito da quebra secundária, desde que esta não tenha sido muito intensa. Podemos calcular B_{ij} , ou seja, a quantidade de material quebrado da classe j que foi para a classe i , pela equação:

$$B_{ij} = b_{i,j} - b_{i+1,j} \quad (3.36)$$

Os valores de B_{ij} parecem ser independentes das condições de moagem, desde que considerada moagem normal.

Para muitos materiais, a função de quebra normalizada é função apenas da relação de tamanhos, sendo independente do tamanho inicial. Tem sido amplamente usadas as expressões de Gaudin-Schumann e a de Broadbent e Callcott. Para materiais que apresentem quebra não normal, a função de quebra é muito mais complexa.

3.6.6. *Função de classificação*

Um processo de cominuição é constituído de uma série de eventos de quebra, nos quais se aplicam as funções de seleção e de quebra. Entretanto, pode ocorrer que o produto de cada evento de quebra seja submetido a uma operação de classificação que retenha as partículas mais grossas e impeça sua passagem para o evento de quebra subsequente. Esse efeito de classificação existe praticamente em qualquer processo de cominuição. É pouco importante em moinhos de bolas, porém constitui uma característica essencial em moinhos de barras, nos quais há uma pronunciada quebra preferencial dos grossos devido a uma classificação por tamanho do material efetuado pelas barras. Assim, à medida que o material vai caminhando ao longo do moinho de barras, ele vai sendo cominuído e as partículas mais grossas vão sendo impedidas de prosseguir em seu fluxo pelo efeito de uma classificação por tamanho realizado pelas barras. Nota-se que o tamanho das partículas diminui no sentido do fluxo, devido a inclinação das barras. Dessa forma, o efeito de classificação vai se aplicando a partículas cada vez menores à medida que se caminha no sentido do fluxo.

3.7. *Métodos de concentração atualmente usados no Brasil, Araújo et al. (2003)*

3.7.1. *Dados históricos*

A produção de minério de ferro no Brasil restringiu-se a hematitas de altos teores até os anos setenta, quando o primeiro grande projeto baseado exclusivamente na concentração de minérios itabiríticos de baixo teor foi colocado em operação pela Samarco na Mina de Germano em Mariana, Minas Gerais (começou em 1977 a mineração, beneficiamento, transporte por mineroduto e pelletização).

Antes disso, a Companhia Vale Rio Doce (CVRD) com operações em Itabira (Cauê e o Conceição) já vinha utilizando, de modo pioneiro, separadores magnéticos de alta intensidade/gradiente (separação magnética de alta intensidade a úmido (WHIMS)) para o beneficiamento de itabiritos junto com hematitas de alto teor ainda disponível àquele complexo de mineração.

As demais operações que utilizavam concentração de minério de ferro naquele momento eram a mina da Fabrica (antiga Ferterco, atualmente unidade da CVRD) em Congonhas no estado de Minas Gerais, e CVRD mina de Piçarrão (já exaurida) em Nova Era, também em Minas Gerais onde jigagem e espirais de Humphreys foram utilizados no beneficiamento de itabiritos.

Todas operações realizadas em minério de ferro neste momento beneficiavam hematitas de altos teores que era lavado, classificado granulometricamente, mantendo-se elevados rendimentos mássicos nas usinas. Um excelente exemplo destas usina: Águas Claras - MBR (início de operação em 1973 e exaustão em julho de 2001). Esta usina que alcançou cume de produção em 1993, com produção total de 13 milhões de toneladas por ano, entre granulados, sinter feed e pellet feed, era uma das maiores instalações de beneficiamento operando no Quadrilátero do Ferrífero.

3.7.2. *Práticas correntes*

A concentração gravítica, magnética e flotação são métodos empregados em separado, ou, mais comumente, combinados, para a concentração de minérios de ferro no Brasil. Na região do Quadrilátero Ferrífero, as frações de sinter feed e pellet feed são submetidas a concentração. Em algumas usina, as de menor porte, a escrubagem também é utilizada para melhorar os teores dos granulados removendo partículas de ganga porosa.

Entre os maiores produtores de minério de ferro, apenas em Carajás (CVRD, Estado do Pará) uma usina de beneficiamento baseada exclusivamente em um circuito de cominuição, lavagem e classificação granulométrica permanece em operação. Esta usina trata mais de 45Mt por ano de hematita de alto teor produzindo granulado, *sinter feed* e *pellet feed*.

As mais recentes inovações em beneficiamento para produção de *pellet feed* incluem a utilização do *ferrous wheel* (concentrador magnético de alto gradiente de imã permanente - FWMS), implementado em 2000 na MBR - Mina da Mutuca, e um separador magnético de terras raras na mina de Córrego do Feijão pertencente a antiga Ferteco, assim como a mina de Jangada. A operação da MBR na área de Jangada, outra aplicação que contempla a utilização de um separador magnético de terras raras ainda em implantação. A seleção do método de concentração é baseada principalmente na assembléia mineralógica.

Para concentração do *pellet feed* da mina da Mutuca, separadores magnéticos FWMS foram selecionados por causa da necessidade de separar principalmente as partículas de gibsita das de hematita (martita com alguns traços de magnetita estão frequentemente presentes). O Quartzo também presente neste material, mas em menor proporção (2-6%). O minério alimentado nesta usina é um minério de alto teor produzindo granulado e *sinter feed* sem a necessidade de métodos de concentração. Mas o *pellet feed* necessita de concentração. Confrontado com gibsita, o mineral de ganga mais importante, a aplicação da flotação catiônica reversa é dificultada uma vez que este mineral também é deprimido pelo amido que deve ser usado para assegurar a

seletividade da flotação de quartzo pela amina. Por conseguinte, a seleção de um método de separação magnético se tornou necessária neste caso. Por causa das capacidades envolvidas, a melhor escolha, em termos de dispêndio de capital e custo operacional, era o separador magnético ferrous wheel. Esta foi a primeira aplicação deste tipo no Brasil e a terceira no mundo.

3.7.3. *Observações*

Minérios de ferro silicoso é o mais simples para concentrar e pode geralmente ser beneficiado por uma combinação de métodos gravimétricos para a fração granulométrica mais grosseira e flotação reversa para a fração de *pellet feed*.

Remoção parcial de um pouco de fósforo pode ser alcançada, em certos casos, através do emprego de métodos convencionais de concentração como separação magnética.

O sucesso da aplicação de qualquer método de concentração é, com certeza, medido pelo grau de liberação das fases minerais presentes, mas também é afetado por uma série de aspectos sobrepostos percorrendo desde a distribuição granulométrica à presença de relictos de magnetita em partículas de martita.

Cada vez mais, em um futuro próximo, as usinas estarão aplicando uma combinação apropriada de métodos de concentração para cada minério, apontado para a maximização da recuperação e redução de custos operacionais.

Há uma tendência de aumento da participação de itabirito na alimentação das usinas, especialmente no Quadrilátero do Ferrífero, desta forma as usinas de beneficiamento serão cada vez mais complexas.

A seleção de um determinado método de concentração também depende da qualidade esperada do produto final, por exemplo, a flotação é o método de concentração usualmente selecionado (só ou em combinação) sempre que se requer um nível muito baixo de sílica no *pellet feed*.

3.8. Modelos matemáticos

3.8.1. Aspectos gerais

3.8.1.1. Conceitos de modelo matemático Guillaneau et al. e (1993), Martins (1997)

Chama-se modelo matemático um conjunto de equações ou representação lógica e quantitativa das interrelações entre as variáveis de um sistema, de forma que, baseado nos princípios de funcionamento e mecanismos intrínsecos de cada operação, são capazes de reproduzir e prever condições mediante entradas de dados de amostragem, testes ou mesmo dados empíricos.

Equipamentos, em geral, podem ser representados por modelos matemáticos, normalmente de diferentes níveis de complexidade, que podem receber valores de parâmetros a partir de dados amostrados e empíricos.

Modelos matemáticos considerados de baixa complexidade são geralmente usados para análise de fluxos e balanço de massa. Modelos tidos como médios e avançados podem ser usados para se prever, com bom grau de confiança, os comportamentos do processo a partir das variáveis que envolvem os equipamentos e acessórios.

Os modelos de processos minerais normalmente carecem de dados experimentais para determinação de parâmetros. Em outras palavras, os modelos em questão são paramétricos (não universais), válidos dentro de um domínio restrito. Muitas vezes não podem ser extrapolados para faixas demasiadamente amplas, bem como para tipos de minérios extremos que podem ocorrer numa jazida. Todavia, a capacitação de um modelo individual pode ser ampliada, com maior e mais cuidadoso detalhamento do mesmo, fazendo, assim, frente a situações operacionais extremas e a minérios complexos.

O uso da simulação tem contribuído de forma bastante eficaz para minimização de custos, quer sejam de investimento, quer sejam operacionais. De fato, um número muito significativo de empreendimentos minerais estão economizando quantias monetárias expressivas.

Os modelos *teóricos* refletem os princípios estabelecidos cientificamente, pelas leis da física e da química, ou físico-química, por exemplo os modelos associados aos fenômenos de transporte.

Os modelos *empíricos* são os mais simples e foram desenvolvidos a partir de dados experimentais ou industriais, gerados nas diversas operações unitárias. Estes, normalmente, expressam o desempenho do processo fazendo uso do método de regressão linear, calculando, por exemplo, os dados de uma curva granulométrica de produto de britador em determinada condição operacional. Os modelos refletem processos particulares com um grande número de dados colecionados industrialmente. São exemplos típicos aqueles que usam curvas de partição de processos de

classificação. Apesar de alguns estudiosos não aceitarem estes modelos, os mesmos são usuais, fáceis, e representam um bom nível de conhecimento do processo, Martins (1997) e Guillaneau et al. (1993).

Os modelos *fenomenológicos* são desenvolvidos a partir da descrição do mecanismo do processo associado ao grau de influência de parâmetros físicos de processo. Estes modelos são poderosos, constituindo uma representação realista do processo. Nesta categoria houve o maior desenvolvimento de trabalhos nos últimos anos. Podem ser citados, como exemplo, aqueles que descrevem as operações de moagem baseados na teoria cinética, e mais recentemente os que descrevem as operações de flotação.

3.9. *Simulação de processo*

A simulação de circuitos pode ser entendida de diversas maneiras e pode ser definida como uma atividade que descreve a operação completa da planta.

A simulação de processo mineral, baseada em modelos matemáticos, é uma tecnologia corrente e acessível, à disposição dos operadores, engenheiros de processo, engenheiros projetistas, pesquisadores e gerentes. É uma ferramenta ágil e poderosa para consistente e sistemática análise de processo, como nas rotinas operacionais de usinas existentes, estudos de modificações, otimização ou desenvolvimento e definição de novos fluxogramas, Martins (1997).

A simulação tem como objetivos os seguintes aspectos, Guillaneau et al. (1993) e Napier-Munn (1993)

- fornecer uma estrutura formal, qualitativa e quantitativa para entendimento do processo;
- fornecer uma boa base de dados para planejamento e avaliação de testes de laboratório, usina piloto, ou circuitos existentes, para determinação de parâmetros de processo e critérios de “*scale-up*” e definição de estratégias de controle;
- a simulação possibilita grande capacidade de análise do processo, além de agilidade e redução de custos, para definições de fluxograma, operação, controle, otimização e aumento de capacidade;
- constitui excelente ferramenta para o ensino, aprendizagem e treinamento.

A simulação apresenta grandes vantagens, principalmente quando o programa de testes ou ensaios são repetitivos. A experimentação em laboratório e usina piloto apresenta, usualmente, um grande número de resultados com erros devido a fatores de difícil controle, o que pode ser evitado na simulação. A Tabela III.4 relaciona mais algumas possibilidades para uso desta tecnologia e os benefícios associados com a utilização desta ferramenta, Guillaneau et al.:

Tabela III.4 - Possibilidades da simulação, Napier-Munn (1993) e Martins (1997)

Principais Possibilidades da Simulação	
↳ Pode-se investigar o efeito de modificações nos fluxogramas e variáveis operacionais sem interferência na produção;	↳ É possível planejar testes de laboratório e usina piloto economizando tempo e recursos;
↳ Dimensionamento de novas plantas e projetos de expansão;	↳ Pode ser usada para definição de estratégias de controle
↳ Fornece uma base formal e consistente para tomada de decisão;	↳ Possibilita a identificação de problemas em operações de <i>start-up</i> ;
↳ Permite estudo sistemáticos das operações e variáveis de processo;	↳ Permite uma otimização da performance da usina, com minimização de custos operacionais e maximização dos recursos disponíveis;
↳ É uma ferramenta extremamente ágil, com ganhos significativos em tempo e recursos.	↳ Permite uma avaliação econômica nos estudos de definição de alternativas de processo e fluxograma.

A simulação de processo, baseada em modelos, pode ser dividida em dois tipos, caso envolva ou não o fator tempo. Desta forma, a simulação pode ser dinâmica ou estática.

3.9.1. Simulação estática, Sastry (1990) e Durance et al. (1994)

A simulação *estática* é a técnica mais usual hoje em dia e é utilizada principalmente para otimização de processos. Desta forma pode-se obter um diagnóstico do processo, naquele determinado instante, e analisá-lo sob condições de constância na entrada de dados. Pode-se estudar, por exemplo, o efeito da alteração nas variáveis de operação, tais como mudança na partição de hidrociclone em função de diferentes aberturas de *apex*, ou efeito da inclusão de novo britador no circuito. Na moagem, os modelos mais avançados permitem a otimização total do circuito. Pode-se otimizar desde o classificador do circuito até as variáveis da moagem, como diâmetro ótimo de bolas, percentagem de sólidos, entre outras variáveis.

A predição dos fluxos de água, minério e outras fases da usina operada estaticamente sob condições dadas é chamada simulação direta. O retrocálculo dos parâmetros da configuração da usina (assim como as dimensões requeridas de um equipamento) para obter uma dada operação de usina é chamado simulação reversa. A Figura 3.5 apresenta a base da simulação estática.

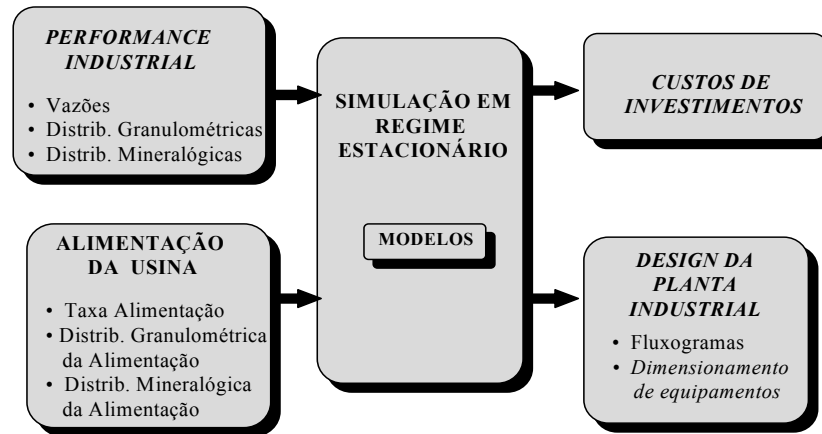


Figura 3.4 - Base da simulação estática

A simulação estática é uma abordagem efetiva para projetar usinas pois fornece várias possibilidades e informações, como:

- um grande número de hipóteses pode ser considerado na concepção de fluxogramas e equipamentos;
- o equipamento de processo e as unidades de manuseio do material podem ser dimensionados;
- a configuração ótima de uma usina industrial pode ser alcançada num espaço de tempo muito curto.

É também usada como auxílio operacional para tomadas de decisão em usinas existentes, como:

- melhoria do fluxograma ou adaptação devido às mudanças no mercado de minério ou do produto;
- definição de parâmetros operacionais ou ajuste de certas operações unitárias.

3.9.2. Simulador de processos, Morizot e Guillaneuau (1996) e Martins (1996)

Um *software* de simulação é, usualmente, um pacote que associa modelos matemáticos, que representam adequadamente uma operação unitária, fenômenos de transporte e circuitos. Estes modelos são capazes de prever o que acontecerá se alguma mudança for feita naquela operação unitária ou nas condições do fluxo que compõem o circuito.

Um *software* de simulação deve possuir uma boa base de modelos matemáticos, uma interface de trabalho amigável, deve integrar fluxogramas completos, possuir estrutura aberta com módulo de balanço de massas e ótima apresentação de resultados, com saídas em tabelas, desenhos e gráficos.

Um simulador avançado deve oferecer várias alternativas de entrada de dados, geração de relatórios, gráficos, obtenção de balanços de massa, estimação de parâmetros dos modelos matemáticos, simulação direta e reversa, estimativa de investimentos, entre outros aspectos.

Os modelos incorporados permitem simular equipamentos como: britadores, moinhos de bola e de barra, célula e coluna de flotação, hidrociclones, peneiras, hidroclassificadores de arraste e espiral, mesa vibratória, jiques, espirais concentradoras, espessadores, filtros, tanques de lixiviação, tanques CIP.

Nos softwares disponíveis atualmente podem conter três modos de procedimento, ou algoritmos, para simulação, a simulação direta, a simulação reversa e a simulação conjunta.

Na *simulação direta* é possível predizer a operação da usina com base em dados simples de alimentação da mesma. Obtêm-se dados de todos os fluxos, em função das fases definidas inicialmente, podendo incluir, por exemplo, fluxos mássicos e/ou volumétricos, teor, granulometria, entre outros.

Pela *simulação reversa* se faz um retro-cálculo para definição dos parâmetros dos modelos, obtendo-se a calibração do simulador, que possibilita a adequação dos resultados preditos com os dados experimentais. Neste módulo, quando se têm dados completos de usina ou laboratório, adequa-se o simulador para representar fielmente o desempenho da usina, podendo-se então estudar variáveis diversas. Nesta etapa dizemos que o simulador está calibrado.

A *simulação conjunta* executa alternativamente seqüências de simulação direta e reversa, para alcançar objetivos definidos, seja de calibração ou dimensionamento de equipamento.

4. METODOLOGIA

4.1. Amostras

Atualmente parte da formação ferrífera de Conceição, basicamente itabiritos compactos e semicompactos de baixo teor de ferro, é disposta com estéril de mina. Este foi o material objeto dos estudos.

Para os estudos de caracterização mineralógica e de concentração foram utilizadas amostras que caracterizassem as litologias atualmente expostas. As litologias são facilmente reconhecidas no campo e/ou furos de sondagem, sendo elas: tipo maciço, finamente laminado, foliado-milonítico rico e silicoso pobre.

Foram coletadas 4 amostras de aproximadamente 200kg para representar as 3 litologias atualmente expostas na mina.

- Amostra 1 Tipo maciço (bandamento incipiente a inexistente);
- Amostra 2 e 4 Tipo finamente laminado;
- Amostra 3 Tipo foliado-milonítico rico;

O tipo silicoso pobre, interceptado apenas em sondagem profunda, não é objeto desta caracterização.

Para os estudos de simulação utilizou-se uma amostra que representasse a fração do corpo mineral que será movimentada nos próximos anos, portanto as litologias: tipo maciço, finamente laminado e foliado-milonítico rico.

4.2. Caracterização mineralógica e estudos de concentração

4.2.1. Técnicas analíticas

Os procedimentos de caracterização mineralógica e estudos de concentração foram realizados no Laboratório de Caracterização Mineralógica da EEUFMG e nos centros de pesquisas da Companhia Vale do Rio Doce:

- CDM - Centro de Desenvolvimento Mineral, em Santa Luzia - MG;
- CPT - Centro e Pesquisa Tecnologia, em Itabira - MG;
- CPT - Centro e Pesquisa Tecnologia, em Mariana - MG;
- GETEC/GAFEP - Usina Piloto, em Vitória - ES.

4.2.1.1. Estudos granuloquímicos

As análises granulométricas foram efetuadas por peneiramento a úmido, em peneiras de laboratório, até a malha de 38 μ m (400Tyler).

As análises químicas quantitativas foram executadas em amostras globais, bem como por faixas granulométricas, utilizando a fluorescência de raios-X. Os elementos/compostos analisados foram: Fe total, SiO₂, Al₂O₃, P e Mn.

4.2.1.2. Estudos mineralógicos e microestruturais

Como abordagem inicial, foi realizada uma análise de imagens em Microscópio Eletrônico de Varredura em duas faixas granulométricas: -2,000+1,000mm e -1,000+0,500mm.

A lupa estereoscópica foi empregada nos estudos mineralógicos de caráter qualitativo e de liberação para as frações mais finas: -0,500 +0,250mm; -0,250 +0,125mm; -0,125 +0,074mm; -0,074 +0,044mm e -0,044mm.

Além dos estudos de liberação, as amostras globais foram caracterizadas em termos de composição mineralógica e de aspectos texturais, que envolveram basicamente a estimativa da porcentagem de minerais presentes (minerais metálicos e minerais de ganga), dos tipos morfológicos e da granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de ferro. Todos estes resultados foram obtidos por microscopia ótica, através de preparação de seção polida de grãos.

Utilizou-se a microscopia ótica de luz refletida para a identificação dos minerais opacos, especialmente os portadores de ferro e na investigação das associações mineralógicas e texturais. A microscopia ótica de luz transmitida foi utilizada para identificação dos minerais translúcidos, ou seja, minerais de ganga.

O grau de liberação das frações granulométricas foi avaliado de acordo com a Liberação Gaudin 100% (LG 100%) e 95% (LG 95%). LG 100% informa a porcentagem volumétrica do mineral de interesse proveniente de partículas completamente liberadas dentro do universo total de partículas que o contém. LG 95% considera que partículas mistas compostas por mais 95% de um determinado mineral sejam consideradas liberadas.

4.2.2. Procedimentos experimentais

4.2.2.1. Preparação das amostras

A preparação das amostras seguiu as seguintes etapas:

- Reduziu-se a amostra inicial abaixo de 32mm em circuito fechado de peneiramento e britagem, utilizando-se um britador de mandíbula. Homogeneizou-se o produto em pilha alongada.
- Peneiramento do produto britado, a úmido, (peneiras 50x50mm), individualizando as frações -8 +1mm, -1,6 +0,15mm e -0,15mm.
- À fração -1,6 +0,15mm foi adicionada parte da fração -0,15mm (12%) para simular a eficiência da classificação industrial, que geralmente é realizada em hidrociclones de 660,4mm (26") de diâmetro.

- Filtragem da fração -0,150 mm.
- Secagem de cada fração em estufa a 200°C.
- Homogeneização em pilha de cada fração.
- Quarteamento, utilizando um quarteador Jones obtendo alíquotas com massa adequada para realização dos ensaios de bancada para cada fração.

4.2.2.2. Separação em líquido denso (fração -8 +1,6mm)

A fração -8 +1,6mm foi submetida a ensaios de separação em líquido denso, em bromofórmio ($d = 2,86\text{g/cm}^3$) dividida em frações: +6,35mm; -6,35 +4mm; -4 +2mm; -2 +1,6mm; -1,6 +0,5mm; -0,5 +0,25mm; -0,25 +0,15mm e -0,15mm. Analisou-se a composição química de cada produto e o fechamento de balanço de massas de cada teste.

Utilizou-se becker 1000ml com aproximadamente 500ml de bromofórmio, pesando o afundado e flutuado de cada fração após a lavagem e secagem de cada amostra.

4.2.2.3. Separação magnética (fração -1,6 +0,15mm)

Essas amostras foram submetidas a ensaios de separação magnética em um separador eletromagnético com campo de 10.000G (L4-Imbrás) com placas de 3mm de espaçamento. Cada produto foi analisado granulometricamente em 2, 1, 0,5, 0,25, 0,15 e -0,15mm e composição química determinada: Fe, SiO₂, P, Al₂O₃, Mn, PF e FeO.

4.2.2.4. Moagem em bancada (fração -32mm)

As amostra foram moídas, objetivando 5% retido em 0,15mm (alíquotas de 1500g), em moinhos de 305,8 x 305,8mm (12 x 12") para a realização dos testes de deslamagem e flotação

4.2.2.5. Deslamagem (fração -0,15mm)

A deslamagem em bancada da fração -0,15mm foi realizada em hidrociclone de 40mm (1,57") de diâmetro, com *inlet* 16 x 3mm (0,63 x 0,12"), *vortex* de 10mm (0,39") e *apex* de 3mm (0,12"). A pressão na alimentação da ciclonagem foi de 1,7 kg/cm² e a percentagem de sólidos na alimentação de 6% em massa.

4.2.2.6. Flotação em bancada (fração -0,15mm)

Após a deslamagem da fração -0,15mm das amostras, finos naturais e moída a 0,15mm, foram realizados os ensaios de flotação em escala de bancada, utilizando-se o gritz de milho como depressor dos minerais de ferro e como coletor do quartzo a amina Flotigan EDA da Clariant. As condições de operação foram as seguintes:

- Célula : Denver, 1200rpm, cuba 2,5 litros;
- Polpa : 60% sólidos em massa, água destilada;

- Dosagem de amido : 600g/t, gelatinizado na relação amido/soda 6:1;
- Dosagem específica de amina : 250 g/t SiO₂ na alimentação;
- Tempos de condicionamento : 3 minutos para o amido, 1 min para a amina,
- pH : 10,2.

4.2.2.7. Determinação de work index (WI)

A seguir é apresentado o procedimento detalhado utilizado para a determinação do *Work Index (WI)* das várias amostras estudadas. Os testes foram realizados em um moinho 305,8 x 305,8mm (12 x 12") sendo necessário uma amostra inicial de 10kg. As etapas seguidas foram:

1. Reduziu-se a amostra inicial em sucessivos estágios de britagem em britador de mandíbulas e posteriormente em britador de rolos para obtenção de um produto 100% passante em 3,4mm.
2. Depois de reduzido o material, formou-se uma pilha de homogeneização de formato piramidal de dimensões apropriadas para evitar a segregação do material.
3. Colocou-se o material em uma proveta graduada de 1 litro. Compactando-o levemente, batendo o fundo da proveta em superfície revestida de borracha. Completou-se o volume até 700ml. Determinou-se esta massa de minério. Repetiu-se este procedimento 3 vezes e adotou-se o valor médio, avaliando a diferença e os desvios entre as amostras. Este valor representou a massa de alimentação do ensaio (M), expresso em gramas.
4. Calculou-se a massa de alimentação que será acrescentada quando em regime (Aar). Aar é igual a $M / 3,5$.
5. Realizou-se a análise granulométrica da amostra da alimentação de acordo com os procedimentos já descritos. Determinou-se a abertura da peneira onde passariam 80% da alimentação ($F80$).
6. Definiu-se a abertura da malha de teste de classificação em 150 μ m (Am).
7. Determinou-se por peneiramento, a massa passante em 150 μ m. Este é o passante inicial do primeiro ciclo e denomina-se MA_1 , expresso em gramas.
8. Carregou-se o moinho com a carga de bolas especificada por *Bond* e a quantidade de minério calculada no item quatro. Determinou-se 100 rotações para o 1º ciclo.
9. Descarregou-se o moinho e peneirou-se o minério em 150 μ m, determinando a massa retida. A massa do minério passante (Mp_i) é calculada por diferença, esta é a alimentação nova acrescentada no ciclo seguinte.
10. Descartou-se o material passante.
11. Subtraiu-se a Ma_i de Mp_i . Este valor é o passante líquido gerado a cada ciclo.

12. Recompôs-se a alimentação para o ciclo seguinte adicionando-se alimentação nova igual a Mp_i à massa retida. Utilizou-se para este incremento parte retirada da amostra inicial.
13. Calculou-se massa passante em Am contida na alimentação nova a partir da análise granulométrica, determinada no item cinco ou do peneiramento de controle, item 12. Este é o valor de Ma_{i+1} .
14. Subtraiu-se o valor da alimentação nova e acrescentou-se (Mp_i) de Aar determinada no item 4. A diferença é o desvio correspondente ao ciclo i .
15. Dividiu-se a “quantidade líquida passante”, determinada no item 11 pelo respectivo número de rotações aplicadas. Este valor é denominado moabilidade (Mob_i), e corresponde à massa em gramas passante em Ar gerada em cada rotação do moinho.
16. Carregou-se novamente o moinho. Calculando o número de rotações para o ciclo seguinte (N_{i+1}) através da fórmula: $Nr_{i+1}=(Aar-Ma_{i+1})/Mob_i$
17. Procedeu-se a moagem com o número de rotações calculadas.
18. Repetiram-se as operações nos itens 9 a 17 até que os valores de Mob_i atingissem o equilíbrio ou invertesse a tendência de crescimento ou decrescimento, em três ciclos consecutivos.

Somente pode-se calcular o WI após garantir-se a estabilidade dos valores de Mob_i , isto é, em pelo menos 3 ciclos consecutivos calculando-se a média aritmética dos valores de Mob e não havendo diferenças de entre a média, o maior valor e o menor valor superior a 3% do valor médio.

O valor de WI é calculado pela seguinte fórmula:

$$WI = 44,5 / (Am^{0,023} * Mob^{0,82} * 10 * (P_{80}^{-0,5} - F_{80}^{-0,5})) * 1,1$$

- WI : Índice de trabalho para moagem, em kwh/t;
 Am : Abertura da malha de teste de classificação em micrometros;
 P_{80} : Abertura da peneira onde passam 80% da massa do produto, em micrometros;
 F_{80} : Abertura da peneira onde passam 80% da massa da alimentação, em micrometros;
 Mob : Média dos 3 últimos valores de Mob_i ;
 $1,1$: Fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica;

4.3. Estudos de simulação

A caracterização mineralógica e os estudos concentração do material indicaram como rota de beneficiamento a cominuição, deslamagem e flotação. Por isso foram realizados estudos, via simulação, a partir de modelamentos matemáticos e testes realizados em escala de bancada com diferentes objetivos, explorando as possibilidades da tecnologia de simulação de processos minerais, tomando-se esta rota de beneficiamento como base.

As simulações foram realizadas com três objetivos distintos para cada etapa da rota de processo definida:

- avaliação de diferentes rotas para o processo de cominuição;
- dimensionamento e definição dos parâmetros de deslamagem;
- definição de um balanço de massas preliminar para a flotação.

No desenvolvimento dos estudos de simulações do circuito de cominuição comparou-se a combinação de dois circuitos: alimentação direta e reversa da moagem precedida de britagem ou pré-moagem - utilização de britadores de alta pressão, prensa de rolos. Para isso, utilizou-se o software *USIMPAC 3.0.3.4* desenvolvido pela *BRGM - Environment & Process Division, Orleans - França* e testes realizados em escala de bancada e piloto.

Para a deslamagem realizou-se dimensionamentos e simulações de desempenho de hidrociclones empregando o “*Programa de Análise de Problemas de Ciclones*” (*PAPCKEB*), utilizado pela *Krebs Engineers Ltd*, distribuição granulométrica, valores médios obtidos nos testes realizados, e densidade de sólidos estimada determinando os parâmetros operacionais.

A simulação do circuito de flotação objetivou determinar um balanço de massas e metalúrgico preliminar utilizando-se a caracterização mineralógica, dados de granuloquímica do material moído a 0,15mm, modelo baseado na cinética de flotação e o software *MODSIM - Modular Simulator for Dressing Plants, Professional Version. Versão 3.6.14 - Copyright 1978-2004 R. P. King and M. A. Ford - Mineral Technologies International, Inc.*

Os estudos de simulação basearam-se em uma amostra coletada em frentes expostas na Mina de Conceição e visaram representar as 3 litologias estudadas e o corpo mineral exposto. Realizou-se a caracterização mineralógica da amostra a partir de difração de raios-X e análises química e granulométrica para comparar com as demais 4 amostras estudadas.

4.3.1. Avaliação de diferentes rotas para o processo de cominuição

Para a simulação do circuito de britagem e pré-moagem foram realizados ensaios em escala de bancada e piloto, utilizando a amostra coletada em frentes de lavra. Reduziu-se toda a amostra abaixo de 31,5mm (1¼"), utilizando as instalações em escala piloto da Mina de Alegria, em Mariana - MG.

Após a britagem homogeneizou-se o produto e realizou-se o quarteamento da amostra em três alíquotas, uma para arquivo, outra para realização de ensaios utilizando prensa de rolos e a última para ser rebritada em 8mm.

Os ensaios utilizando prensa de rolos *Polysius* em escala de bancada foram realizados na GETEC/GAFEP - Usina Piloto, em Vitória - ES. Foram realizados ensaios utilizando alíquotas de 25kg, avaliando-se a variação de percentagem de sólidos, pressão de óleo e nitrogênio. Adicionou-se água ao minério para realização dos testes com umidade de 6 e 8%.

Para simulação dos circuitos de moagem utilizou-se modelamento matemático a partir dos resultados da caracterização dos produtos obtidos nos ensaios de bancada e piloto, *WI* e distribuição granulométrica, conforme mostra o fluxograma, Figura 4.1.

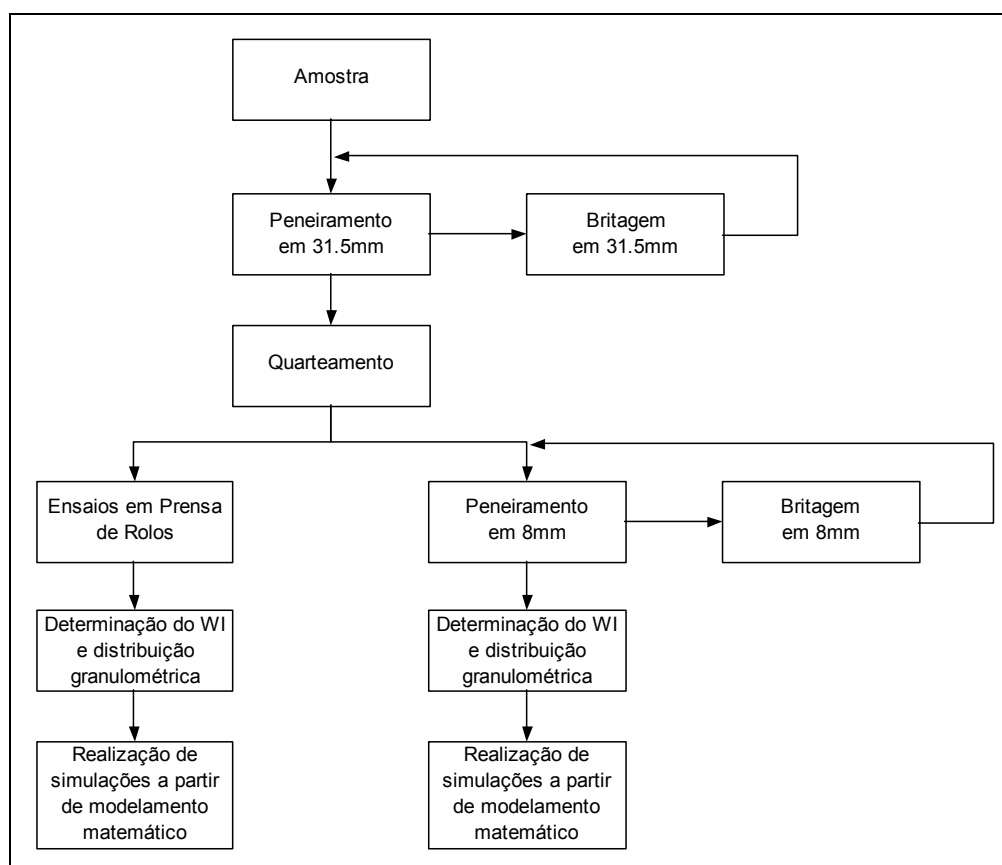


Figura 4.1 - Metodologia de simulação de cominuição

A figura 4.2 apresenta as 4 configurações dos circuitos avaliados: alimentação direta e reversa do circuito de moagem utilizando britagem convencional e prensa de rolos.

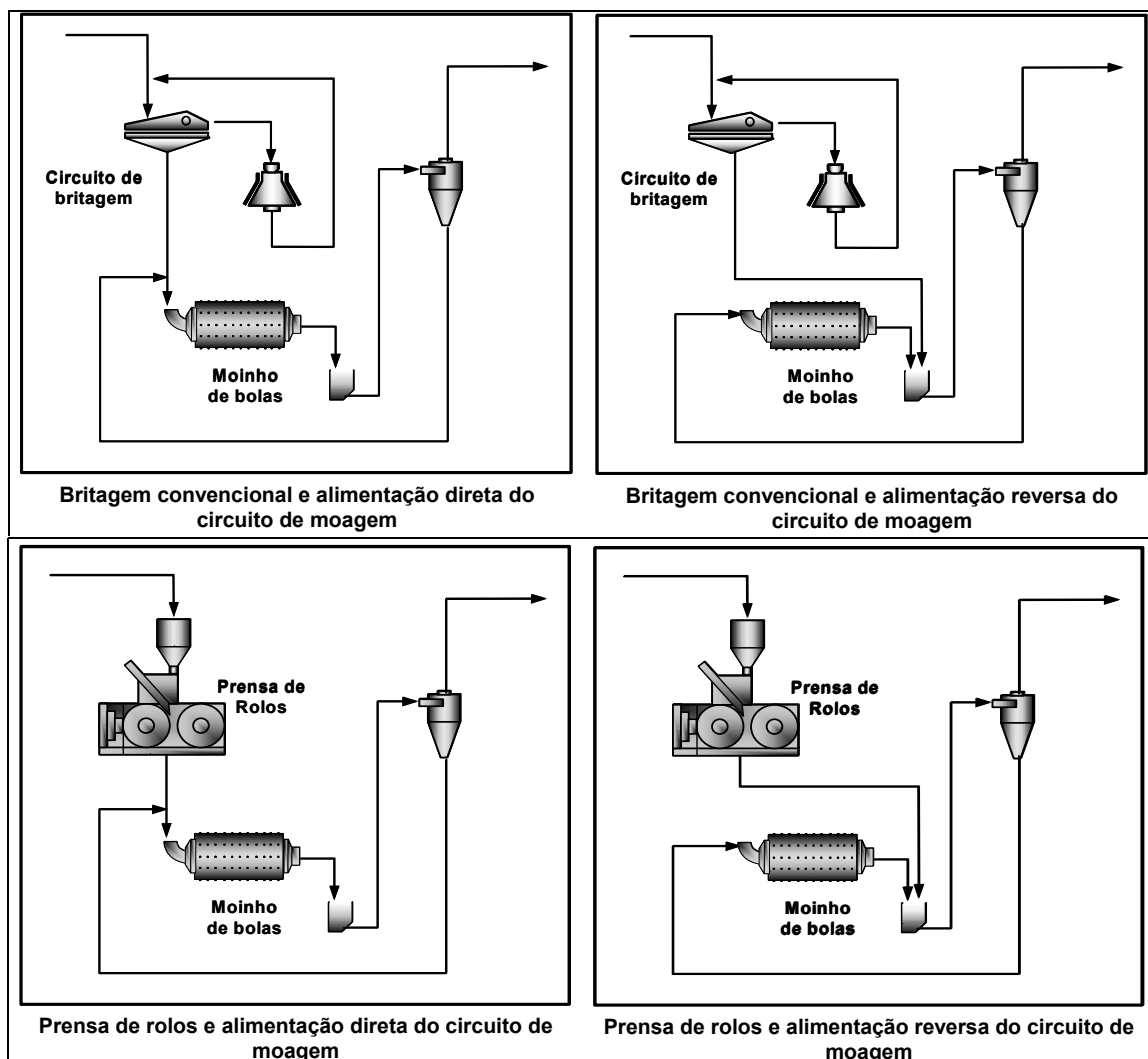


Figura 4.2 - Configurações dos circuitos de cominuição avaliados

A seqüência para a realização dos estudos de simulação é descrita a seguir:

Construção dos fluxogramas: desenhou-se todos os circuitos, alimentação direta e reversa do circuito de moagem;

Configuração da fase mineral: configurou-se o software para densidade do minério $3,7t/m^3$ e entrada de taxas horárias e curvas granulométricas, conforme descrito em *entrada de dados*.

Definição dos modelos matemáticos: para moagem optou-se por um modelo baseado na teoria de *Bond* e para a classificação em um modelo de curva de partição. Os modelos selecionados serão descritos a seguir.

Entrada de dados: As distribuições granulométricas utilizadas foram obtidos a partir dos testes realizados. As taxas horárias em função do percentual retido em 0,15mm no overflow do ciclone de classificação, definida por simulação (tentativa/erro) e fixada para o tipo de britagem.

4.3.1.1. Descrição dos modelos utilizados no circuito de moagem, Beraldo (1987) e BRGM (1993)

As simulações dos circuitos foram realizadas utilizando um modelo para o moinho de bolas baseado se na teoria de consumo energético e lei de *Bond*, considerando os fatores de correção postulados por *Rowland*. Para a classificação utilizou-se um modelo simples baseado apenas em curva de partição.

MOAGEM

Consumo energético

A equação empírica apresentada possibilita a determinação do consumo energético de moagem através de características operacionais, para moinho de bolas tem-se:

$$W_{st} = 4.879D^{0.3} (3.2 - 3Tc)Vr \left[1 - \left(\frac{0.1}{2^{(9-10Vr)}} \right) \right]$$

Onde:

- W_{st} : potência consumida por tonelada curta de material moído (kW);
- D : diâmetro do moinho (m);
- Tc : fração do volume do moinho preenchido por bolas - grau de enchimento;
- Vr : fração da velocidade crítica.

Lei de Bond

A lei de *Bond* relaciona a potência total consumida pela moagem e o d_{80} da alimentação e descarga do moinho utilizando o *Work Index* do minério.

$$W = WI(10/\sqrt{P} - 10/\sqrt{F})$$

em que:

- W : energia aplicada, em kWh/t curta;
- WI : designado como *Work Index*, em kWh/t curta;
- P, F : tamanho em micrometros, em que passam 80% da massa do produto e da alimentação, respectivamente.

O WI e W , definidos em kWh/t curta. Deve, entretanto, ser expresso em unidades métricas quando a alimentação for referida em toneladas métricas.

Para a aplicação da industrial da lei de *Bond* deve ser observada a aplicação dos seguintes fatores de correção, postulados por *Rowland*:

Ef₁ - Moagem a seco

Para moagem a seco utiliza-se 1,3. Devido a menor eficiência se comparada a moagem a úmido, não foi utilizado.

Ef₂ - Circuito aberto

Fator utilizado para moagem em circuito aberto. Não foi utilizado.

Ef₃ - Diâmetro

A eficiência de moagem cresce com o aumento do diâmetro, este fator pode ser determinado pela seguinte relação:

$$EF_3 = \left(\frac{2,44}{D} \right)^{0,2}$$

Onde:

D : Representa o diâmetro do moinho.

Ef₄ - Alimentação grosseira

Este fator é utilizado quando a alimentação possui partículas grosseiras para serem moídas eficientemente.

$$EF_4 = \frac{Rr + (WI - 7) \left(\frac{F - Fr}{Fr} \right)}{Rr}$$

Onde:

Rr : Relação de redução = F/P ;

Fr : d_{80} ótimo para a alimentação = $4000(13/WI)^{0,5}$;

Ef₅ - Produto fino

Este fator é utilizado quando $P < 75 \mu m$.

$$EF_5 = \frac{P + 10,3}{1,145P}$$

Ef₆ - Moinho de barras

Este fator diz respeito a relação de redução em moinho de barras. Não foi utilizado.

Ef₇ - Baixa relação de redução

E aplicado para relações de redução menor que 6.

$$EF_7 = \frac{2(Rr - 1,35) + 0,26}{2(Rr - 1,35)}$$

Ef₈ - Moinho de Barras

Este fator diz respeito à forma de preparação da alimentação do moinho de barras.

CLASSIFICAÇÃO

Para a classificação utilizou-se um modelo baseado na função de *Degoul* que descreve a curva de partição, dada por:

$$Y(X) = H + (100 - H) \frac{(X^M)}{(X^M + d_{50C}^M)}$$

Onde:

- X : tamanho médio da partícula de determinada classe de tamanhos;
- $Y(X)$: partição para grossos para determinada classe de tamanhos;
- H : *by pass*;
- d_{50C} : corte;
- M : parâmetro que retrata a eficiência:

$$M = \frac{\log(3)}{I + \sqrt{I^2 + 1}}$$

I : Imperfeição, definida por:

$$I = \frac{(d_{75c} - d_{25c})}{2d_{50c}}$$

4.3.2. Dimensionamento e definição dos parâmetros de deslamagem, Lynch (1975), Plitt (1976), Arterburn (1982) e Turner (1991)

Para a simulação foram utilizados os seguintes parâmetros:

- densidade dos sólidos (ρ_s);
- densidade do líquido (ρ_l);
- concentração de sólidos na alimentação, em peso (Cw);
- Cw requerido no *underflow*;
- vazão de polpa (Qp) ou massa de sólidos na alimentação (ms);
- granulometria retida simples, por faixas granulométricas.
- viscosidade da polpa, utilizada indiretamente para a estimação do parâmetro *Terminal Density (TD)*.

De acordo com *Turner (1991)*, o parâmetro *Terminal Density (TD)*, está baseado, principalmente, na viscosidade e na distribuição granulométrica da alimentação, devendo ser adotado de acordo com o d_{80} requerido no *overflow*.

Para aplicações de circuito de moagem, são adotados os seguintes valores:

- para $d_{80} > 150 \mu m$, $TD \geq 60$;
- para $90 < d_{80} < 150 \mu m$, $TD = 59$;
- para $75 < d_{80} < 90 \mu m$, $TD = 55$ a 57 ;
- para $53 < d_{80} < 75 \mu m$, $TD = 53$;
- para $44 < d_{80} < 53 \mu m$, $TD = 50$;
- para $d_{80} < 44 \mu m$, $TD \leq 48$.

Turner (1991) ressalta que, para diferentes aplicações, o parâmetro *TD* deve assumir diferentes valores para um mesmo intervalo granulométrico.

Para efeito de estudo, este trabalho assumiu as relações de valores acima apresentadas.

Vale destacar que o parâmetro α , referente à inclinação da curva de partição, formulada por *Lynch e Rao (1975)* e deve ser inserido pelo operador do programa. O valor deste parâmetro é, normalmente, baseado em histórico de operações similares ou determinado pela experiência do usuário, sendo portanto, de fundamental importância o conhecimento deste sobre a operação em questão. Como regra geral, o valor assumido para α inicialmente varia de 3 a 4.

Após a inserção destes dados, passa-se à determinação do ciclone e da pressão de operação, de acordo com o diâmetro mediano de partição (d_{50}) requerido.

O cálculo do parâmetro d_{50} no programa *PAPCKEB* é função do produto de vários fatores, conforme se segue:

$$d_{50cor} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot K_7 \cdot K_8$$

Estes fatores são obtidos da seguinte forma:

K_1 : fator relativo ao diâmetro do ciclone (D_c), dado em polegadas, segundo a seguinte equação:

$$K_1 = 5,27 \cdot D_c^{0,66}$$

K_2 : fator relativo ao diâmetro do *vortex finder* (D_o), dado em polegadas:

$$K_2 = \left(\frac{D_o}{0,3 \cdot D_c} \right)^{0,6}$$

K_3 : fator relativo à área do *inlet* (A_i), dada em polegadas quadradas:

$$K_3 = \left(\frac{A_i}{0,05 \cdot D_c^2} \right)^{0,15}$$

K_4 : fator relativo à queda de pressão (P), dada em *psi*:

$$K_4 = 1,91 \cdot P^{-0,281}$$

K_5 : fator relativo ao relativo ao ângulo das seções cônicas:

$$K_5 = 1,0 \quad \text{para } S^\circ = 20^\circ;$$

$$K_5 = 0,85 \quad \text{para } S^\circ = 10^\circ;$$

$$K_5 = 0,75 \quad \text{para } S^\circ = gMAX;$$

$$K_5 = 2,5 \quad \text{para } S^\circ = \text{Fundo plano.}$$

K_6 : fator relativo à quantidade de seções cilíndricas (N_c) e à inclinação do ciclone (I°) em relação ao eixo vertical:

$$K_6 = (1,1 - 0,1 \cdot N_c) \cdot (1,0 + 0,005 \cdot I^\circ)$$

K_7 : fator relativo ao *Terminal Density* (TD) e à concentração de sólidos (C_{vf}), em volume, na alimentação:

$$K_7 = \left(1 - \frac{C_{vf}}{TD} \right)^{-1,43}$$

K_8 : fator relativo às diferenças de densidades dos sólidos (ρ_s) e do líquido (ρ_l):

$$K_8 = \left(\frac{1,65}{\rho_s - \rho_l} \right)^{0,5}$$

A combinação entre o d_{50cor} e os dados granulométricos, irá determinar o balanço de massas da operação, informando as recuperações mássicas e as concentrações de sólidos dos produtos.

A última variável a ser definida é o diâmetro do *apex* (D_u), cujo cálculo é função da vazão volumétrica pelo *underflow* de cada ciclone e do diâmetro do *vortex finder*.

A equação para o cálculo do diâmetro do *apex* é a representada a seguir:

$$D_u = \left(\frac{\left(\frac{Q_g}{37,11 \cdot NCO} \right)^{-0,8}}{D_o} \right)^{-0,378}$$

Uma vez calculado o diâmetro do *apex*, deve-se ajustá-lo ao mais próximo disponível para o ciclone selecionado.

4.3.3. *Definição de balanço de massas preliminar para o circuito de flotação*

Para determinar um balanço de massas e metalúrgico preliminar do circuito de flotação a partir da caracterização mineralógica, dados de granuloquímica do material moído a 0,15mm e modelo baseado na cinética de flotação. Seguiu-se os seguintes passos:

Construção dos fluxogramas: desenhou-se o fluxograma, circuito convencional composto pelos estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger*, recirculando o rejeito *cleaner* e o concentrado *scavenger* no estágio *rougher*.

Configuração da fase mineral: configurou-se o software para as fases minerais de hematita e quartzo, fornecendo como parâmetros a distribuição granuloquímica, densidade, liberação e taxa horária de alimentação.

Definição dos modelos matemáticos: o modelo cinético utilizado para a flotação considera que cada tipo de partícula possui uma propriedade de floatabilidade. A floatabilidade de cada tipo de partícula é dada pela taxa de recuperação que é proporcional à quantidade de espécies presentes no sistema. A influência da área de superficial da bolha e as características da fase espuma não são consideradas, assim como o efeito do tamanho das partículas na cinética de flotação.

Definição dos parâmetros: os parâmetros dos modelos foram definidos baseado em experiência operacional e/ou por tentativa e erro para se obter um balanço de massas, metalúrgico e de água que mais se aproximassem de dados industriais. A taxa de alimentação utilizada foi baseada nas simulações de deslamagem.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1. Descrição das amostras

As amostras estudadas representam quatro litologias facilmente reconhecidas no campo ou furos de sondagem, sendo elas:

- Tipo maciço (bandamento incipiente a inexistente) Amostra 1;
- Tipo finamente laminado Amostra 2 e Amostra 4;
- Tipo foliado-milonítico rico Amostra 3;
- Tipo silicoso pobre (interceptado em sondagem profunda) Não aflora.

A Figura 5.1 apresenta uma foto ilustrativa de cada litologia.

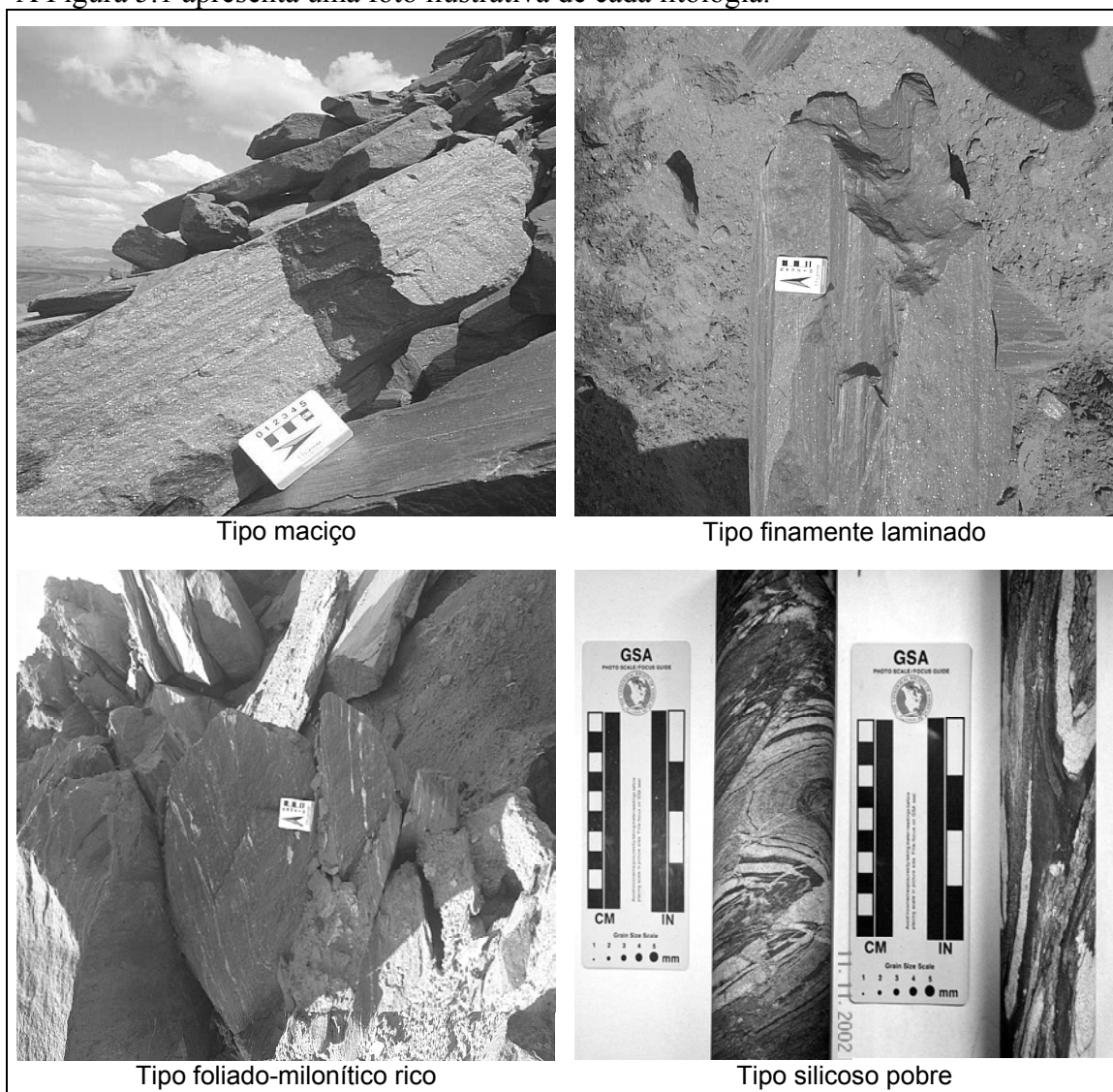


Figura 5.1 - Litologias reconhecidas

5.2. Caracterização das amostras iniciais

5.2.1. Caracterização química e granulométrica

As amostras iniciais foram britadas em escala de bancada a baixo de 32mm em circuito fechado com peneiramento, utilizando-se britador de mandíbulas.

Alguns aspectos da distribuição granulométrica destas amostras britadas estão indicadas na Tabela V.1.

Tabela V.1 - Granulometria das amostras iniciais britadas a 32 mm (%)

Amostra	Fração +32mm	Fração -32 +8mm	Fração -8mm
1	4,01	29,89	66,1
2	5,65	43,95	50,4
3	4,81	33,09	62,1
4	4,11	34,59	61,3

A Amostra 2 apresentou-se mais grosseira que as demais, apresentando maior percentual na fração -32 +8mm.

A Amostra 1 gerou a maior quantidade de finos -8mm. A Tabela V.2 apresenta a composição química das amostras.

Tabela V.2 - Composição química amostras iniciais (%)

Amostra	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1	40,6	42,1	< 0,01	0,17	0,02	0,96	0,12
2	41,4	39,7	0,040	0,67	0,04	0,77	0,46
3	46,0	34,1	< 0,01	0,24	0,03	1,27	0,15
4	48,9	30,0	0,050	0,15	0,03	0,78	0,15

A Amostra 2 apresentou o teor mais alto de alumina e elevado teor de fósforo e a Amostra 4 a mais rica, com cerca de 49% Fe, apresentou o mais alto teor de fósforo (0,05%).

Os resultados de análise química por faixa das amostras 1, 2, 3 e 4 após britagem (< 32mm) são mostradas nas Tabelas V.3, V.4, V.5 e V.6, respectivamente.

Tabela V.3 - Análise química por faixa da Amostra 1 após britagem a 32mm (%)

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
25,40	18,53	18,53	45,3	35,0	< 0,01	0,31	0,04	0,50	0,22
19,00	6,12	24,65	41,9	40,2	< 0,01	0,16	0,02	0,54	0,11
12,50	5,80	30,45	43,3	37,8	0,033	0,21	0,03	0,85	0,17
8,00	3,44	33,89	44,8	36,0	0,035	0,19	0,02	0,25	0,14
6,35	1,36	35,25	41,0	41,2	0,046	0,13	0,02	2,37	0,33
4,00	3,20	38,45	49,2	29,2	< 0,01	0,31	0,02	0,51	0,19
2,00	3,18	41,63	49,4	29,1	< 0,01	0,19	0,02	0,40	0,17
1,68	1,23	42,86	52,7	24,5	< 0,01	0,17	0,02	1,13	0,30
1,00	2,05	44,91	53,1	24,0	< 0,01	0,16	0,02	0,69	0,14
0,50	2,93	47,84	49,7	29,4	< 0,01	0,15	0,02	0,73	0,12
0,25	5,05	52,89	31,1	55,2	< 0,01	0,09	0,01	0,30	0,28
0,15	8,69	61,58	21,1	69,7	< 0,01	0,08	0,01	0,75	0,10
<0,15	38,42	100,00	41,2	41,1	< 0,01	0,26	0,02	0,94	0,20
Calculado	100,00	-	41,1	41,1	< 0,01	0,22	0,02	0,74	0,19
Analisado	-	-	40,6	42,1	< 0,01	0,17	0,02	0,96	0,12

Tabela V.4 - Análise química por faixa da Amostra 2 após britagem a 32mm (%)

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
25,40	25,52	25,52	41,8	39,3	< 0,01	0,75	0,05	0,69	0,46
19,00	10,62	36,14	40,8	40,1	< 0,01	0,93	0,05	0,40	0,55
12,50	8,31	44,45	43,5	36,2	< 0,01	0,82	0,03	0,32	0,50
8,00	5,16	49,61	42,3	37,9	< 0,01	0,95	0,06	0,23	0,48
6,35	2,19	51,8	44,7	35,0	< 0,01	0,53	0,06	0,47	0,31
4,00	3,47	55,27	44,1	34,8	< 0,01	1,32	0,07	0,42	0,90
2,00	3,14	58,41	47,1	30,7	0,038	1,27	0,05	0,38	0,67
1,68	1,00	59,41	46,2	30,7	0,085	1,82	0,12	0,60	1,02
1,00	1,45	60,86	48,1	29,3	0,041	1,26	0,10	0,68	0,70
0,50	2,01	62,87	43,4	36,1	< 0,01	1,18	0,09	0,16	0,62
0,25	3,53	66,4	28,8	57,4	< 0,01	0,79	0,06	0,47	0,47
0,15	5,97	72,37	21,3	69,1	< 0,01	0,06	0,01	0,28	0,20
<0,15	27,63	100,00	41,7	39,2	< 0,01	0,65	0,05	0,23	0,37
Calculado	100,00	-	40,6	40,6	< 0,01	0,78	0,05	0,41	0,46
Analisado	-	-	41,4	39,7	< 0,01	0,67	0,04	0,77	0,46

Tabela V.5 - Análise química por faixa da Amostra 3 após britagem a 32mm (%)

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
25,40	21,23	21,23	43,5	37,6	< 0,01	0,12	0,02	0,36	0,11
19,00	6,68	27,91	47,9	31,0	0,050	0,32	0,02	0,43	0,22
12,50	5,97	33,88	47,5	32,0	< 0,01	0,18	0,02	0,26	0,18
8,00	3,99	37,87	49,5	28,4	< 0,01	0,36	0,02	0,41	0,20
6,35	2,05	39,92	52,4	24,6	0,061	0,36	0,03	0,94	0,23
4,00	3,11	43,03	49,8	28,4	< 0,01	0,67	0,03	0,90	0,33
2,00	3,87	46,90	54,6	21,0	< 0,01	0,46	0,04	0,42	0,26
1,68	1,34	48,24	55,2	20,6	< 0,01	0,44	0,03	1,83	0,37
1,00	1,69	49,93	54,2	22,3	< 0,01	0,41	0,06	1,01	0,27
0,50	2,56	52,48	44,2	36,5	< 0,01	0,36	0,04	1,33	0,29
0,25	4,25	56,73	27,8	60,0	< 0,01	0,21	0,03	0,88	0,17
0,15	7,40	64,13	25,2	63,5	< 0,01	0,15	0,02	0,56	0,16
<0,15	35,87	100,00	46,0	34,1	< 0,01	0,21	0,04	0,59	0,19
Calculado	100,00	-	44,3	36,4	< 0,01	0,24	0,03	0,57	0,19
Analisado	-	-	46,0	34,1	< 0,01	0,24	0,03	1,27	0,15

Tabela V.6 - Análise química por faixa da Amostra 4 após britagem a 32mm (%)

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
25,40	19,79	19,79	56,4	19,1	0,041	0,13	0,02	0,44	0,10
19,00	7,84	27,63	55,0	21,0	0,059	0,20	0,03	0,31	0,10
12,50	6,13	33,76	52,7	23,9	0,063	0,16	0,03	0,38	0,10
8,00	4,91	38,67	51,6	25,6	0,058	0,19	0,04	0,40	0,13
6,35	2,34	41,01	54,0	22,2	0,054	0,28	0,03	0,76	0,19
4,00	4,16	45,17	57,2	18,0	0,044	0,19	0,04	0,15	0,10
2,00	4,32	49,49	59,2	15,2	0,071	0,16	0,03	0,33	0,10
1,68	1,37	50,86	60,5	13,3	0,036	0,16	0,02	0,76	0,19
1,00	2,38	53,24	60,2	13,6	0,057	0,16	0,03	0,76	0,10
0,50	2,80	56,05	54,8	21,0	0,074	0,13	0,02	0,44	0,10
0,25	4,60	60,65	34,8	49,7	0,081	0,09	0,02	0,50	0,10
0,15	7,81	68,46	28,9	58,6	0,056	0,06	0,01	0,23	0,10
<0,15	31,54	100,00	45,8	34,2	0,078	0,18	0,04	0,51	0,10
Calculado	100,00	-	49,5	28,8	0,062	0,16	0,03	0,44	0,10
Analisado	-	-	48,9	30,0	0,050	0,15	0,03	0,78	0,15

A distribuição da alumina foi diferente para cada uma das amostras: para a Amostra 1 houve pequena concentração nas frações +25,2mm e -0,15mm. Na Amostra 2 a distribuição da alumina acompanhou aproximadamente a distribuição granulométrica, não havendo portanto, concentração natural em nenhuma faixa. Para a Amostra 3 houve pequena concentração de alumina nas frações intermediárias (6 a 2mm) e para a Amostra 4, verificou-se concentração de alumina na fração mais fina (menor que 0,15mm).

A distribuição do Mn seguiu aproximadamente a distribuição granulométrica para as Amostras 2 e Amostra 4. Na Amostra 1 houve pequena concentração natural de Mn na fração mais grosseira (+25,4mm) e por outro lado, na Amostra 3 houve pequena concentração natural de Mn na fração mais fina (-0,15mm).

5.2.2. Caracterização mineralógica

Como abordagem inicial, foi realizada uma análise de imagens em microscópio eletrônico de varredura em duas faixas granulométricas: -2,000+1,000mm e -1,000+0,500mm. Este tipo de análise, de caráter mais qualitativo, revelou a existência de um grande número de partículas mistas. Desta forma, foi descartada a realização de estudos de liberação nas frações acima de 0,500mm, pois a grande associação entre o mineral de interesse e a ganga sugere que os valores de liberação sejam muito baixos, inferiores a 20% e próximos a 0% nas frações mais grosseiras. Assim sendo, os estudos de liberação tiveram foco nas frações granulométricas mais finas: -0,500+0,250mm, -0,250 +0,125mm, -0,125 +0,074mm, -0,074 +0,044mm e -0,044mm.

As imagens eletrônicas ilustrativas das frações -2,00 +1,00mm e -1,00 +0,50mm das amostras 1, 2, 3 e 4 realizadas em MEV com cada amostra “in natura” são apresentadas nas Figuras 5.3, 5.4, 5.5 e 5.6, respectivamente.

Legenda : Mineral escuro: quartzo (qzt); mineral claro : hematita (hem).

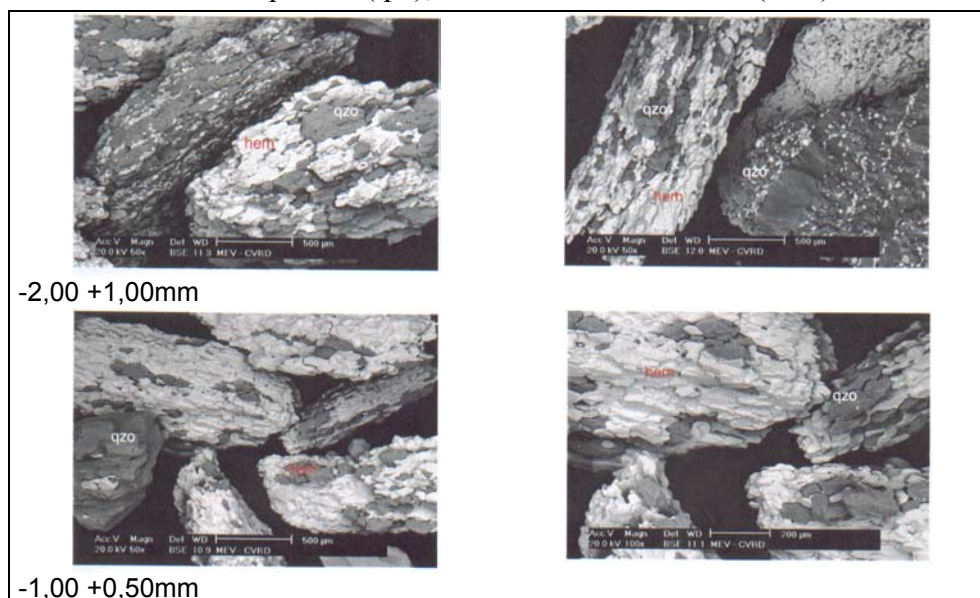


Figura 5.3 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 1 (“in natura”)

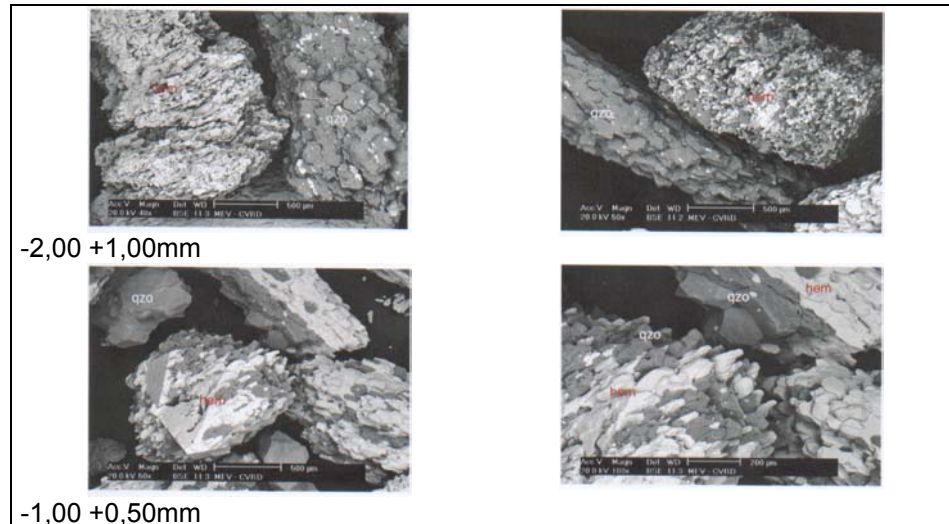


Figura 5.4 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 2 (“*in natura*”)

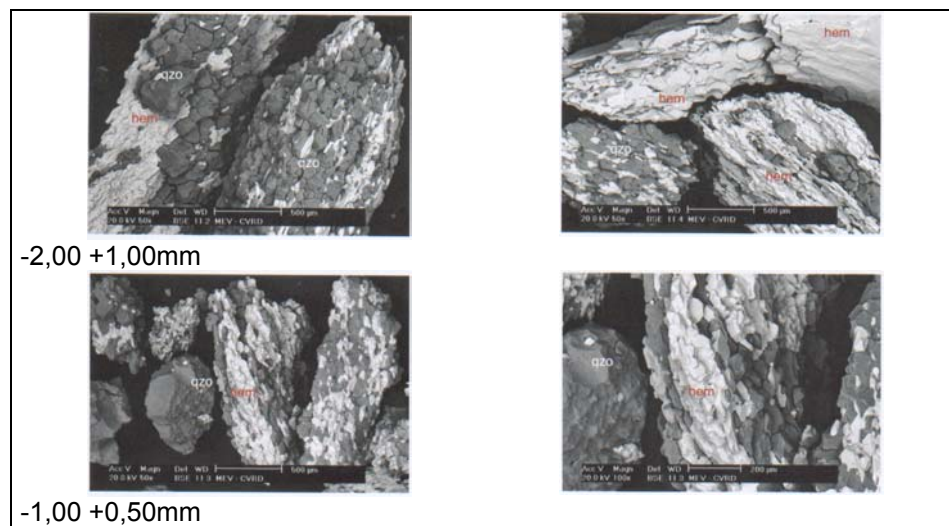


Figura 5.5 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 3 (“*in natura*”)

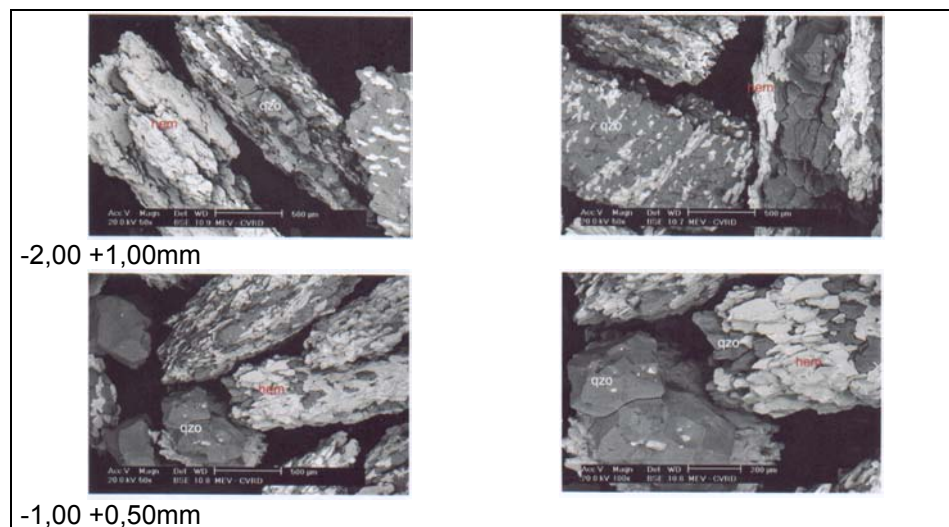


Figura 5.6 - MEV - frações acima de 0,5mm da Amostra 4 (“*in natura*”)

As fotomicrografias de microscópio ótico para as amostras 1, 2, 3, e 4 são mostradas nas Figuras 5.7, 5.8, 5.9 e 5.10, respectivamente.

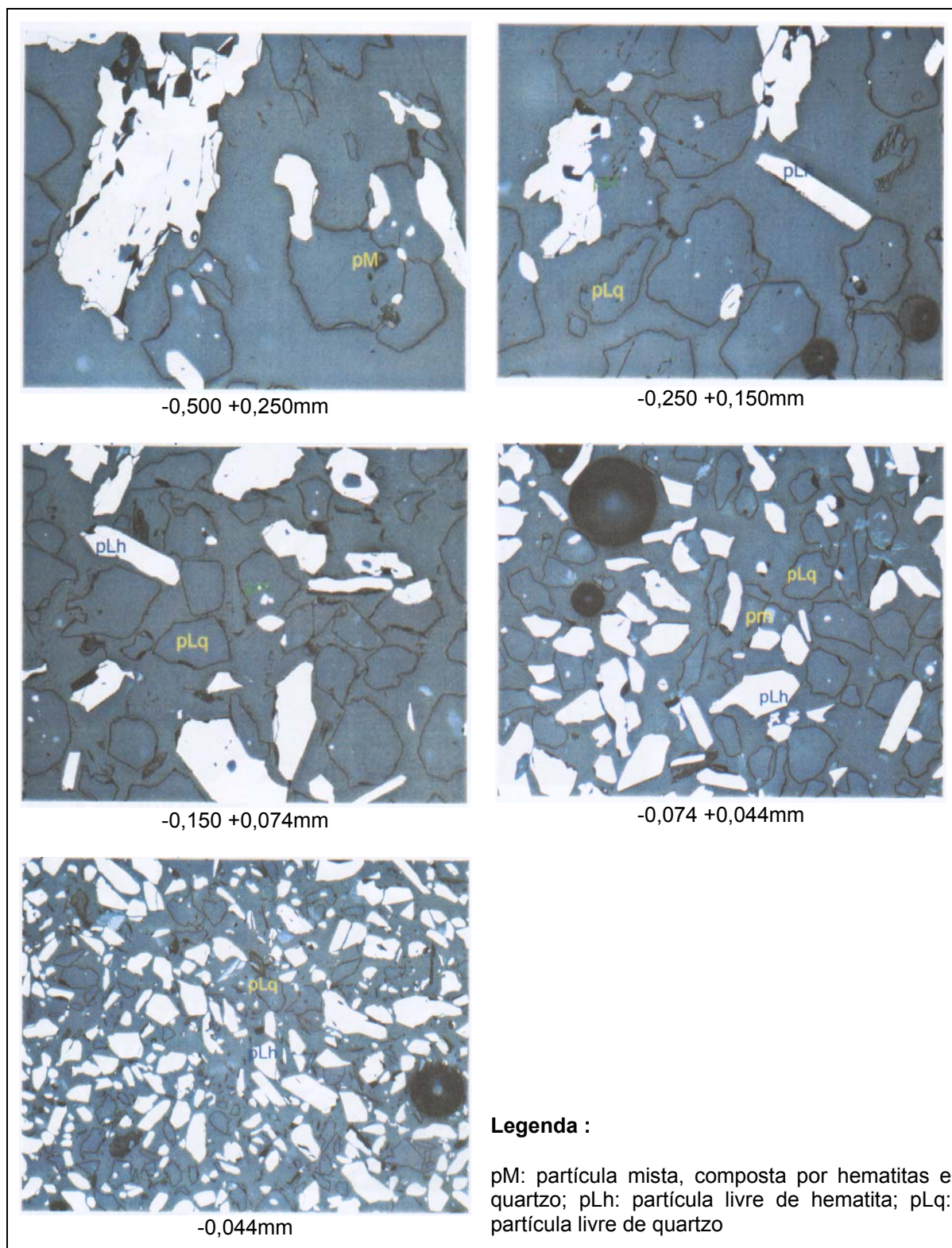


Figura 5.7 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 1 (“*in natura*”)

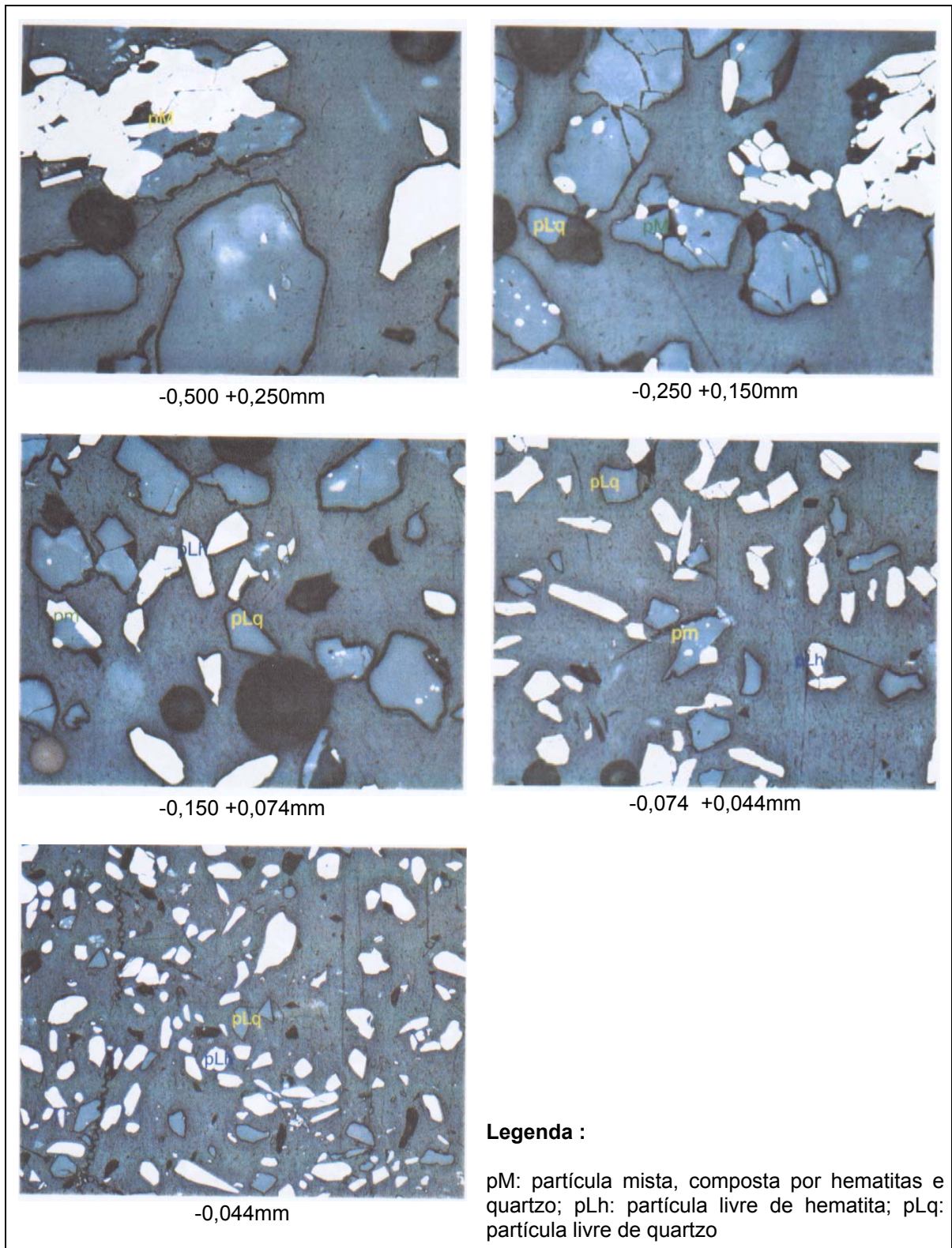


Figura 5.8 - Fotomicrografias de microscópio óptico da Amostra 2 (“*in natura*”)

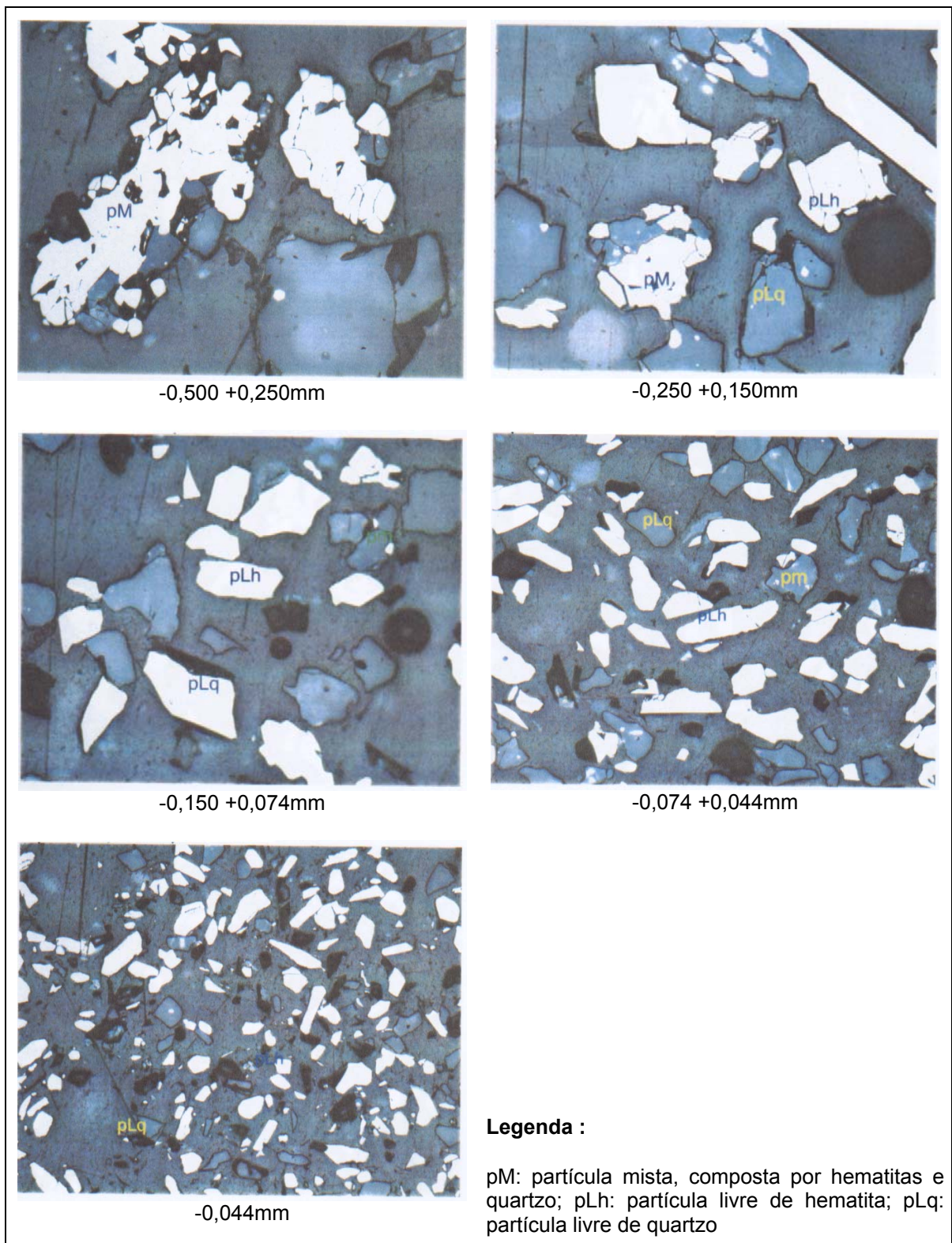


Figura 5.9 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 3 (“in natura”)

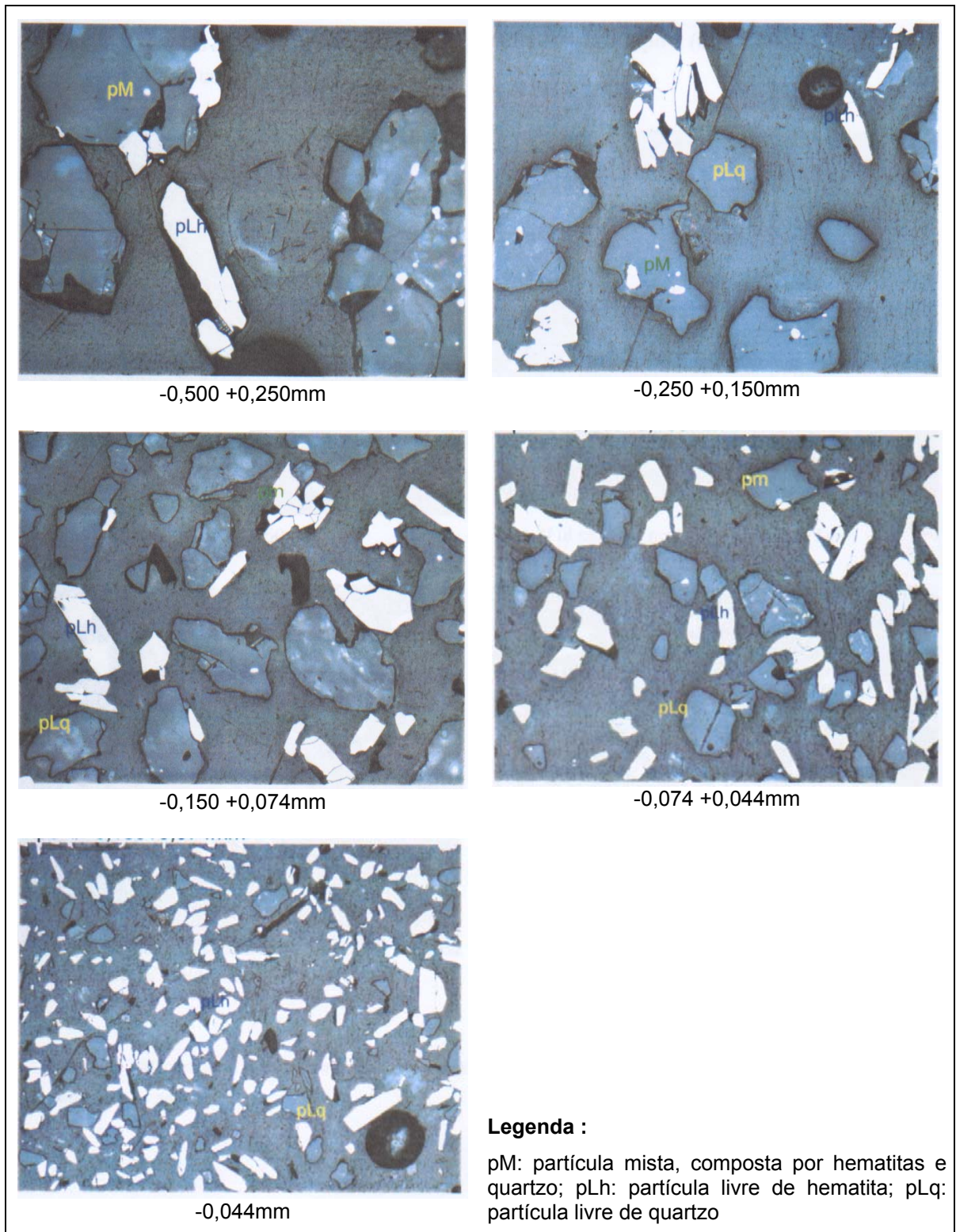


Figura 5.10 - Fotomicrografias de microscópio óptico da Amostra 4 (“*in natura*”)

Em algumas fotomicrografias de microscópio ótico, principalmente nas frações maiores que 0,15mm, pode-se observar a existência de microfraturas, isto parece, em princípio, facilitar o processo de moagem proporcionado diminuição de consumo energético.

5.2.2.1. Determinação do grau de liberação

O grau de liberação das frações granulométricas foi avaliado de acordo com a liberação Gaudin 100% (LG 100%), que informa a porcentagem volumétrica do mineral de interesse proveniente de partículas completamente liberadas dentro do universo total de partículas que o contém. Também avaliou-se liberação Gaudin 95-100% (LG 95-100%), que considera liberada partículas apresentem acima de 95% (volumétrico) do mineral de interesse. As Tabelas V.11 e V.12 apresentam os resultados obtidos.

Tabela V.11 - Liberação dos óxidos e hidróxidos de ferro (%)

Amostra	-0,500 +0,250mm	-0,250 +0,150mm	-0,150 +0,074mm	-0,074 +0,044mm	-0,044mm
LG (100%)					
1	36,8	38,7	56,6	68,9	93,1
2	40,4	54,2	82,8	92,0	98,8
3	48,0	74,7	89,1	93,9	99,2
4	56,1	78,3	91,3	94,0	98,5
LG (95-100%)					
1	70,2	76,8	86,0	90,4	97,8
2	51,3	64,7	88,2	95,4	99,1
3	59,9	82,2	93,3	96,5	99,6
4	66,5	85,1	93,8	96,0	98,9

Tabela V.12 - Liberação dos silicatos, principalmente quartzo (%)

Amostra	-0,500 +0,250mm	-0,250 +0,150mm	-0,150 +0,074mm	-0,074 +0,044mm	-0,044mm
LG (100%)					
1	24,0	52,6	86,3	92,0	97,3
2	44,3	37,9	54,0	74,0	94,8
3	52,6	36,9	55,1	72,4	94,6
4	37,3	35,5	46,7	62,8	89,9
LG (95-100%)					
Amostra	-0,500 +0,250mm	-0,250 +0,150mm	-0,150 +0,074mm	-0,074 +0,044mm	-0,044mm
1	40,1	68,5	91,0	95,8	98,9
2	70,8	70,8	81,1	91,7	96,4
3	84,9	80,6	89,3	94,8	99,5
4	78,9	79,4	85,0	84,6	94,8

De um modo geral, tanto a hematita quanto o quartzo, apresentaram baixa liberação em frações mais finas para as 4 amostras estudadas. Ou seja, mesmo em faixas mais finas (-0,15mm +0,074mm) o grau de liberação foi relativamente baixo, menor que 90%. Foram obtidos valores de liberação maiores que 95% apenas na fração -0,044mm.

As Figuras 5.11 e 5.12 apresentam de forma gráfica o grau de liberação para os óxidos e hidróxidos de ferro e para os silicatos, respectivamente.

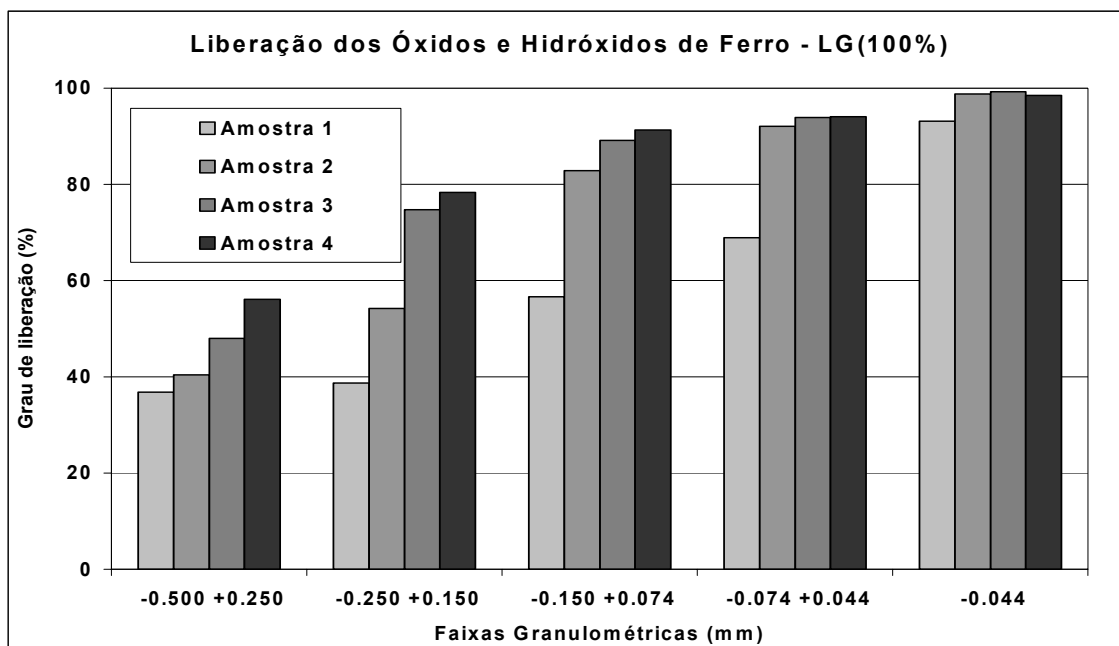


Figura 5.11 - Liberação dos óxidos e hidróxidos de ferro (%)

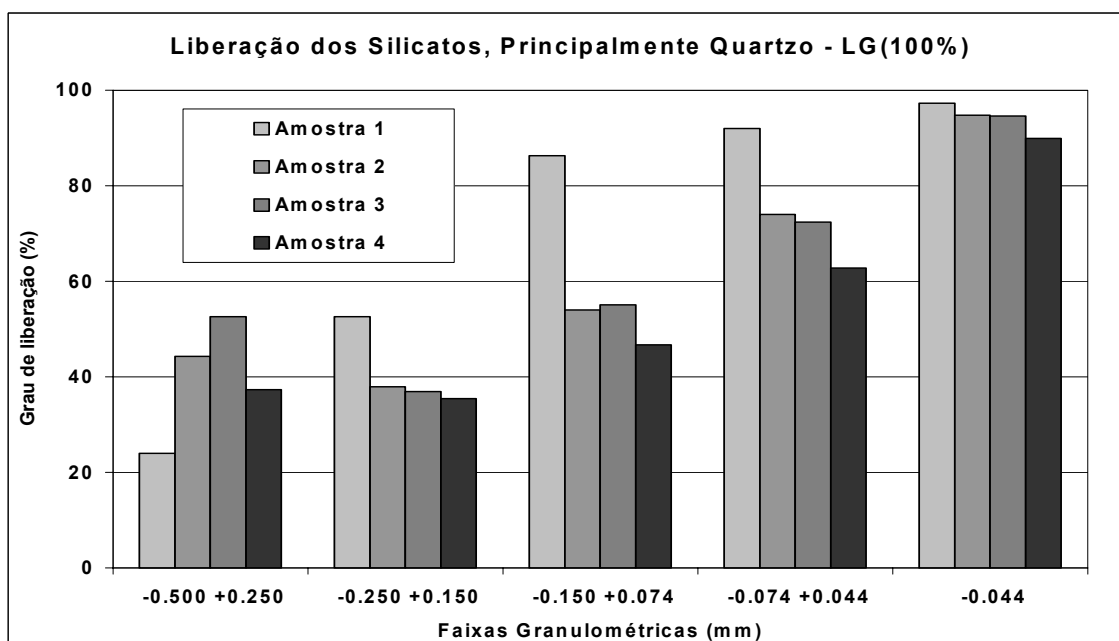


Figura 5.12 - Liberação dos silicatos, principalmente quartzo (%)

Os pequenos valores obtidos para o grau de liberação podem inviabilizar a concentração das frações granulométricas maiores que 0,15mm, gerando concentrados com teores de sílica acima das expectativas atuais de mercado.

5.2.2.2. Caracterização mineralógica e textural

A Tabela V.13 a seguir resume a composição mineralógica das amostras estudadas.

Tabela V.13 - Composição mineralógica das amostras estudadas (%)

Amostras	Fórmula Estrutural	1	2	3	4
Minerais metálicos					
Hematita	Fe ₂ O ₃	68-72	62-65	72-75	78-82
Goethita/Limonita	FeO.αOH	<1	2	traço	traço
Magnetita	Fe ₃ O ₄	-	traço	traço	-
Óxidos de Mn	MnO _x	-	<1	-	-
Ilmenita	FeTiO ₃	-	<1	-	-
Minerais transparentes					
Quartzo	SiO ₂	29	33-36	25-28	18-22
Gibbsita	Al(OH) ₃	-	raríssimo	-	-
Caulinita	Al ₄ [Si ₄ O ₁₀](OH) ₈	traço	1	traço	raro
Talco	Mg ₃ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₂	-	r	-	-
Muscovita	KAl ₂ SiO ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	traço	<1	<1	raro
Carbonato	(Mg,Ca)CO ₃	raríssimo	raro	traço	raro
Turmalina	NaMg ₃ Al ₆ (BO ₃) ₃ Si ₆ O ₁₈ (OH) ₄	-	raríssimo	-	raro
Anatásio + Rutilo	TiO ₂	-	traço	-	-
Anfibólio	Ca ₂ (Mg,Fe) ₄ Al(Si ₇ Al)O ₂₂ (OH)	-	traço	-	raro
Apatita	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (OH,F,Cl)	-	raríssimo	-	-
Clorita	(Mg,Al,Fe) ₁₂ [(Si,Al) ₈ O ₂₀](OH) ₁₆	-	raro	-	raro
Plagioclásio	(Na,Ca)[Al ₂ Si ₂ O ₈]	-	<1	-	-

Com relação aos aspectos mineralógicos e texturais, pode-se dizer que praticamente todo o ferro é proveniente de hematita, e o quartzo é responsável por praticamente todo o SiO₂ existente nas quatro amostras estudadas, já que os demais minerais aparecem individualmente em conteúdos menores que 2% ou mesmo 1%.

A porcentagem de hematita é superior a 63% na Amostra 2 (amostra mais empobrecida) e o conteúdo de quartzo varia de 19 a 30%. Entre os demais minerais encontram-se os alumino-silicatos, tais como caulinita, muscovita e turmalina. Na Amostra 2, o teor de Al₂O₃ é devido a presença de caulinita (2%) e, em proporções menores por clorita, muscovita, anfibólio e outros.

As Tabelas V.14 e V.15 apresentam, respectivamente os tipos morfológicos dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe (% vol.) e a granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe e de quartzo (%vol.):

Como as amostras são essencialmente compostas por hematitas e quartzo pode-se esperar concentrados com grau de contaminantes muito baixos. Portanto, a concentração deste material, após realizada a liberação de quartzo, poderá gerar produtos de excelente qualidade química.

Os estudos de caracterização textural revelaram que as quatro amostras estudadas apresentaram porcentagem de cristais de hematita granular próxima à de cristais lamelares. Em geral, os cristais alongados predominam e mostram granulação um pouco maior, especialmente nas frações abaixo de 0,150mm. Para as quatro amostras avaliadas

neste trabalho, cerca de 75% dos cristais de óxidos/hidróxidos de ferro apresentaram granulação abaixo de 0,11mm, com tamanhos médios calculados de 0,08 e 0,09mm. Mais de 60% dos cristais de quartzo, por outro lado, apresentaram granulação superior a 0,11mm, sendo que normalmente os valores de tamanho médio são bem superiores: 0,14 e 0,16mm.

Tabela V.14 - Morfologia dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe (% vol.)

AMOSTRAS	1	2	3	4
Óxidos de Fe				
Hematita Total	99	96	99	100
Criptocristalina	1	1	1	<1
Martita	1	-	-	-
Recristalizada	2	2	<1	3
Granular	48	48	51	50
Lamelar	47	45	47	46
Magnetita	-	t	t	-
Hidróxidos Total	1	3	<1	t
Goethita/Limonita	<1	t	t	t
Ag. limonítico	t	3	t	t

Tabela V.15 - Granulação dos cristais de óxidos/hidróxidos de Fe (% vol)

AMOSTRAS	1	2	3	4
Óxidos/hidróxidos de Fe				
Muito fina <0,01mm	3	4	1	1
Fina 0,01 a 0,03 mm	27	25	25	25
Média 0,04 a 0,11 mm	46	50	45	46
Grossa 0,12 a 0,22 mm	21	18	23	24
Mto.grossa >0,22 mm	4	2	5	4
Tamanho médio (mm)	0.08	0.08	0.09	0.09
Quartzo				
Muito fina <0,01mm	-	-	-	-
Fina 0,01 a 0,03 mm	7	7	10	6
Média 0,04 a 0,11 mm	22	20	28	19
Grossa 0,12 a 0,22 mm	28	42	36	31
Muito grossa >0,22 mm	43	31	26	44
Tamanho médio (mm)	0.16	0.16	0.14	0.16

5.3. Caracterização da fração -8 +1,6mm

Os resultados obtidos nos ensaios de separação em líquido denso da fração -8 +1,6mm das Amostras 1, 2, 3 e 4 estão resumidos nas Tabelas V.16, V.17, V.18 e V.19, respectivamente.

Tabela V.16 - Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 1 -8 +1,6mm

ID	Massa (%)	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Concentrado	92,80	52,72	24,37	0,18
Rejeito	7,20	3,47	94,20	0,50
Alimentação calculada	100,00	49,17	29,39	0,21
Alimentação analisada	-	48,60	30,14	0,27
Distribuição p/ concentrado	-	99,5	76,93	82,51

Tabela V.17 - Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 2 -8 +1,6mm

ID	Massa (%)	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Concentrado	88,98	50,32	27,06	0,58
Rejeito	11,02	9,66	76,25	6,53
Alimentação calculada	100,00	45,85	32,48	1,24
Alimentação analisada	-	46,10	33,07	1,12
Distribuição p/ concentrado	-	97,68	74,14	41,80

Tabela V.18 - Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 3 -8 +1,6mm

ID	Massa (%)	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Concentrado	96,28	56,10	19,25	0,41
Rejeito	3,72	5,04	87,78	1,74
Alimentação calculada	100,00	54,20	21,81	0,46
Alimentação analisada	-	53,30	24,18	0,44
Distribuição p/ concentrado	-	99,65	85,01	86,01

Tabela V.19 - Resumo ensaios separação líquido denso com Amostra 4 -8 +1,6mm

ID	Massa (%)	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Concentrado	97,72	60,37	13,44	0,15
Rejeito	2,28	5,82	63,46	0,42
Alimentação calculada	100,00	59,13	14,58	0,16
Alimentação analisada	-	57,40	17,43	0,20
Distribuição p/ concentrado	-	99,78	90,09	93,97

Os resultados evidenciam a baixa liberação nesta faixa e a impossibilidade de geração de produtos, *sinter feed* grosso, por exemplo, dentro das especificações de qualidade determinada atualmente pelo mercado.

A Tabela V.20 resume os resultados consolidados dos ensaios de separação em líquido denso, mostrando o teor calculado da alimentação, além do rendimento em massa, recuperação metalúrgica e a qualidade dos concentrados obtidos em bancada.

Tabela V.20 - Resumo resultados de separação em líquido denso

Amostra	Teor de Alimentação (%)		Concentrado (%)				
	Fe	SiO ₂	Massa	Teor Fe	Teor SiO ₂	Teor Al ₂ O ₃	Recup.
1	49,17	29,39	92,80	52,72	24,37	0,18	99,50
2	45,85	32,48	88,98	50,32	27,08	0,58	97,68
3	54,20	21,81	96,28	56,10	19,25	0,41	99,65
4	59,13	14,58	97,72	60,37	13,44	0,15	97,72

O teor de SiO₂ do concentrado dos ensaios de separação em líquido denso nas amostras estudadas, foi muito alto, variando entre 13,4% e 27,0%. Como o teor do concentrado ficou muito próximo ao teor da alimentação a seletividade no processo foi muito baixa. Estes resultados se devem à falta de liberação na fração de *sinter feed* (-8 +1mm) para as quatro amostras.

5.4. Caracterização da fração -1,6 mm +0,15mm

As Tabelas V.21 a V.28 apresentam os resultados de análise química por faixa e a distribuição dos elementos da fração -1,6mm +0,15mm das amostras estudadas, após a britagem primária e o peneiramento em escala de bancada. Essa fração em escala

industrial é usualmente classificada em hidrociclones ou espirais classificadoras e concentrada quando necessário.

Tabela V.21 - Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 1 reduzida a -32mm

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,16	0,16	na	na	na	na	na	na	na
1,00	2,48	2,64	52,1	24,8	< 0,01	0,16	0,02	1,02	0,10
0,50	5,78	8,42	49,4	29,1	< 0,01	0,14	0,02	0,46	0,10
0,25	9,42	17,84	32,9	52,7	< 0,01	0,14	0,02	0,92	0,10
0,15	14,76	32,6	20	71,4	< 0,01	0,09	0,01	0,92	0,10
< 0,15	67,40	100,00	41,8	39,4	< 0,01	0,06	0,02	0,73	0,19
Calculado	100,00	-	38,5	44,4	< 0,01	0,22	0,02	0,77	0,16
Analisado	-	-	38,5	45,0	< 0,01	0,19	0,02	0,70	0,18

Tabela V.22 - Distribuição dos elementos da Amostra 1 reduzida a -32mm (%), na fração -1,6 + 0,15mm

Malha (mm)	% Retido	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,16	0,22	0,09	0,32	0,17	0,21	0,10
1,00	2,48	3,36	1,39	5,01	2,68	3,29	1,54
0,50	5,78	7,43	3,79	10,21	6,24	3,46	3,60
0,25	9,42	8,06	11,18	16,65	10,17	11,28	5,86
0,15	14,76	7,68	23,74	16,77	7,97	17,68	9,19
< 0,15	67,4	73,26	59,82	51,04	72,77	64,07	79,71

Tabela V.23 - Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 2 reduzida a -32mm

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,38	0,38	na	na	na	na	na	na	na
1,00	2,53	2,91	48,8	28,2	< 0,01	0,94	0,09	3,62	0,68
0,50	4,94	7,85	44,0	34,7	< 0,01	0,94	0,07	1,03	0,58
0,25	8,77	16,62	29,2	57,7	< 0,01	0,54	0,05	1,20	0,37
0,15	17,93	34,55	19,7	71,8	< 0,01	0,25	0,02	0,56	0,19
< 0,15	65,45	100,00	42,5	37,5	< 0,01	0,73	0,06	0,70	0,45
Calculado	100,00	-	37,5	45,0	< 0,01	0,64	0,05	0,82	0,41
Analisado	-	-	38,2	44,3	< 0,01	0,35	0,04	0,60	0,33

Tabela V.24 - Distribuição dos elementos da Amostra 2 britada a -32mm (%), na fração -1,6 + 0,15mm

Malha (mm)	% Retido	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,38	0,49	0,24	0,55	0,64	1,68	0,63
1,00	2,53	3,29	1,59	3,69	4,27	11,17	4,20
0,50	4,94	5,80	3,81	7,21	6,49	6,20	7,00
0,25	8,77	6,83	11,24	7,36	8,22	12,83	7,92
0,15	17,93	9,42	28,60	6,96	6,73	12,24	8,32
< 0,15	65,45	74,17	54,53	74,22	73,65	55,87	71,93

Tabela V.25 - Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 3 reduzida a -32mm

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,23	0,23	na	na	na	na	na	na	na
1,00	2,66	2,89	52,2	24,2	0,040	0,43	0,04	2,28	0,39
0,50	5,12	8,01	41,6	39,3	< 0,01	0,45	0,05	1,44	0,37
0,25	9,52	17,53	25,2	64,0	< 0,01	0,26	0,03	0,90	0,13
0,15	11,44	28,97	19,0	72,6	< 0,01	0,14	0,02	0,83	0,13
< 0,15	71,03	100,00	44,0	36,7	< 0,01	0,29	0,06	1,07	0,22
Calculado	100,00	-	39,5	43,2	< 0,01	0,28	0,05	1,08	0,21
Analisado	-	-	40,8	41,7	< 0,01	0,20	0,04	0,74	0,26

Tabela V.26 - Distribuição dos elementos da Amostra 3 britada a -32mm, na fração -1,6 + 0,15mm

Malha (mm)	% Retido	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,23	0,30	0,13	0,35	0,18	0,49	0,42
1,00	2,66	3,52	1,49	4,05	2,07	5,61	4,85
0,50	5,12	5,40	4,66	8,16	4,97	6,82	8,86
0,25	9,52	6,08	14,11	8,77	5,55	7,93	5,79
0,15	11,44	5,51	19,24	5,67	4,44	8,79	6,96
< 0,15	71,03	79,19	60,37	72,99	82,79	70,35	73,11

Tabela V.27 - Análise química por faixa da fração -1,6 +0,15mm, Amostra 4 reduzida a -32mm

Malha (mm)	% Retido	% Acumul.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,71	0,71	na	na	na	na	na	na	na
1,00	3,03	3,74	56,4	19,2	< 0,01	0,18	0,04	2,63	0,40
0,50	6,22	9,96	53,9	22,7	< 0,01	0,13	0,03	1,21	0,10
0,25	10,03	19,99	35,2	49,8	< 0,01	0,10	0,02	1,27	0,11
0,15	11,57	31,56	21,7	69,0	< 0,01	0,06	0,01	0,91	0,10
< 0,15	68,44	100,00	46,2	34,1	< 0,01	0,19	0,04	0,67	0,15
Calculado	100,00	-	43,1	38,4	< 0,01	0,16	0,03	0,86	0,15
Analisado	-	-	42,6	39,1	< 0,01	0,14	0,03	0,83	0,14

Tabela V.28 - Distribuição dos elementos da Amostra 4 britada a -32mm (%), na fração -1,6 + 0,15mm

Malha (mm)	% Retido	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1,68	0,71	0,93	0,35	0,79	0,84	2,16	1,94
1,00	3,03	3,96	1,51	3,37	3,58	9,21	8,28
0,50	6,22	7,77	3,67	5,00	5,50	8,70	4,25
0,25	10,03	8,19	12,99	6,20	5,92	14,73	7,53
0,15	11,57	5,82	20,76	4,29	3,41	12,17	7,90
< 0,15	68,44	73,32	60,70	80,36	80,75	53,02	70,10

O teor de SiO₂ na fração -1,6 +0,15mm variou entre 38 a 45% SiO₂. Para as quatro amostras estudadas verificou-se uma concentração natural da sílica na faixa -0,25 +0,15mm e da alumina e manganês na fração menor que 0,15mm. Ressalte-se que essa concentração natural da sílica é comum nos itabiritos do Quadrilátero Ferrífero.

5.5. Concentração magnética da fração -1,6 +0,15mm

Esta fração pode ser concentrada industrialmente através da concentração magnética de alta intensidade a úmido.

Visando a reprodução em bancada dos produtos que geralmente são obtidos pela classificação industrial, a fração -1,6mm do peneiramento de cada amostra estudada foi submetida a novo peneiramento na malha 0,15mm. O produto +0,15mm desse segundo peneiramento teve sua granulometria corrigida com a adição de 30% de finos (menos 0,15mm), simulando-se assim a maior ineficiência da classificação industrial. Essas amostras foram então submetidas a ensaios de bancada de separação magnética no Separador Magnético L4 da Eriez, com campo de aproximadamente 9.000 Gauss e placas ranhuradas tipo Jones com 3mm de espaçamento.

Os resultados da concentração magnética obtidos em bancada para as Amostras 1, 2, 3 e 4 estão apresentados nas Tabelas V.29, V.30, V.31 e V.32, respectivamente.

Tabela V.29 - Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 1 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Magnético	48,4	62,20	11,00	< 0,01	0,13	0,02	0,75	0,12
Não magnético	51,6	8,53	87,90	< 0,01	0,14	0,02	0,48	0,08
Alimentação cal.	100,0	34,50	50,69	< 0,01	0,14	0,01	0,61	0,06
Alimentação anal.	-	34,00	51,30	< 0,01	0,15	0,02	0,93	0,10

Tabela V.30 - Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 2 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Magnético	38,8	62,80	9,45	< 0,01	0,23	0,04	0,98	0,18
Não magnético	61,2	12,10	81,30	< 0,01	0,51	0,04	0,43	0,36
Alimentação cal.	100,0	31,75	53,46	< 0,01	0,40	0,04	0,64	0,29
Alimentação anal.	-	31,30	54,20	< 0,01	0,44	0,04	0,56	0,16

Tabela V.31 - Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 3 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Magnético	48,8	62,90	10,00	< 0,01	0,24	0,03	0,73	0,19
Não magnético	51,2	6,60	90,00	< 0,01	0,18	0,02	0,46	0,08
Alimentação cal.	100,0	34,07	50,97	< 0,01	0,21	0,02	0,59	0,09
Alimentação anal.	-	34,20	50,50	< 0,01	0,25	0,03	0,73	0,12

Tabela V.32 - Resumo resultados obtidos nos ensaios de separação magnética Amostra 4 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Magnético	54,7	64,80	7,32	< 0,01	0,16	0,02	0,34	0,09
Não magnético	45,3	5,52	91,90	< 0,01	0,03	0,02	0,38	0,10
Alimentação cal.	100,0	37,93	45,66	< 0,01	0,10	0,02	0,36	0,05
Alimentação anal.	-	39,50	43,00	< 0,01	0,12	0,03	0,53	0,10

Os concentrados obtidos nos ensaios de separação magnética, apresentaram teor de SiO₂ entre 7 a 11% aproximadamente, faixa muito acima de especificações usuais. Estes resultados podem ser explicados pelo grau de liberação não adequado nesta fração de *sinter feed* (<1,6mm) para as quatro amostras estudadas, o que inviabilizaria, em princípio sua concentração em escala industrial.

5.6. Ensaios de deslamagem

A fração -0,15mm do peneiramento em bancada teve sua granulometria corrigida para aproximadamente 5% retido em 0,15mm para reproduzir a granulometria da alimentação da deslamagem geralmente obtida em escala industrial. As Tabelas V.33, V.34, V.35 e V.36 resumem os resultados obtidos para as Amostras 1, 2, 3 e 4, respectivamente.

Tabela V.33 - Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 1 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Underflow	99,1	40,8	42,3	< 0,01	0,17	0,01	0,26	0,10
Lama	0,9	25,7	39,6	0,196	14,5	0,73	0,17	7,03
Alimentação cal.	100	40,7	42,3	-	0,30	0,02	0,26	0,16
Alimentação anal.	-	41,3	40,3	< 0,01	0,26	0,02	0,60	0,20
Distribuição p/ under	99,1	99,4	99,2	-	56,8	60,6	99,4	61,5

Tabela V.34 - Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 2 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Underflow	99,0	43,1	37,6	< 0,01	0,30	0,03	0,61	0,42
Lama	1,0	24,9	34,4	0,218	16,70	1,79	0,27	9,11
Alimentação cal.	100	42,9	37,6	-	0,46	0,05	0,61	0,50
Alimentação anal.	-	42,8	38,4	< 0,01	0,46	0,04	0,29	0,13
Distribuição p/ under	99,0	99,4	99,1	-	65,2	63,6	99,6	82,8

Tabela V.35 - Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 3 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Underflow	98,8	45,6	34,3	< 0,01	0,16	0,02	0,41	< 0,10
Lama	1,2	34,6	35,6	0,196	6,46	1,89	0,13	4,44
Alimentação cal.	100	45,5	34,3	-	0,24	0,04	0,41	-
Alimentação anal.	-	45,0	34,9	< 0,01	0,24	0,04	0,28	0,18
Distribuição p/ under	98,8	99,1	98,7	-	66,2	45,6	99,6	-

Tabela V.36 - Balanço de massas ensaio deslamagem Amostra 4 (%)

Produto	Massa (%)	Teores (%)						
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
Underflow	98,7	44,9	34,9	< 0,01	0,09	0,02	0,27	0,11
Lama	1,3	37,4	31,9	0,133	5,57	1,36	0,34	5,48
Alimentação cal.	100	44,8	34,9	-	0,16	0,04	0,27	0,18
Alimentação anal.	-	44,9	35,1	< 0,01	0,20	,04	0,68	0,35
Distribuição p/ under	98,7	98,9	98,8	-	54,8	52,5	98,3	60,1

As 4 amostras de itabirito estudadas têm como característica comum a pequena presença de lama (da ordem de apenas 1% em massa).

5.7. Flotação da fração -0,15mm (finos naturais)

As folhas de dados dos ensaios de flotação estão apresentadas para as Amostras 1, 2, 3 e 4 nas Tabelas V.37, V.38, V.39 e V.40, respectivamente.

Tabela V.37 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 1 - Finos Naturais

Dosagem de amido		600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min		
Dosagem de amina		144 g/t	Tempo de condicionamento	1 min		
Tempo de flotação		4'20"	pH	10,19		
Relação amido / soda		6 : 1	Amina	Flotigan EDA		
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)	Teor SiO ₂ (%)	Dist. (%)	Dist. (%)
Concentrado	868,42	31,61	67,8	2,74	52,55	2,10
Rejeito	1878,87	68,39	28,3	59,10	47,45	97,90
Alim. calculada	2747,29	100,00	40,79	41,28	100,00	100,00

Tabela V.38 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 2 - Finos Naturais

Dosagem de amido		600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min		
Dosagem de amina		134 g/t	Tempo de condicionamento	1 min		
Tempo de flotação		4'00"	pH	10,20		
Relação amido / soda		6 : 1	Amina	Flotigan EDA		
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)	Teor SiO ₂ (%)	Dist. (%)	Dist. (%)
Concentrado	1237,61	45,08	66,8	3,70	70,27	4,36
Rejeito	1507,57	54,92	23,3	66,60	29,73	95,64
Alim. calculada	2745,18	100,00	42,86	38,24	100,00	100,00

Tabela V.39 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 3 - Finos Naturais

Dosagem de amido		600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min		
Dosagem de amina		144 g/t	Tempo de condicionamento	1 min		
Tempo de flotação		4'20"	pH	10,19		
Relação amido / soda		6 : 1	Amina	Flotigan EDA		
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)	Teor SiO ₂ (%)	Dist. (%)	Dist. (%)
Concentrado	1298,52	47,25	67,6	2,37	71,62	3,13
Rejeito	1449,54	52,75	24,0	65,6	28,38	69,87
Alim. calculada	2748,06	100,00	44,60	35,72	100,00	100,00

Tabela V.40 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 4 - Finos Naturais

Dosagem de amido		600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min		
Dosagem de amina		122 g/t	Tempo de condicionamento	1 min		
Tempo de flotação		3'40"	pH	10,21		
Relação amido / soda		6 : 1	Amina	Flotigan EDA		
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)	Teor SiO ₂ (%)	Dist. (%)	Dist. (%)
Concentrado	1276,22	46,44	68,0	1,05	70,38	1,40
Rejeito	1472,17	53,56	21,50	64,00	29,62	96,60
Alim. calculada	2748,39	100,00	45,39	34,77	100,00	100,00

A Tabela V.41 resume os principais resultados obtidos nos ensaios de flotação da fração -0,15mm deslamada das amostras estudadas (finos naturais).

Tabela V.41 - Resumo dos resultados obtidos nos ensaios flotação (-0,15mm) com Finos Naturais

Amostra	Massa Concentrado (%)	Teor de SiO ₂ Concentrado	Recuperação de Ferro (%)	Seletividade de Gaudin
1	31,61	2,74	52,55	7,19
2	45,08	3,70	70,27	7,20
3	47,25	2,37	71,62	8,83
4	46,44	1,05	70,38	12,93

Verificou-se que, para as 4 amostras estudadas, a flotação da fração -0,15mm (finos naturais) após deslamagem gerou produtos com teor de SiO₂ maior que o limite usual para o *pellet feed* para produção de pelotas de redução direta (0,80% SiO₂). Estes resultados indicam a possibilidade de aproveitar este material para produção de *pellet feed*, que após o pelotamento seria utilizado em altos fornos. Principalmente, o representado pela Amostra 4, que apresentou teor de sílica próximo de 1%.

Estes resultados podem ser explicado pelo baixo grau de liberação. A Amostra 4 apresenta maior grau de liberação, principalmente nas frações -0,5 + 0,25mm e -0,25 +0,15mm.

5.8. Caracterização das amostras iniciais moídas a -0,15mm

Em virtude dos resultados obtidos nos ensaios de concentração das frações grosseiras das amostras estudadas, as amostras iniciais foram moídas para alcançar a granulometria usual da flotação (aproximadamente 5% retido na fração 0,15mm) e submetidas a ensaios de deslamagem, flotação o grau de liberação da hematita e do quartzo foi determinado por microscopia ótica.

Além destes ensaios utilizou-se a metodologia de determinação de *Work Index* para as 4 amostras.

5.8.1. Determinação do work index

A Tabela V.42 mostra os resultados obtidos nos ensaios para determinação do *Work Index (WI)*. Realizou-se os ensaios em duplicata, sendo que a maior diferença percentual entre os resultados foi inferior a 4%.

Tabela V.42 - Resultados dos ensaios de determinação de *Work Index*

WI	Amostra 1	Amostra 2	Amostra 3	Amostra 4
WI Primeiro ensaio (kw/t)	9,01	7,85	7,93	7,23
WI Segundo ensaio (kw/t)	9,03	7,63	7,63	7,30
Diferença (%)	0,22	2,80	3,78	0,97

Os valores de WI determinados podem ser considerados relativamente baixos para minério de ferro. Isto, a principio, pode ser explicado pela existência de fraturas observadas em partículas com tamanho > 0,15mm.

5.8.2. Ensaios de flotação

As condições de operação dos ensaios de flotação e de deslamagem foram as mesmas utilizadas nos ensaios com as amostras dos finos naturais (fração <0,15mm). As folhas de dados dos ensaios de flotação das amostras moídas estão apresentadas para as Amostras 1, 2, 3 e 4 nas Tabelas V.43, V.44, V.45 e V.46, respectivamente.

Tabela V.43 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 1 - moída e deslamada

Dosagem de amido	600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min
Dosagem de amina	150 g/t	Tempo de condicionamento	1 min
Tempo de flotação	3'55"	pH	10,22
Relação amido / soda	6 : 1	Amina	Flotigan EDA
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)
Concentrado	1028,49	37,38	68,80
Rejeito	1723,07	62,62	24,40
Alim. Calculada	2751,56	100,00	41,00
Alim. Analisada	-	-	40,80
			Teor SiO ₂ (%)
			0,72
			67,80
			42,73
			42,30
			Dist. (%)
			62,73
			37,27
			100,00
			100,00
			I.S. = 16,29

Tabela V.44 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 2 - moída e deslamada

Dosagem de amido	600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min
Dosagem de amina	135 g/t	Tempo de condicionamento	1 min
Tempo de flotação	4'00"	pH	10,20
Relação amido / soda	6 : 1	Amina	Flotigan EDA
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)
Concentrado	980,89	35,69	69,20
Rejeito	1767,67	64,31	27,30
Alim. Calculada	2748,66	100,00	42,25
Alim. Analisada	-	-	43,20
			Teor SiO ₂ (%)
			0,18
			60,00
			38,65
			37,98
			Dist. (%)
			58,45
			41,55
			100,00
			100,00
			I.S. = 29,07

Tabela V.45 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 3 - moída e deslamada

Dosagem de amido	600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min
Dosagem de amina	119/t	Tempo de condicionamento	1 min
Tempo de flotação	3'00"	PH	10,19
Relação amido / soda	6 : 1	Amina	Flotigan EDA
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)
Concentrado	1332,98	48,58	69,00
Rejeito	1410,77	41,42	23,80
Alim. Calculada	2743,75	100,00	45,76
Alim. Analisada	-	-	46,00
			Teor SiO ₂ (%)
			0,29
			65,70
			33,92
			34,10
			Dist. (%)
			73,26
			26,74
			100,00
			100,00
			I.S. = 25,63

Tabela V.46 - Folha de dados do ensaio flotação Amostra 4 - moída e deslamada

Dosagem de amido	600 g/t	Tempo de condicionamento	3 min
Dosagem de amina	99 g/t	Tempo de condicionamento	1 min
Tempo de flotação	3'20"	pH	10,20
Relação amido / soda	6 : 1	Amina	Flotigan EDA
Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teor Fe(%)
Concentrado	1410,84	51,35	69,40
Rejeito	1336,65	48,65	28,90
Alim. Calculada	2747,49	100,00	49,70
Alim. Analisada	-	-	48,90
			Teor SiO ₂ (%)
			0,22
			58,2
			28,43
			30,00
			Dist. (%)
			71,71
			28,29
			100,00
			100,00
			I.S. = 25,20

A Tabela V.47 resume os principais resultados obtidos nos ensaios de flotação das amostras moídas e deslamada.

Tabela V.47 - Resumo dos resultados obtidos nos ensaios flotação com amostras moídas e deslamada

Amostra	Massa Concentrado (%)	Teor de SiO ₂ Concentrado	Recuperação de Ferro (%)	Seletividade de Gaudin
1	37,38	0,72	62,73	16,29
2	35,69	0,18	58,45	29,07
3	48,58	0,29	73,26	25,63
4	51,35	0,22	71,71	25,20

A Tabela V.48 resume os resultados de análise química dos concentrados.

Tabela V.48 - Análise química dos concentrados de flotação - amostras moídas e deslamada

Amostra	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	FeO	P. Fogo
1	68,8	0,72	< 0,01	0,16	0,02	0,22	0,59
2	69,2	0,18	< 0,01	0,20	0,04	0,38	0,50
3	69,0	0,29	< 0,01	0,26	0,02	0,18	0,51
4	69,4	0,22	< 0,01	0,13	0,03	0,18	0,55

Ao contrário dos resultados obtidos nos ensaios com as amostras de finos naturais, verificou-se que a flotação da amostra moída a menos 0,15mm gerou concentrados dentro da especificação do pellet feed redução direta, com teor de SiO₂ menor que 0,80% para todas as quatro tipologias estudadas.

5.8.3. Determinação do grau de liberação

A Tabela V.49 os resultados obtidos nos ensaios de determinação do grau de liberação.

Tabela V.49 - Liberação da hematita e do quartzo amostras moídas e deslamada

LG 100%								
Malha (mm)	Liberação da Hematita				Liberação do Quartzo			
	+0,150	-0,150 +0,075	-0,075 +0,045	-0,045	+0,150	-0,150 +0,075	-0,075 +0,045	-0,045
Amostra 1	78,4	92,7	96,2	99,5	53,0	71,6	85,0	98,2
Amostra 2	71,8	82,4	94,8	98,2	57,6	67,9	83,0	95,5
Amostra 3	86,9	93,1	97,7	99,7	57,6	66,7	83,1	98,0
Amostra 4	91,5	93,4	95,7	98,5	56,6	67,0	77,4	95,1
LG 95%								
Amostra 1	83,3	95,1	97,5	99,6	86,8	91,6	94,4	99,3
Amostra 2	80,5	87,7	96,2	98,7	83,0	84,3	92,0	98,0
Amostra 3	91,0	93,1	97,7	99,7	85,0	86,6	93,9	99,1
Amostra 4	93,8	94,9	97,1	99,1	87,6	87,5	89,4	97,3

Verifica-se o maior grau de liberação da fração -0,15mm das amostras moídas se comparadas aos finos naturais.

As Figuras 5.13, 5.14, 5.15 e 5.16 apresentam as fotomicrografias obtidas em microscópio ótico das amostras.

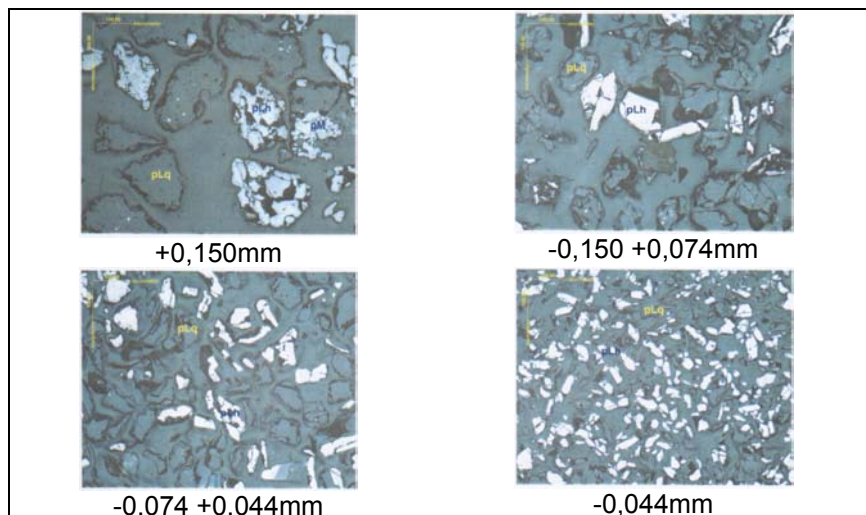


Figura 5.13 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 1 (“moída”)

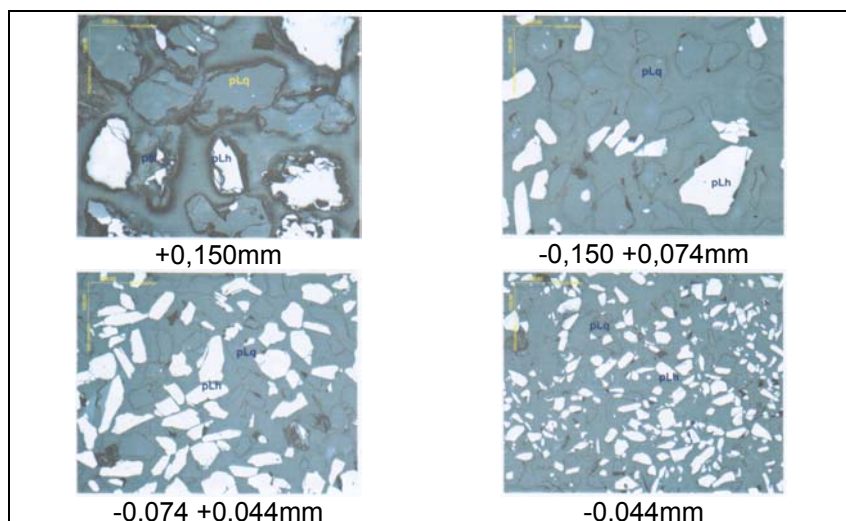


Figura 5.14 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 2 (“moída”)

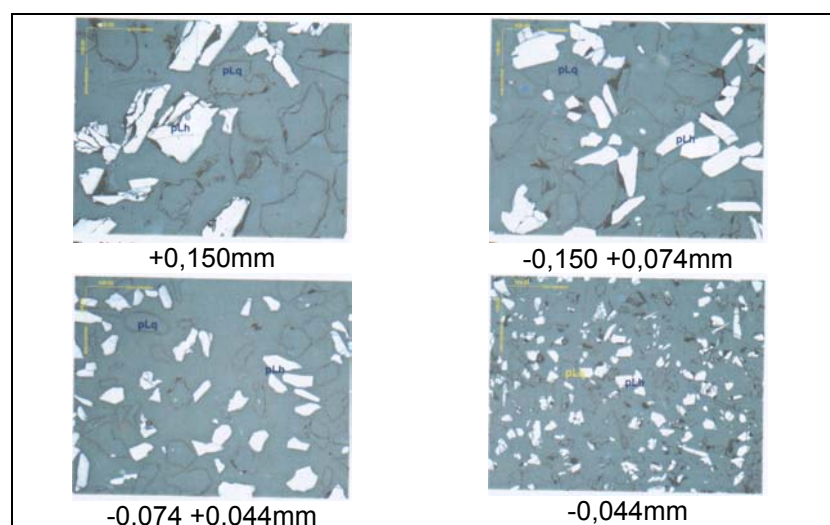


Figura 5.15 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 3 (“moída”)

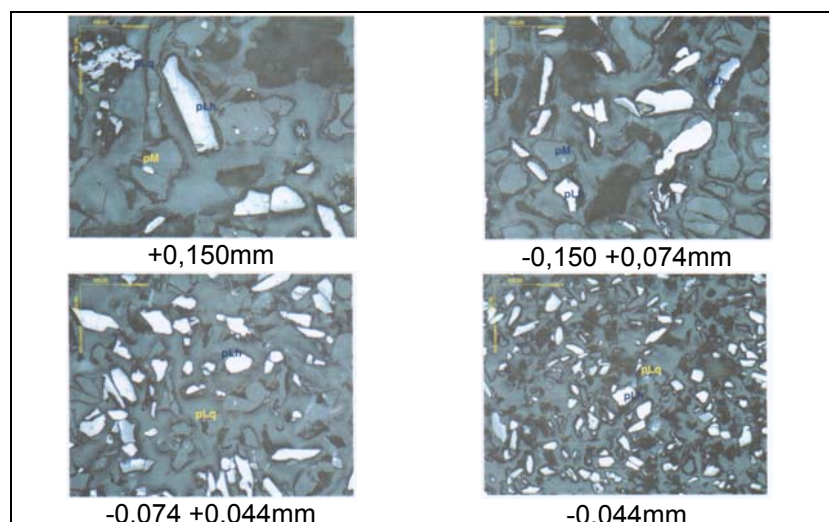


Figura 5.16 - Fotomicrografias de microscópio ótico da Amostra 4 (“moída”)

5.9. Comentários finais sobre os ensaios de flotação em bancada

Verificou-se que, para as quatro tipologias estudadas, a flotação da fração menor que 0,15mm (finos naturais) após deslamagem gerou produtos com teor de SiO₂ muito maior que o limite para o pellet feed redução direta (0,80% SiO₂), conforme mostrado na Tabela V.50.

Tabela V.50 - Resumo dos resultados obtidos nos ensaios flotação com finos naturais

Amostra	Massa Concentrado (%)		Teor de SiO ₂ Concentrado		Recuperação de Ferro (%)		Seletividade de Gaudin	
	Natural	Moída	Natural	Moída	Natural	Moída	Natural	Moída
1	31,61	37,38	2,74	0,72	52,55	62,73	7,19	16,29
2	45,08	35,69	3,70	0,18	70,27	58,45	7,20	29,07
3	47,25	48,58	2,37	0,29	71,62	73,26	8,83	25,63
4	46,44	51,35	1,05	0,22	70,38	71,71	12,93	25,20

Ao contrário dos resultados obtidos nos ensaios com as amostras de finos naturais, verificou-se que a flotação da amostra moída a menos 0,15mm gerou concentrados dentro da especificação do pellet feed redução direta, com teor de SiO₂ menor que 0,80% para todas as quatro tipologias estudadas.

A diferença nos resultados podem ser atribuídas aos diferentes graus de liberação verificada na alimentação dos ensaios de flotação das amostras Finos Naturais e amostra moídas para quartzo e hematita, determinados através de microscopia ótica.

Verificou-se um significativo aumento no grau de liberação nas amostras moídas em relação às amostras dos finos naturais. Esse aumento foi mais expressivo na fração mais 0,15mm, justamente a fração que apresenta maior dificuldade para a flotação do quartzo. Conforme pode-se observa na Figura 5.17 e na Tabela V.51.

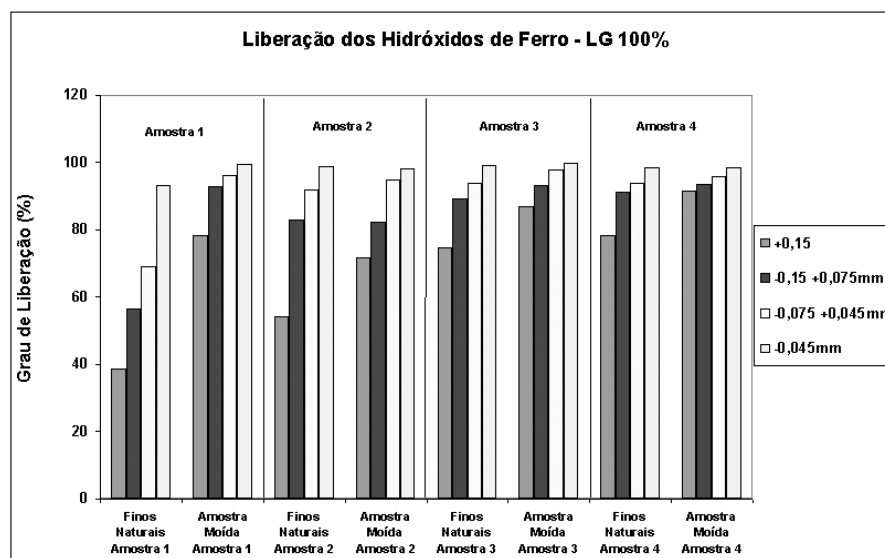


Figura 5.17 - Graus de liberação: finos naturais x amostras moídas (%)

Tabela V.51 - Graus de liberação: finos naturais x amostras moídas (%)

LG 100%								
Malha (mm)	Liberação da Hematita				Liberação do Quartzo			
	+0,150	-0,150 +0,075	-0,075 +0,045	-0,045	+0,150	-0,150 +0,075	-0,075 +0,045	-0,045
Amostra 1								
Finos Naturais	38,7	56,6	68,9	93,1	40,7	72,1	78,1	95,6
ROM Moído	78,4	92,7	96,2	99,5	53,0	71,6	85,0	98,2
Amostra 2								
Finos Naturais	54,2	82,8	92,0	98,8	37,9	54,0	74,0	94,8
ROM Moído	71,8	82,4	94,8	98,2	57,6	67,9	83,0	95,5
Amostra 3								
Finos Naturais	74,7	89,1	93,9	99,2	36,9	55,1	72,4	94,6
ROM Moído	86,9	93,1	97,7	99,7	57,6	66,7	83,1	98,0
Amostra 4								
Finos Naturais	78,3	91,3	94,0	98,5	35,5	46,7	62,8	89,9
ROM Moído	91,5	93,4	95,7	98,5	56,6	67,0	77,4	95,1
LG 95%								
Amostra 1								
Finos Naturais	76,8	86,0	90,4	97,8	68,5	91,0	95,8	98,9
ROM Moído	83,3	95,1	97,5	99,6	86,8	91,6	94,4	99,3
Amostra 2								
Finos Naturais	64,7	88,2	95,4	99,1	70,8	81,1	91,7	96,4
ROM Moído	80,5	87,7	96,2	98,7	83,0	84,3	92,0	98,0
Amostra 3								
Finos Naturais	82,2	93,3	96,5	99,6	80,6	89,3	94,8	99,5
ROM Moído	91,0	93,1	97,7	99,7	85,0	86,6	93,9	99,1
Amostra 4								
Finos Naturais	85,1	93,8	96,0	98,9	79,4	85,0	84,6	94,8
ROM Moído	93,8	94,9	97,1	99,1	87,6	87,5	89,4	97,3

A moagem, favorecendo a liberação, permitiu a redução dos teores de sílica dos concentrado de flotação das 4 amostras estudadas. A princípio, o aumento do grau de liberação pode ter sido provocado pelo afinamento da distribuição granulométrica. A

diferença, para as 4 amostras, entre a distribuição granulométrica dos finos naturais da amostra e da amostra moída é apresentada na Tabela V.52.

Tabela V.52 - Distribuição granulométrica: finos naturais x amostras moídas

Distribuição granulométrica - passante acumulado (%)								
Malha (μm)	Amostra 1		Amostra 2		Amostra 3		Amostra 4	
	Natural	Moída	Natural	Moída	Natural	Moída	Natural	Moída
150	96.38	93.36	96.4	95.35	96.09	93.69	96.34	96.88
106	74.71	77.94	73.9	78.89	75.57	78.86	73.99	81.3
75	50.8	54.44	43.71	55.32	49.72	56.87	50.38	59.43
45	18.21	29.18	19.72	30.37	17.32	28.68	21.51	32.18

Para as 4 amostras estudadas a distribuição granulométrica da amostra moída é ligeiramente mais fina do que os finos naturais. A granulometria mais fina e o maior grau de liberação do quartzo e da hematita nas amostras moídas em relação às amostras finos naturais favorecem o desempenho da flotação e podem justificar os melhores resultados obtidos com as amostras moídas.

As Figuras 5.18, 5.19, 5.20 e 5.21 mostra as curvas de distribuição granulométricas dos finos naturais da amostra moída para as amostra 1, amostra 2, amostra 3 e amostra 4, respectivamente.

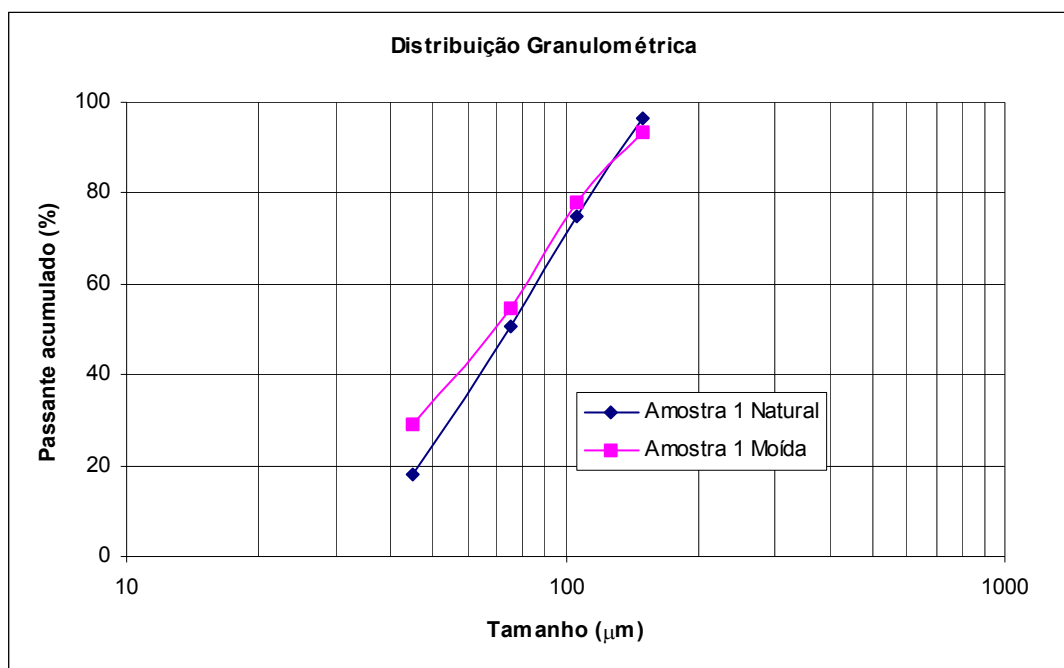


Figura 5.18 - Distribuição granulométrica amostra 1: finos naturais x amostras moídas

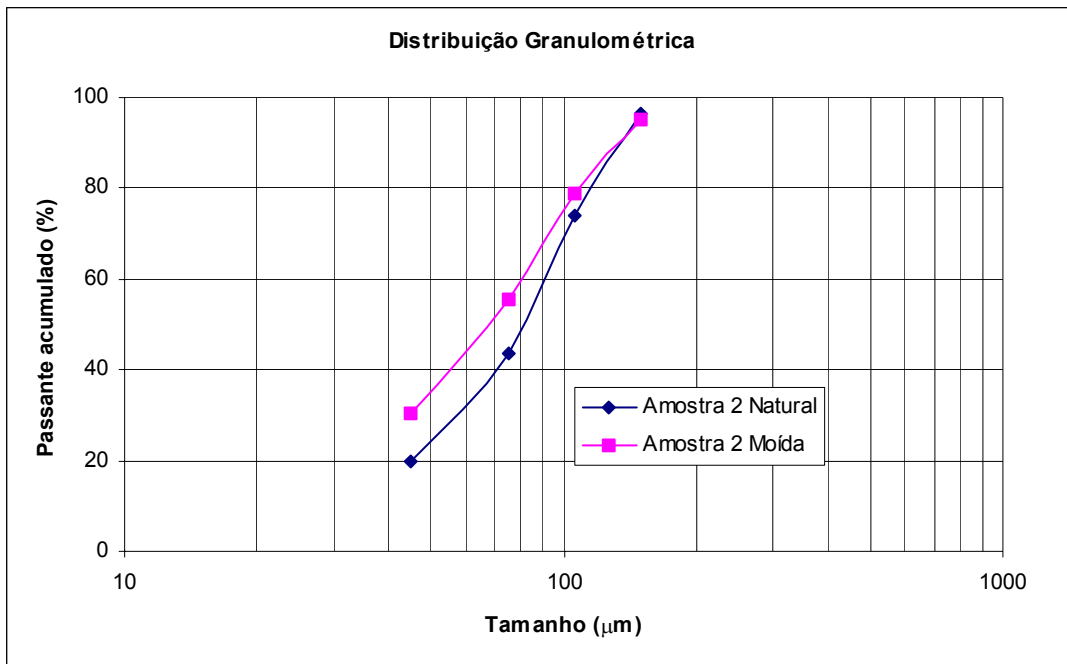


Figura 5.19 - Distribuição granulométrica amostra 2: finos naturais x amostras moídas

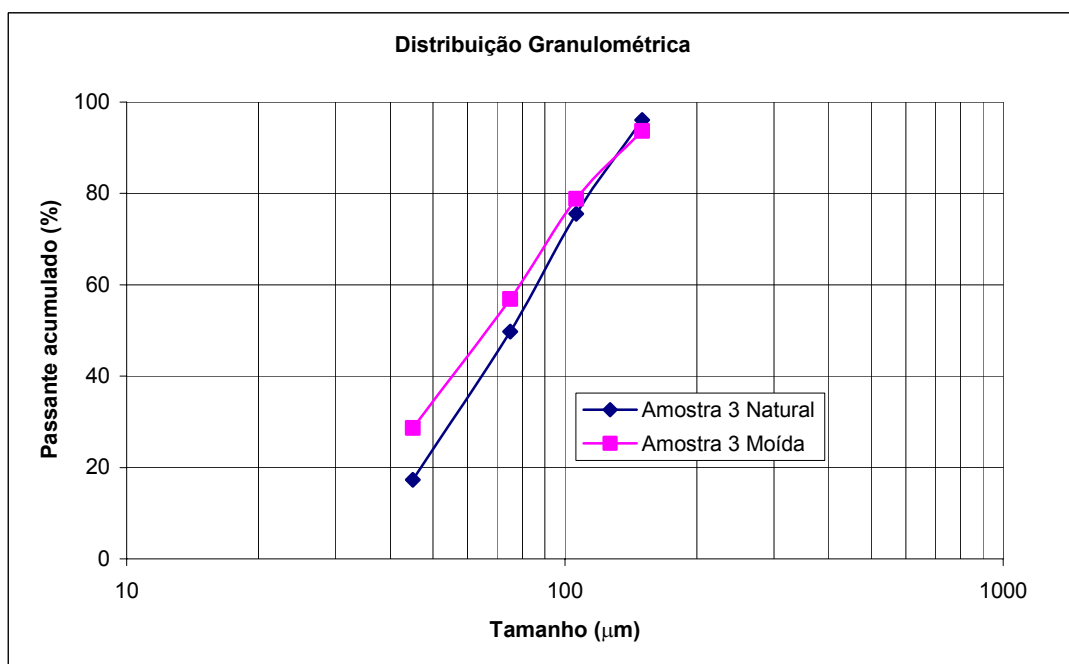


Figura 5.20 - Distribuição granulométrica amostra 3: finos naturais x amostras moídas

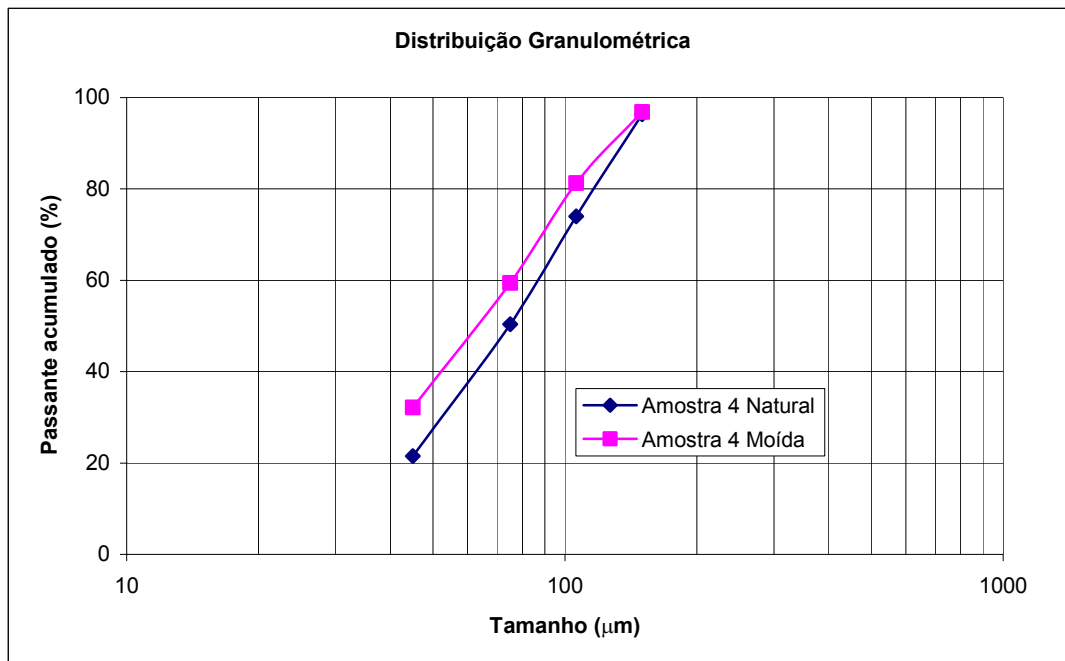


Figura 5.21 - Distribuição granulométrica amostra 4: finos naturais x amostras moídas

Portanto a rota mais apropriada para o aproveitamento deste material deve ser baseada na cominuição abaixo de 0,15mm seguido de deslamagem e flotação.

5.10. Estudos de simulação

Os resultados de difração de Raios-X, apresentado em anexo, demonstrou que em termos de composição mineralógica a amostra utilizada na simulação aproxima-se muito das demais amostras estudadas. Sendo essencialmente compostas por hematita e quartzo.

A amostra foi composta por 43% dos itabiritos compactos do Corpo A (tipos maciço e laminado) e 57% dos itabiritos foliados-ricos da Aba SW. A Figura 5.22 mostra os mapas de localização das frentes lavradas onde foram coletadas as amostras.

5.10.1. Simulação do circuito de moagem

A Tabela V.53 e a Figura 5.23 mostram os parâmetros estudados em cada ensaio e os resultados obtidos, percentual retido acumulado em 6mm e a geração de ultrafinos, passante em 10 micrometros, do produto da prensa de rolos.

Tabela V.53 - Ensaio de prensagem da amostra reduzida abaixo de 31,5mm

Teste	Percentagem de sólidos (%)	Pressão (bar)		Resultados	
		hidráulica	Nitrogênio	+6mm	-10 μ m
1	3,0	20	15	4,58	2,19
2	3,0	33	25	3,36	3,95
3	3,0	47	35	2,64	4,74
4	6,1	15	10	7,21	2,03
5	6,1	20	15	4,26	3,33
6	6,1	33	25	0,74	2,72
7	6,1	47	35	0,87	5,78
8	8,0	20	15	5,96	3,25

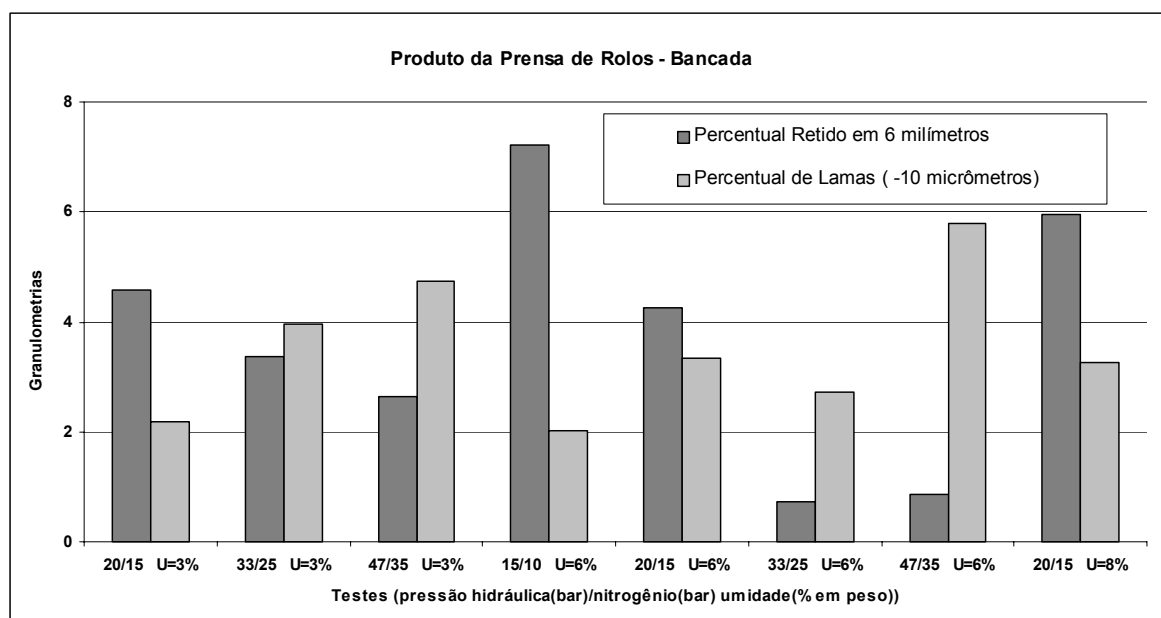


Figura 5.22 - Ensaio de prensagem do material abaixo de 31,5mm

Os resultados mostram que o aumento da percentagem de sólidos diminui a eficiência da prensa de rolos. O aumento de pressão favorece a diminuição do percentual retido em 6mm e o aumento de passante em 10 micrometros.

Para a realização das simulações utilizou-se os resultados obtidos no teste 3 onde utilizou-se a umidade natural do material e um conjunto de pressão que resultou o menor percentual retido em 6,3mm sem geração exagerada de ultrafinos.

5.10.1.1. Parâmetros utilizados

Distribuição granulométrica e WI da alimentação da moagem

Para a realização das simulações utilizaram-se as curvas de distribuição e os *WI* (*Work Index*) determinados a partir dos ensaios utilizando prensa de rolos e britador hidrocônico.

Prensa de rolos: distribuição granulométrica e *WI* obtidos a partir do teste 3.

Britagem quaternária: granulométrica e *WI* obtidos a partir da redução abaixo em 8mm utilizando britagens sucessivas em britador de mandíbulas e cônico.

Os resultados determinação de *WI* para P_{80} de $150\mu\text{m}$ são:

<i>Produto da prensa de rolos</i>	: 7,78kWh/t;
<i>Produto de britagem convencional</i>	: 7,95kWh/t.

A princípio, o menor valor de *WI* para o material prensado pode ser explicado pela maior geração de micro-fraturas no produto da prensa se comparado ao produto da britagem e pela distribuição granulométrica mais fina. A influência das micro-fraturas pode ter sido minimizada ao britar o material abaixo de 3,4mm para a realização dos testes para determinar o *WI*.

A Figura 5.24 mostra imagem eletrônicas ilustrativas evidenciando as micro-fraturas geradas no produto da prensa de rolos.

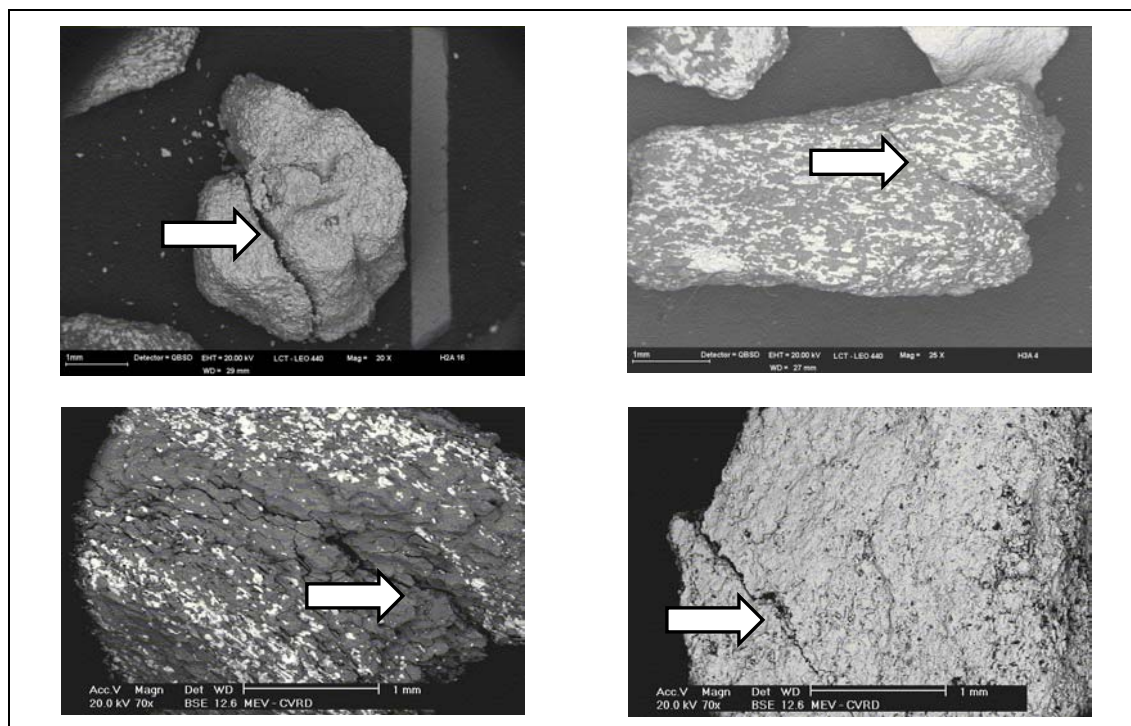


Figura 5.23 - Imagem de MEV - Micro-fraturas geradas no produto da prensa

As curvas granulométricas obtidas nos ensaios são apresentadas na Figura 5.25.

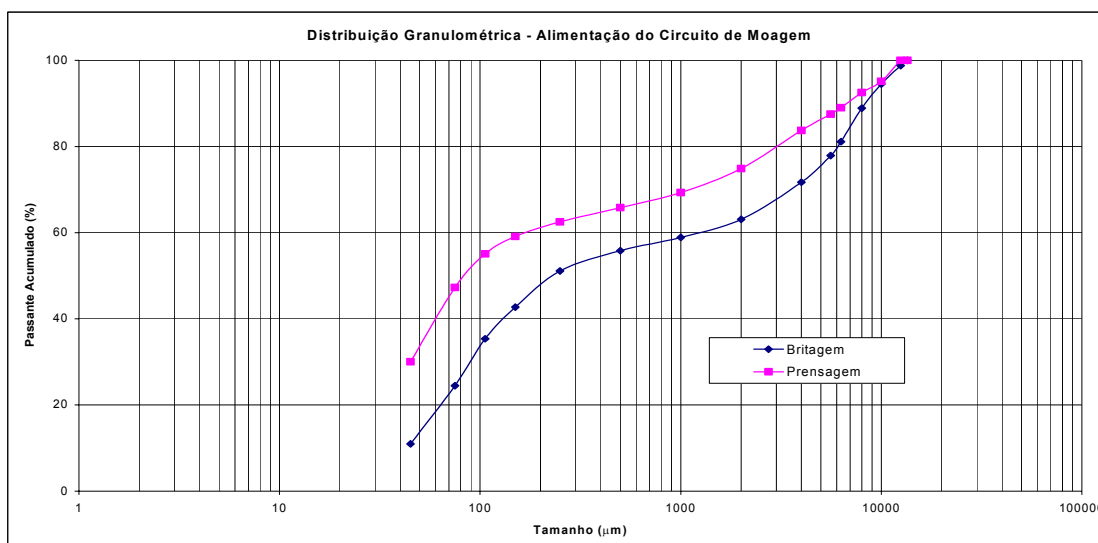


Figura 5.24 - Distribuições granulométricas da alimentação do circuito de moagem

A prensagem do material gerou curva granulométrica mais fina que a gerada pela britagem convencional. Este efeito se deve a prensagem de todo o material enquanto a britagem convencional cominuí apenas o material grosseiro.

Curva de partição para a classificação em 0,15mm

Para a realização das simulações utilizou-se uma curva característica para corte em 0,15mm utilizando hidrociclones de 26 polegadas de diâmetro. Esta curva foi obtida a partir de amostragem realizada no circuito de concentração da usina Cauê, localizada em Itabira, Minas Gerais. A Figura 5.26 apresenta a curva de partição para esta aplicação.

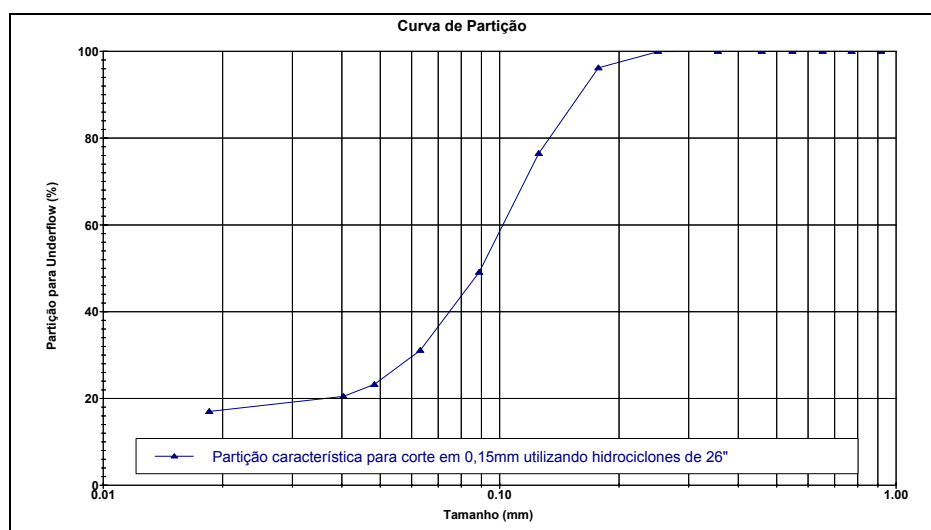


Figura 5.25 - Curva de partição característica para corte em 0,15mm - Usina Cauê

As simulações foram realizadas partir desta curva, fixando os parâmetros que a definem: corte, inclinação e *by pass*. Utilizando o modelo matemático descrito anteriormente.

Parâmetros para os modelos matemáticos

A seguir são apresentados quais os parâmetros foram utilizados para o modelo de cominuição - moinho de bolas:

<i>Número de moinho em paralelo</i>	:	1;
<i>Diâmetro interno (m)</i>	:	4,85;
<i>Relação comprimento / diâmetro</i>	:	1,59;
<i>Grau de enchimento</i>	:	36,5;
<i>Fração da velocidade crítica</i>	:	0,718;
<i>Densidade do corpo moedor</i>	:	7,8;
<i>Work Index (kWh/st) - Britagem convencional</i>	:	7,23;
<i>Work Index (kWh/st) - Prensa de rolos</i>	:	7,07;
<i>Tipo de descarga: 0 para overflow e 1 para grelha</i>	:	0.

As dimensões do moinho utilizadas são as mesmas dimensões do moinho em operação utilizado para beneficiar um minério similar na Usina de Timpobepa, em Mariana, MG.

A seguir são apresentados quais os parâmetros foram utilizados para o modelo de classificação - hidrociclones de 26”:

<i>By pass (%)</i>	:	17,5;
<i>Corte d50 (mm)</i>	:	0,102;
<i>Imperfeição</i>	:	0,28.

As taxas de alimentação para cada circuito foram determinadas a partir de tentativa e erro de forma a minimizar o percentual retido em 0,15mm no produto da moagem e fixado para o tipo de britagem.

<i>Produto de britagem convencional</i>	:	557,6t/h;
<i>Produto da prensa de rolos</i>	:	626,5t/h.

5.10.1.2.Descrição e resultados

Avaliou-se a combinação de dois circuitos: alimentação direta e reversa de moagem precedida de britagem convencional ou britagem de alta pressão. Os resultados obtidos nas simulações indicam o melhor desempenho da prensa de rolos se comparada a britagem convencional. A Tabela V.54 apresenta os resultados obtidos.

Tabela V.54 - Resultados obtidos nas simulações

Parâmetros	Britagem Convencional		Prensa de rolos	
	Alimentação direta da moagem	Alimentação reversa da moagem	Alimentação direta da moagem	Alimentação reversa da moagem
Taxa de alimentação nova (t/h)	557,6	557,6	626,5	626,5
Alimentação do moinho (m ³ /h)	799,6	464,1	804,4	417,8
Alimentação da ciclonação (m ³ /h)	1168,8	1168,8	1175,8	1161,7
Vazão pela seção do moinho (m ³ /m ²)	43,3	25,1	43,5	22,6
Carga Circulante (%)	238,3	138,3	239,8	124,6
F ₈₀ (mm)	6059	6059	3159	3159
P ₈₀ (mm)	75	63	78	72
Percentual retido em 0.15mm no overflow	0,50	0,58	0,40	0,26
Percentual passante em 0.045mm no overflow	74,8	63,3	78,4	71,9

Os resultados mostram, para o circuito utilizando prensa de rolos e alimentação reversa gera um produto de granulometria adequada. Com o percentual retido em 0,15mm menor, sem aumento da geração do percentual passante em 0,045mm.

Os resultados podem estar penalizando o circuito de prensa de rolos. A prensagem do material geram micro-fissuras que facilitam o processo de cominuição, como as amostras tiveram que ser reduzidas a granulometria abaixo de 6,2mm para a realização dos ensaios de determinação de *WI* não pode-se avaliar o seu real impacto.

A diferença entre britagem e prensagem identificada nos resultados de simulação é causada pelo *WI* e principalmente pela diferença granulométrica entre os dois produtos.

5.10.2. Simulação do circuito de deslamagem

A deslamagem foi avaliada a partir das simulações utilizando duplo estágio, variando-se o diâmetro dos ciclones e a percentagem de sólidos da alimentação do primeiro estágio.

Optou-se pelo duplo estágio devido a baixa presença de contaminates no material, composto basicamente por hematita e quartzo, não havendo necessidade de deslamagem do *underflow* do primeiro estágio. A primeira simulação foi realizada utilizando ciclones de 15 e 10” para o primeiro e segundo estágio, respectivamente, e percentagem de sólidos de 25%. A segunda simulação foi realizada utilizando ciclones de 10” para o primeiro e segundo estágio e percentagem de sólidos de 35%.

Para a percentagem de sólidos de 35% não haveria necessidade de diluição da alimentação do circuito de deslamagem, acarretando diminuição considerável do volume de água recirculada.

5.10.2.1. Parâmetros utilizados

A seguir são apresentados os parâmetros utilizados nas simulações de desmagem.

Densidade dos sólidos (ρ_s)	:3,7;
Densidade do líquido (ρ_l)	:1,0;
Concentração de sólidos na alimentação, em peso (C_w)	:25 / 35%;

<i>Percentagem de sólidos requerida no underflow</i>	:78%;
<i>Massa de sólidos na alimentação (t/h)</i>	:626.5t/h;
<i>Diâmetro do hidrociclone primeiro estágio</i>	:15 / 10;
<i>Diâmetro do apex primeiro estágio</i>	:2,5 / 1,5';
<i>Diâmetro do vortex primeiro estágio</i>	:5 ¹ / ₄ / 2,5;
<i>Diâmetro do inlet primeiro estágio</i>	:11 / 7,8;
<i>Diâmetro do hidrociclone segundo estágio</i>	:10;
<i>Diâmetro do apex segundo estágio</i>	: 1/4 /1,0;
<i>Diâmetro do vortex segundo estágio</i>	:2,5;
<i>Diâmetro do inlet segundo estágio</i>	:7,8;
<i>Distribuição granulométrica</i>	:Vide gráfico;

5.10.2.2. Resultados

A Figura 5.27 apresenta as distribuições granulométricas da alimentação, lamas e produto deslamado, obtidos nas simulações. Os gráficos mostram que o aumento da percentagem de sólidos pode ser compensado com a diminuição do hidrociclone do primeiro estágio. Mesmo utilizando percentagem de sólidos elevada no primeiro estágio conseguiu-se um corte adequado.

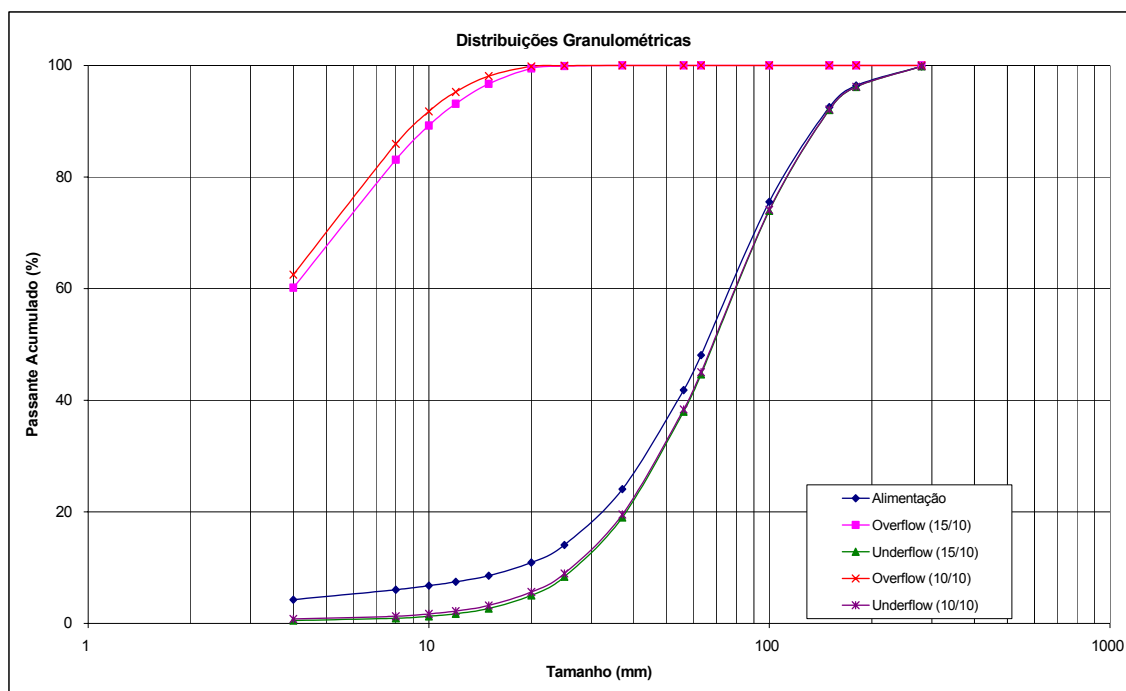


Figura 5.26 - Distribuições granulométricas obtidas na simulações de deslamagem

A Figura 5.28 mostra as curvas de partição globais para as duas situações.

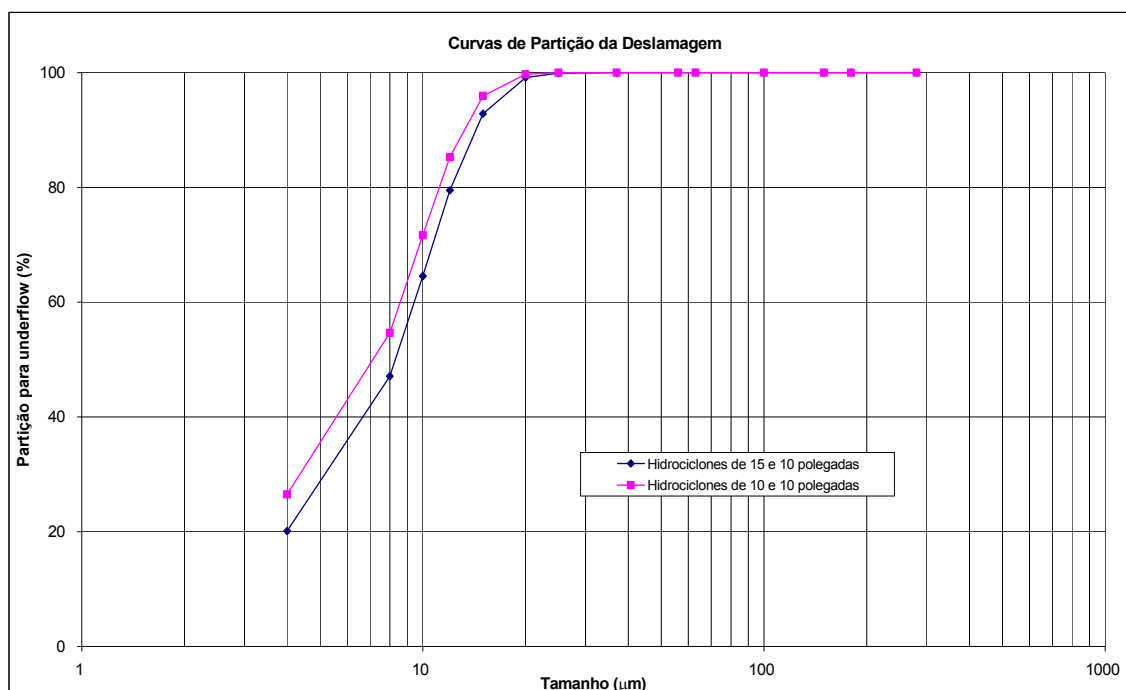


Figura 5.27 - Curvas de partição globais obtidas na simulações de deslamagem

A Tabela V.55 resume os resultados obtidos na simulação onde utilizou-se hidrociclones de 384mm (15") para o primeiro estágio e 254mm (10") para o segundo.

Tabela V.55 - Simulações utilizando hidrociclones de 384mm e 254mm (10" e 15")

ID		Massa		Sólidos (%)	Polpa (m ³ /h)
		(t/h)	(%)		
Primeiro Estágio	Alimentação	626,5	100,0	25,0	2037,4
	Underflow	541,0	86,4	78,0	1749,4
	Overflow	85,5	13,6	4,7	288,0
Segundo Estágio	Alimentação	85,5	13,6	4,7	1747,9
	Underflow	46,4	7,4	78,0	23,9
	Overflow	39,1	6,2	2,2	1724,0

A Tabela V.56 resume os resultados obtidos na simulação onde utilizou-se hidrociclones de 254mm (10") para ambos os estágio.

Tabela V.56 - Simulações utilizando hidrociclones de 254 mm (10")

ID		Massa		Sólidos (%)	Polpa (m ³ /h)
		(t/h)	(%)		
Primeiro Estágio	Alimentação	626,5	100,0	35,0	1320,9
	Underflow	573,7	91,6	78,0	1015,5
	Overflow	52,8	8,4	5,0	305,4
Segundo Estágio	Alimentação	52,8	8,4	5,0	1014,6
	Underflow	17,6	2,8	78,0	9,1
	Overflow	35,2	5,6	3,4	1005,5

A utilização de hidrociclones de 10 polegadas para ambos os estágios e percentagem de sólidos de 35% na alimentação do primeiro permite uma diminuição de mais de 700m³/h de água de diluição sem trazer impacto à recuperação e qualidade dos produtos

conforme mostram a Tabela V.57. Para a realização das análises granulométricas utilizou-se um granulômetro a laser, CILAS 920.

Tabela V.57 - Resultados das simulações de deslamagem

Malha (mm)	Passante Acumulado					
	Ciclones de 384mm e 254mm (15" e 10")			Ciclones de 254mm (10")		
	Alimentação	Lamas	Produto	Alimentação	Lamas	Produto
280	99,85	100,00	99,84	99,85	100,00	99,84
180	96,40	100,00	96,16	96,40	100,00	96,19
150	92,53	100,00	92,03	92,53	100,00	92,09
100	75,56	100,00	73,93	75,56	100,00	74,11
63	48,09	100,00	44,64	48,09	100,00	45,00
56	41,82	100,00	37,95	41,82	100,00	38,36
37	24,04	100,00	18,99	24,04	100,00	19,52
25	14,06	99,88	8,35	14,06	99,97	8,95
20	10,91	99,44	5,02	10,91	99,82	5,62
15	8,53	96,71	2,67	8,53	98,09	3,20
12	7,44	93,13	1,74	7,44	95,23	2,22
10	6,75	89,20	1,27	6,75	91,75	1,69
8	6,03	83,10	0,90	6,03	85,93	1,28
4	4,24	60,16	0,52	4,24	62,50	0,77
-4	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Taxa (t/h)	626,5	39,1	587,4	626,5	35,2	591,3
Recuperação (%)	93,8			94,4		

A quantidade de produto gerado pela utilização de hidrociclones de 254mm (10") proporcionou um pequeno aumento na recuperação, de 93,8 para 94,4% sem prejudicar a qualidade do produto, o passante em 10 micrometros passou de 89,20 para 91,75%.

5.10.3. Simulação do circuito de flotação

5.10.3.1. Parâmetros utilizados

Os parâmetros dos modelos foram definidos baseado em experiência operacional, com algumas simplificações, e/ou por tentativa e erro para se definir um balanço de massas, metalúrgico e de água que mais se aproximassem de dados industriais.

Parâmetro	Rougher	Cleaner	Scavenger
Número de células por banco	: 3	4	2;
Volume de cada célula (ft ³)	: 28	14	28;
Fração volumétrica de ar na polpa (%)	: 15,0	15,0	15,0;
Percentagem de sólidos no concentrado (%)	: 52,0	53,0	51,0;
Número de banco em paralelo	: 2	2	2;
Recuperação máxima para o quartzo(%)	: 70,0	50,0	90,0;
Constante cinética para o quartzo (1/min)	: 3,53	3,53	3,53;
Recuperação máxima para partículas mistas (%)	: 40,0	30,0	60,0;
Constante cinética para partículas mistas (1/min)	: 2,50	2,50	2,50;
Recuperação máxima para o mineral de ganga (%)	: 8,0	6,0	35,0;
Constante cinética para a hematita (1/min)	: 2,09	2,09	2,09.

Os valores de constantes de cinética da hematita e do quartzo foram determinadas em laboratório. Para as partículas mistas considerou-se um valor intermediário.

Observação: para o tanque de polpa utilizou-se um modelo para fixar a percentagem de sólido na alimentação do banco rougher em 55%, o modelo calcula a adição de água.

Considera-se satisfatório um balanço de massas de um circuito de flotação que atenda não só aos resultados globais, teores de ferro no rejeito final e teores sílica no concentrado final, recuperações em massa e metalúrgico, mas também que considere:

- Concentrado *rougher* com teor de sílica inferior a 5%;
- Rejeito rougher com teores de ferro inferiores a 30%;
- Concentrado *cleaner* com teores de sílica próximo de 1%;
- Rejeito final da flotação com teores de ferro próximos de 20%;
- Carga circulante, para minimizá-la, com o teor de ferro mais alto possível, sem prejuízo dos dois últimos itens.

5.10.3.2. Resultados

A Tabela V.58 apresenta o balanço de massas obtido na simulação. A recuperação em massa da flotação próxima de 53,4% e recuperação metalúrgica de 77,7%. O teor de sílica do concentrado da flotação de 1,2% e teor de ferro de 69,1.

O balanço considera que o minério é composto somente por hematita e quartzo.

Tabela V.58 - Balanço de massas obtido na simulação do circuito de flotação

ID		Taxa		Sólidos (%)	Volume (m ³ /h)		Teores (%)	
		(t/h)	(%)		Polpa	Água	Fe	SiO ₂
1	Alimentação flotação	591,3	100,0	60,0	534,0	394,2	47,5	32,1
2	Água de diluição				75,1	75,1		
3	Alimentação rougher	749,4	126,7	55,0	786,6	613,1	50,1	28,3
4	Rejeito rougher	333,4	56,4	52,0	395,9	307,2	29,2	58,2
5	Concentrado rougher	416,0	70,4	57,6	390,7	305,7	66,9	4,4
6	Concentrado cleaner	315,5	53,4	59,3	280,0	216,5	69,1	1,2
7	Rejeito scavenger	275,8	46,6	52,2	329,1	252,8	22,8	67,4
8	Concentrado scavenger	57,6	9,7	51,4	66,8	54,5	60,0	14,2
9	Rejeito cleaner	100,5	17,0	53,0	110,7	89,1	59,9	14,4

Considerou-se o balanço de massas gerado satisfatório, pois cumpriu aos quesitos predeterminados.

5.11. Considerações finais

Pode-se afirmar que todos os resultados direcionam para uma rota de aproveitamento que após realizada a liberação de quartzo e subsequente concentração irá gerar produtos de excelentes qualidades químicas, devido a:

- **à mineralogia**, mostrou que praticamente todo o ferro é proveniente de hematita, e o quartzo é responsável por praticamente toda a SiO₂ existente nas

amostras estudadas. Os demais minerais aparecem individualmente em conteúdo muito baixos.

- **aos graus de liberação**, muito baixos, tanto para hematita quanto sílica, mesmo em faixas mais finas (-0,15mm +0,074mm). O grau de liberação é menor que 90%. Foram obtidos valores de liberação maiores que 95% apenas na fração -0,044mm.
- **aos resultados de concentração**, obtidos com a moagem seguida de deslamagem e flotação. Verificou-se que a flotação gerou concentrados dentro da especificação de pellet feed redução direta, com teor de SiO₂ menor que 0,80%, para todas as tipologias.

6. CONCLUSÕES

As análises químicas por faixa indicaram que a distribuição dos elementos por fração granulométrica mostrou, para as quatro amostras estudadas, que não houve uma concentração significativa de Fe em nenhuma faixa, ou seja, a distribuição do Fe acompanhou a distribuição granulométrica das amostras. De um modo geral houve uma pequena concentração da SiO_2 na fração entre 0,5mm e 0,15mm, para as quatro amostras estudadas.

A caracterização mineralógica mostrou que praticamente todo o ferro é proveniente de hematita, e o quartzo é responsável por praticamente toda a SiO_2 existente na amostra estudada, os demais minerais aparecem individualmente em conteúdos muito baixos. Os graus de liberação muito baixos, tanto para hematita quanto sílica, mesmo em faixas mais finas.

Como as amostras são essencialmente compostas por hematitas e quartzo, pode-se esperar concentrados com grau de contaminantes muito baixos. Portanto, a concentração deste material, após realizada a liberação de quartzo, poderá gerar produtos de excelente qualidade química. Pode-se dizer que para as 4 amostras estudadas a distribuição granulométrica da amostra moída e ligeiramente mais fina do que os finos naturais.

A rota mais apropriada para o aproveitamento deste material deve ser baseada na cominuição abaixo de 0,15mm seguido de deslamagem e flotação. Os resultados obtidos nos ensaios de flotação das amostras moídas a -0,15mm geraram concentrados dentro da especificação de pellet feed redução direta, com teor de SiO_2 menor que 0,80% para todas as quatro amostras estudadas.

Os estudos de simulação de processo minerais foram utilizados com sucesso. Indicaram rotas de cominuição, o dimensionamento do circuito de deslamagem e geração de um balanço de massas preliminar para o circuito de flotação.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ARAUJO, A. C. *Pesquisa e Desenvolvimento em Flotação, Curso de Métodos de Concentração de Minerais*. Fundação Cristiano Ottoni, Belo Horizonte, 1988.
- ARAÚJO, A. C., AMARANTE, S. C., SOUZA, C. C., SILVA, R. R. R., Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, v.112, p54-63, Apr. 2003.
- ARBITER, N., HARRIS, C.C. in: D.W. Fuerstenau (Ed.), *Froth Flotation*, AIME.
- ARTERBURN, R. A. *The sizing and selection of hydrocyclones*. In: MULAR, A. L.; JERGENSEN II, G. V. *Design and Installation of Comminution Circuits*. New York, SME/AIME, 1982. p. 592-607.
- BERALDO, J. L. *Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares*. São Paulo: Editora Edgard Blucher Ltda, 1987. p10-18.
- BERALDO, J. L., *Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares*, Editora Edgard Blucher Ltda, 1987, p 48-52.
- BRGM, *USIM PAC 2 for Windows : Advanced Guide*. 1993, p. 18.
- BRGM, *USIM PAC 2 for Windows : Advanced Guide*. 1993, p. 36-38
- BRGM, *USIM PAC 2,1 for Windows: User's Guide*. vol, 1, 104 p.
- CALIXTO, M. F. *Rotas para concentração de rejeitos de minério de ferro itabirítico*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2001, p15-19. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas).
- CHANDER, S., POLAT, M. *Flotation Kinetics: Methods for Estimating Distribution of Rate Constants*. Proceedings, XIX International Mineral Processing Congress, Chapter 17, v.3, p.105 - 111.
- CVRD. *Companhia Vale do Rio Doce; 62 anos de História*, Rio de Janeiro: Companhia Vale do Rio Doce, 2004, 350p.
- CVRD. *Companhia Vale do Rio Doce; 50 Anos de História*, Rio de Janeiro: Companhia Vale do Rio Doce, 1992, 300p.
- DANA, J. D. *Manual de Mineralogia*. 1ª Edição. Livros Técnicos e Científicos Editora S.A., 1974, 642p.
- DURANCE, M. V., GUILLANEAU, J. C., VILLENEUVE, F. G., BROCHOT, S., *Usim Pac 2 For Windows: Advanced Simulation of Mineral Processes*, Balkema, 1994.

- GONTIJO, M. D. *Flotação da Usina Cauê (CVRD): otimização por modelos matemáticos e simulação de processo*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2000, 94p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas).
- GUILLANEAU, J. C., DURANCE, M. V., VILLENEUVE, J. G. O. *Computer aided Optimization of Mineral Processing Plant: Usim Pac 2,0 for Windows: Advanced Technologies for Mineral Processes, three years of innovation*, Orléans, 1993.
- HERNÁINZ, F., CALERO, M. Froth flotation: Kinetic Models Based on Chemical Analogy. *Chemical Engineering and Processing*, v.40, p.269-275.
- IWASAKI, I. *Iron Ore Flotation, Theory and Practice*. Mining Engineering, 1983, p 622-631,
- KAHN, H. *III Curso de Caracterização Tecnológica de Matérias Primas Minerais*. São Paulo: Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas, Laboratório de Caracterização Tecnológica, Maio de 2001, p10-17.
- LEJA, J. *Surface Chemistry of Froth Flotation*, New York: Plenum Press, 1982, 758p,
- LIBAUDE, J., MORIZOT, G., MORIN, D., GUILLANEAU, J. C., *New Technological Developments in Mineral Processing*, Índia: Asian Mining, 1993.
- LYNCH, A. J., RAO, T. C. *Modelling and scale-up of hydrocyclone classifiers*. In: International Mineral Processing Congress, Cagliari, 1975. p. 245-269.
- MARTINS, M. A. S. *Projeto Preliminar de Uma Usina de Beneficiamento Através da Tecnologia de Simulação de Processos Por Modelamento Matemático*. In: 6^o Seminário Nacional Sobre Informática em Mineração: Pesquisa Lavra e Beneficiamento Mineral, Belo Horizonte: IBRAM, 1996.
- MARTINS, M. A.S. *Simulação e Otimização de Processos Minerais no Brasil*. In: WORKSHOP “Mining Best Performance”, Belo Horizonte: Instituto Brasileiro de Mineração - IBRAM, 1997.
- MORIZOT, G., GUILLANEAU, J. C., *Role Modeling and Simulation in the Development of New Processes*. Paris: BRGM - Research Division, 1994.
- NAPIER-MUNN, T. J., MORRELL, S., MORRISON, R. D., KOJOVIC, T., *Mineral Comminution Circuits, Ther Operation and Optimisation*, Aurlalia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Center, 1999 413p.

- NAPIER-MUNN, T.J., LYNCH, A. J. *The Modeling and Computer Simulation of Mineral Treatment Process-Current Status and Future Trends*, 1993.
- OLIVEIRA, L. F., SARAIVA, S. M., PIMENTA, J. S., OLIVEIRA, A. P. A. Kinetics of Pyrochlore Flotation from Araxá Mineral Deposits. *Minerals Engineering*, v.14, p. 99-105.
- PERES, A. E. C. *Flotação*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1999, 298p.
- PLITT, L. R. *A mathematical model of hydrocyclone classifier*. CIM Bulletin, Montreal, v. 69, n. 776, p. 114-23, Dec. 1976.
- QUEIROZ, L. A. *Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2003, 120p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas).
- QUEIROZ, L. A., Ferreira A. D., Padovezi, A. D., Purificação, E. X., Cândido, M. H. Z., Análise mineralógica aplicada ao desenvolvimento de processos e produtos de minérios de ferro. In: III Seminário de laboratórios da CVRD. 2003.
- SANT'AGOSTINO, L.M., KAHN, H. Metodologia para Caracterização Tecnológica de Matérias Primas Mineraias. São Paulo: Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP, BT/PMI/069 Departamento de Engenharia de Minas, 1997. 29p.
- SASTRY, K. V. S. *Principles and Methodology of Mineral Process Modeling*. Berkeley: University of California, 1990.
- STOROLLI, F. A. P. *Análise comparativa do desempenho de ciclones com base em simulações prévias e ensaios em escala industrial*. São Paulo: Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 2002 p. 61-65. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas).
- TURNER, P. A. *Cyclone selection for closed circuit grinding*. Tucson: Krebs Engineers Ltd., 1991. 6 p.
- WILLS, B.A. *Froth Flotation*. Mineral Processing Technology, Chapter 12, 6th edition, p. 258-341.
- YANG, D.C. Flotation in Systems with Controlled Dispersion - Carrier Flotation. In: Somasundaran, P; Arbiter, N.(eds). *Beneficiation of Mineral Fines, Problems and Research Needs*, New York, AIME, 1979: p 295-308.