

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais
e de Minas

Dissertação de Mestrado

Rotas de beneficiamento para recuperação de
minerais portadores de ferro do underflow do
espessador de lamas da usina de Brucutu

Autor: Cristiano Geraldo de Sales
Orientador: Prof. George Eduardo Sales Valadão

Junho/2012

Cristiano Geraldo de Sales

Rotas de beneficiamento para recuperação de minerais portadores de ferro do *underflow* do espessador de lamas da usina de Brucutu

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica e de Minas.

Área de concentração: Tecnologia Mineral.

Orientador: Prof. George Eduardo Sales Valadão.

Belo Horizonte
Universidade Federal de Minas Gerais
Escola de Engenharia
2012

Esta dissertação de mestrado é dedicada aos meus queridos pais, Ademar e Luzia, a toda
minha família, aos meus amigos pelo companheirismo e aos meus alunos, grandes
motivadores do conhecimento.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus antes de tudo, por todos os momentos em que a fé sobressaiu às dificuldades.

Aos gerentes Marcelo Ferreira Calixto e Joaquim Pedro de Toledo por me apoiarem incondicionalmente, e confiarem na minha condução deste importante trabalho, ao meio acadêmico e industrial.

Ao amigo e orientador professor George Eduardo Sales Valadão da UFMG, pelos importantes conselhos, dedicação e ensinamentos.

Aos professores que me orientaram e contribuíram para o sucesso deste trabalho, prof. Antônio Eduardo Clark Peres, pela consultoria e preciosas observações, professores Paulo Roberto Brandão e Luiz Cláudio, pelo inestimável apoio nos testes e avaliações de resultados.

Aos colegas da gerência de Engenharia de Processo (GAEHS) da VALE, Gunter Lipper, Natasha Souza, Kelly Pires, Fernando Murta e Marcus Nascimento, pela constante amizade e companheirismo.

Aos amigos da gerência de Desenvolvimento de Processo (GADMF) da VALE que dedicaram parte de seus tempos para colaborar na construção deste trabalho. Especialmente aos amigos Neymayer Lima, componente da banca de defesa, Nilson Paula, Josemar Costa, Nilton Torquato, Rafael Bires, Simone Silva, Michelle Marques e ao gerente Marco Túlio pela disponibilidade e utilização dos recursos do CPT. Ao Mauro Lúcio da GAEIS da VALE que auxiliou na execução de testes piloto.

A todos os companheiros de trabalho da gerência de operação de usina de Brucutu (GAUBS), pelo constante apoio e pela disponibilização das amostras, principalmente ao Heverson Meira e José Marcelino que apoiaram diretamente nas etapas de amostragem.

Aos colegas Cláudio, Washington, Daniela e toda equipe GALBS, pela paciência e magnífica dedicação na preparação e análises das amostras.

À empresa GAUSTEC, em especial ao Cláudio, Camila, Eli Feijó e Carlos pelo apoio nos testes de concentração magnética.

À empresa INBRÁS, em especial ao Paulo Edmundo, pela execução dos testes exploratórios de concentração magnética.

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	1
2	OBJETIVOS.....	4
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	5
3.1.	Minério de ferro – aspectos gerais.....	5
3.3.1.	Ferro.....	6
3.3.2.	Descrição dos principais óxidos, oxihidróxidos e hidróxidos de ferro constituintes do minério de ferro – Abordagem de Dana (1984).....	7
3.3.2.1.	Hematita.....	8
3.3.2.2.	Magnetita.....	9
3.3.2.3.	Goethita.....	11
3.3.3.	Descrição dos principais minerais de ganga constituintes do minério de ferro – abordagem de Dana e Hurlbut Jr. (1984).....	12
3.3.3.1.	Quartzo.....	12
3.3.3.2.	Caolinita.....	15
3.3.3.3.	Gibbsite.....	15
3.2.	Reservas brasileiras e principais minas de minério de ferro	16
3.3.	Concentração de minério de ferro.....	22
3.3.1.	Concentração Gravítica	27
3.3.2.	Concentração Magnética	30
3.3.3.	Flotação	33
3.3.3.1.	Propriedade das Interfaces.....	42
3.4.	Produtos gerados no processo de beneficiamento de minério de ferro.....	46
3.5.	Mina de Brucutu.....	49
3.5.1.	Localização da mina.....	50
3.5.2.	Instalação de Beneficiamento	50
3.6.	Tópico sobre recuperação de minerais de ferro ultrafino.....	57
4	METODOLOGIA (MATERIAIS E MÉTODOS)	69
4.1.	Amostragem.....	70
4.2.	Caracterização das amostras.....	71
4.2.1.	Análise química por Fluorescência de raios-X.....	72
4.2.2.	Análise granulométrica e fracionamento em <i>Cyclosizer</i>	73
4.2.3.	Análise por Difração de raios-X (DRX).....	73
4.2.4.	Análise por Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV) e Microscopia Óptica.....	74
4.3.	Testes de concentração.....	75
4.3.1.	Rota A.....	75
4.3.1.1.	Concentração magnética (<i>rougher</i>).....	76
4.3.1.2.	Flotação convencional (<i>cleaner</i>).....	79
4.3.2.	Rota B.....	80
4.3.2.1.	Flotação convencional em bancada.....	81
4.3.2.2.	Micro-deslamagem e flotação convencional em bancada.....	82
4.3.2.3.	Flotação pneumática.....	83
4.3.3.	Rota C.....	84
4.3.4.	Rota D.....	86
5	RESULTADOS E DISCUSSÃO	89
5.1.	Caracterização das amostras.....	89
5.1.1.	ROM.....	89
5.1.2.	Massa específica	90

5.1.3. Percentual de sólidos e determinação do pH.....	91
5.1.4. Análises Químicas e Granulométricas	91
5.1.5. Análise por Difração de raios-X (DRX)	93
5.1.6. Análise por Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV)	94
5.1.6.1. Análise MEV da amostra 1.....	94
5.1.6.2. Análise MEV da amostra 2.....	101
5.1.6.3. Comparativo dos resultados das amostras 1 e 2.....	107
5.2. Testes de concentração.....	107
5.2.1. Rota A.....	108
5.2.1.1. Concentração magnética (<i>rougher</i>).....	108
5.2.1.2. Flotação convencional (<i>cleaner</i>).....	112
5.2.1.3. Balanço de massas – Rota A.....	114
5.2.2. Rota B.....	116
5.2.2.1. Flotação convencional em bancada.....	116
5.2.2.2. Micro-deslamagem e flotação convencional em bancada.....	117
5.2.2.3. Flotação pneumática.....	118
5.2.2.4. Balanço de massas – Rota B.....	120
5.2.3. Rota C.....	122
5.2.3.1. Balanço de massas – Rota C.....	123
5.2.4. Rota D.....	123
5.2.4.1. Balanço de massas – Rota D.....	125
6 CONCLUSÕES.....	127
6.1. Caracterização das amostras.....	127
6.2. Testes de concentração.....	127
7 RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	129
8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	130
9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	131

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 3.1 – Modelo da estrutura cristalina da hematita – arranjo octaédrico (Wolff, 2009).....	9
FIGURA 3.2 – Sistemas cristalográficos da magnetita – octaédrico (A), dodecaedro (B), dodecaedros estriados paralelamente à interseção com as faces do octaedro (C) (Dana e Hurlbut Jr., 1984).....	10
FIGURA 3.3. Exemplo de sistema cristalino do quartzo – formato de bipirâmide hexagonal (Dana e Hurlbut Jr., 1984).....	13
FIGURA 3.4. Cristais alongados de quartzo, evidenciando suas formas afiladas e pontiagudas (www.rc.unesp.br/museudpm).....	14
FIGURA 3.5. Principais mercados consumidores de minério de ferro brasileiro (IBRAM -Panorama Mineral Brasileiro – Minério de Ferro, 2008).....	17
FIGURA 3.6. Localização da mina de Carajás (Wolff, 2009).....	19
FIGURA 3.7. Visão global da cadeia produtiva da CSN (Projeto Casa de Pedra – CSN, Merrill Lynch – Conferência Rio Sources, 2006).....	21
FIGURA 3.8. Modelos de mecanismos de concentração gravítica (Modificado de Lins et al., 2004).....	28
FIGURA 3.9. WRDE – Wet rare earth drum (Arquivo particular do autor, 2006).	31
FIGURA 3.10. WHIMS WHIMS piloto – Wet high intensity magnetic separator (Arquivo particular do autor, 2006).....	32
FIGURA 3.11. Configuração das estruturas da amilose (a) e amilopectina (b) (modificado de Mapa, 2006 apud Leja, 1982).....	39
FIGURA 3.12. Modelo simplificado de DCE, ilustrando um caso de adsorção específica (Modificado de Oliveira, 2006).....	46
FIGURA 3.13. Fluxograma genérico da produção do aço (Zavaglia, 1995; apud Takehara, 2004).....	47
FIGURA 3.14. Foto aérea da mina de Brucutu localizada na Serra do Machado (Arquivo particular do autor, 2006).....	50
FIGURA 3.15. WHIMS de Brucutu (Arquivo particular do autor, 2008).....	55

FIGURA 3.16. Relação entre o tamanho de partícula e a área superficial específica do sistema mineral (Turrer, 2004).....	59
FIGURA 3.17. Variação da recuperação metalúrgica no tratamento de partículas ultrafinas separadas ou em conjunto com partículas grossas (Pease <i>et al.</i> , 2005)...	61
FIGURA 3.18. Grau de dispersão das lamas de minério calamínico em função exclusiva do pH (Martins, 2007 apud, Pereira 2004).....	65
FIGURA 3.19. Modelo ilustrativo da flotação ASH (Modificado de Baker <i>et al.</i> , 1986).....	69
FIGURA 4.1. Diagrama resumido da metodologia do trabalho.....	70
FIGURA 4.2. Ponto de amostragem - ramal localizado na tubulação de recalque do bombeamento do <i>underflow</i> do espessador de lamas de Brucutu.....	72
FIGURA 4.3. Fluxograma de caracterização das amostras.....	73
FIGURA 4.4. Difratômetro de <i>raios-X</i> da Escola de Engenharia da UFMG.....	75
FIGURA 4.5. Fluxograma da rota A dos testes de concentração.....	77
FIGURA 4.6. Fluxograma da rota B dos testes de concentração.....	82
FIGURA 4.7. Célula de flotação pneuflot.....	85
FIGURA 4.8. Concentrador gravítico <i>Falcon</i> – L40.....	86
FIGURA 4.9. Fluxograma da rota C dos testes de concentração gravítica.....	86
FIGURA 4.10. Concentrado eletromagnético WHC-01B.....	88
FIGURA 4.11. Fluxograma da rota D dos testes de concentração magnética em escala de bancada.....	88
FIGURA 5.1. Distribuição granulométrica das amostras 1 e 2.....	94
FIGURA 5.2. Fração +45 μ m Amostra 1 global.....	96
FIGURA 5.3. Fração +45 μ m Amostra 1 detalhe.....	97
FIGURA 5.4. Fração -45 μ m +20 μ m Amostra 1 global.....	98
FIGURA 5.5. Fração -45 μ m +20 μ m Amostra 1 detalhe.....	98
FIGURA 5.6. Fração +20 μ m -10 μ m Amostra 1 global.....	99
FIGURA 5.7. Fração +20 μ m -10 μ m Amostra 1 detalhe.....	100
FIGURA 5.8. Fração -10 μ m Amostra 1 global.....	101
FIGURA 5.9. Fração -10 μ m Amostra 1 detalhe.....	101
FIGURA 5.10. Fração +45 μ m Amostra 2 global.....	103
FIGURA 5.11. Fração +45 μ m Amostra 2 detalhe.....	103

FIGURA 5.12. Fração -45 μ m +10 μ m Amostra 2 global.....	104
FIGURA 5.13. Fração -45 μ m +10 μ m Amostra 2 detalhe.....	105
FIGURA 5.14. Fração -10 μ m Amostra 2 global.....	106
FIGURA 5.15. Fração -10 μ m Amostra 2 detalhe.....	107
FIGURA 5.16. Comparação entre resultados dos testes com o equipamento “B” considerando pH em 7,4 e 10,3.....	112
FIGURA 5.17. Fluxograma e balanço de massas – Rota A.....	116
FIGURA 5.18. Fluxograma e balanço de massas – Rota B.....	122
FIGURA 5.19. Fluxograma e balanço de massas – Rota D.....	127

LISTA DE TABELAS

TABELA 3.1 – Principais minerais portadores de ferro e suas classes (Takehara <i>et al.</i> , 2004).....	5
TABELA 3.2. Reservas e produção mundial em 2008 e 2009 (Jesus, 2010).....	16
TABELA 3.3. Principais estatísticas da produção de minério de ferro do Brasil (Jesus, 2010).....	18
TABELA 3.4. Especificações de qualidades dos produtos da mina de Carajás (Vale, 2007).....	19
TABELA 3.5. Especificações dos produtos da usina de concentração da Samarco (Mapa, 2006).....	20
TABELA 3.6. Métodos de concentração baseado na propriedade diferenciadora dos minerais (modificado de Araújo <i>et al.</i> , 2008).....	22
TABELA 3.7. Observações relativas aos teores de sílica, alumina, fósforo e ppc de minérios para a sinterização (modificado de Carneiro <i>et al.</i> , 1985 e Vieira <i>et al.</i> , 1998).....	25
TABELA 3.8. Processos de concentração aplicados a minérios de ferro (modificado de Araújo <i>et al.</i> , 2008).....	26
TABELA 3.9. Partículas minerais recuperadas frente a determinados campos magnéticos (Modificado de Queiroz, 2008).....	33
TABELA 3.10. Composição química das principais classes de aminas graxas (adaptado de Peres e Salum, 2004).....	37
TABELA 3.11. Análises físico-químicas do FLOTAMIL 70 (adaptado da ficha técnica da Caramuru Alimentos de Milho Ltda).....	41
TABELA 3.12. Análise Granulométrica do FLOTAMIL 70 (adaptado da ficha técnica da Caramuru Alimentos de Milho Ltda).....	41
TABELA 3.13. Características específicas de ultrafinos e seus efeitos prováveis na flotação (Adaptado de Klassen e Mokrousov, 1963).....	60
TABELA 3.14 - Características específicas de ultrafinos e seus efeitos prováveis na flotação (Adaptado de Sivamohan, 1990).....	60
TABELA 3.15. Distribuição granulométrica e química por faixa do <i>underflow</i> do Espessador de Lamas da Usina de Conceição – Itabira (Oliveira, 2006).....	63

TABELA 3.16. Comparativo entre flotação das amostras fracionadas e amostra global (-0,150 +0,010mm) (Cruz, 2010).....	67
TABELA 4.1. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento “A” com polpa em pH = 7,38.....	78
TABELA 4.2. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento “A”, com polpa em pH = 10,5.....	78
TABELA 4.3. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento “A”, com polpa em pH = 7,38.....	79
TABELA 4.4. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento “B”, com polpa em pH = 10,3.....	79
TABELA 4.5. Variáveis dos testes de flotação em bancada – estágio <i>cleaner</i>	80
TABELA 4.6. Variáveis dos testes de flotação em bancada – estágios <i>rougher</i> e <i>cleaner</i>	82
TABELA 4.7. Variáveis dos testes conclusivos de flotação em bancada.....	83
TABELA 4.8. Variáveis dos testes de flotação pneumática.....	83
TABELA 4.9. Variáveis dos testes de concentração gravítica com Falcon.....	86
TABELA 4.10. Parâmetros do equipamento e variáveis dos testes de concentração magnética em escala de bancada.....	88
TABELA 5.1. Qualidade do ROM para a amostra 1.....	90
TABELA 5.2. Qualidade do ROM para a amostra 2.....	90
TABELA 5.3. Determinação da massa específica para amostra 1 e amostra 2.....	90
TABELA 5.4. Determinação da massa específica para amostra 1 e amostra 2.....	91
TABELA 5.5. Resultados da distribuição granulométrica, química faixa e global da amostra 1.....	92
TABELA 5.6. Resultados da distribuição granulométrica, química faixa e global da amostra 2.....	92
TABELA 5.7. Composição Mineralógica – Amostra 1.....	94
TABELA 5.8. Composição Mineralógica – Amostra 2.....	94
TABELA 5.9. Fração +45µm Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Gb, Hl e Ag.....	96
TABELA 5.10. Fração -45µm +20 µm Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Gb, Hl e Q.....	98

TABELA 5.11. Fração -20 μ m +10 μ m Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Gb, Hl, Hm e Q.....	99
TABELA 5.12. Fração -10 μ m Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Am e Hl.....	101
TABELA 5.13. Fração +45 μ m Amostra 2 global – Microanálises das áreas Ag, Hl, Gb e Q.....	103
TABELA 5.14. Fração -45 μ m +10 μ m Amostra 2 global – Microanálises das áreas Gb, Gf e Q.....	104
TABELA 5.15. Fração -45 μ m +10 μ m Amostra 2 detalhe – Microanálises das áreas Am e Hm.....	104
TABELA 5.16. Fração -10 μ m Amostra 2 global – Microanálises das áreas Gb, Gf e Q.....	106
TABELA 5.17. Fração -10 μ m Amostra 2 detalhe – Microanálise da área Am.....	106
TABELA 5.18. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento “A” em pH igual a 7,38.....	108
TABELA 5.19. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento “A” em pH igual a 10,5.....	109
TABELA 5.20. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento “B” em pH igual a 7,38.....	110
TABELA 5.21. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento “B” em pH igual a 10,3.....	110
TABELA 5.22. Resultados do teste conclusivo de concentração magnética.....	112
TABELA 5.23. Resultados do teste de flotação convencional em bancada – estágio cleaner.....	113
TABELA 5.24. Resultados Rota A.....	114
TABELA 5.25. Resultados do teste de flotação convencional em bancada – estágios rougher e cleaner.....	116
TABELA 5.26. Resultados do teste de Micro-deslamagem.....	117
TABELA 5.27. Resultados dos testes conclusivos de flotação convencional em bancada.....	118
TABELA 5.28. Resultados do teste de flotação pneumática “sem dispersão”.....	119
TABELA 5.29. Resultados do teste de flotação pneumática “com dispersão”.....	119

TABELA 5.30. Resultados Rota B.....	120
TABELA 5.31. Resultados do teste 1 de concentração gravítica no equipamento Falcon.....	122
TABELA 5.32. Resultados do teste 2 de concentração gravítica no equipamento Falcon.....	122
TABELA 5.33. Resultados Rota C.....	123
TABELA 5.34. Resultados do teste de concentração magnética na INBRÁS.....	124
TABELA 5.35. Resultados Rota D.....	125

RESUMO

Foram investigadas rotas de concentração para os minerais portadores de ferro contidos no espessador de lamas da usina de Brucutu visando à produção de *pellet feed* para redução direta e à minimização de geração de rejeitos. A taxa de *underflow* no espessador de lamas na usina de Brucutu atual é de aproximadamente 270 t/h, podendo-se chegar a 370 t/h, em decorrência da futura expansão da usina de beneficiamento. A análise química mostrou os seguintes teores: Fe 46,0%, SiO₂ 15,0%, Al₂O₃ 10,0%, PPC 10,0%, P 0,16%, Mn 0,15%. Amostras de pequeno e grande volume (a mesma utilizada nos testes de concentração) foram submetidas a caracterizações química e mineralógica, bem como medidas de pH, percentagem de sólidos e separação por tamanho em *cyclosizer*. Os resultados desta etapa evidenciaram alto teor de goethita botrioidal nas frações +10µm, seguida de hematita lamelar, como o segundo portador de ferro. A fração -10µm concentra uma grande quantidade de argilominerais, principalmente a caolinita, associados à goethita terrosa. Foram propostas três rotas de concentração. A primeira rota (rota A) se baseou na realização de testes piloto de concentração magnética como etapa *rougher* e flotação em célula convencional como etapa *cleaner*. A segunda rota (rota B) utilizou-se apenas de testes de flotação em bancada (*rougher e cleaner*). A terceira rota (rota C) foi realizada exclusivamente com o concentrador gravítico “Falcon”. Os estágios testados foram *rougher*, seguido de três etapas *scavenger*. Uma quarta rota de concentração magnética (rota D) também foi testada de forma exploratória. Os estágios definidos foram *rougher*, *cleaner*, *scavenger I* e *scavenger II* (ou *cleaner* do *scavenger*). Foi coletada amostra exclusiva para este teste, não tendo sido realizada caracterização, conforme as demais. A partir de todas as análises pode-se concluir que o melhor resultado global foi alcançado a partir da “rota D”. Considerando o projeto implantado, a partir deste cenário, poderia ser recuperado em torno de 12,7% de toda a massa gerada no *underflow* do espessador de lamas de Brucutu. A produção total calculada seria da ordem de 363.026 t/a, Fe 66,8%, SiO₂ 0,8%, P 0,05%, Al₂O₃ 0,97% e PPC 2,45%. Espera-se, portanto, que após a implantação do projeto, o produto gerado seja inserido no portfólio de produtos da VALE. A massa total de rejeitos deverá ser diminuída, a vida útil da barragem de rejeitos aumentada, e decorrentes impactos ambientais serão atenuados, ou até mesmo, evitados.

ABSTRACT

Routes were investigated for the concentration of iron minerals contained in the slimes thickener of the Brucutu plant aimed at producing pellet feed for direct reduction and minimization of tailings generation. The current rate of underflow in the slimes thickener at the Brucutu plant is approximately 270t/h and can reach up to 370t/h, due to the future expansion of the processing plant. Chemical analysis showed the following contents: Fe 46.0%, 15.0% SiO₂, 10.0% Al₂O₃, PPC 10.0%, P 0.16%, Mn 0.15%. Samples of small and large volume (the same sample used in the concentration tests) were submitted to chemical and mineralogical characterizations as well as pH and percentage of solids determinations, and size analysis by cyclosizer. The results of this stage showed high levels of botrioidal goethite in the +10 μ m fractions, followed by lamellar hematite as the second iron carrier mineral. The -10 μ m fraction has a large quantity of clay minerals, mainly kaolinite, with earthy goethite associated. Three concentration routes were proposed. The first route (route A) was based on pilot testing of magnetic concentration as a rougher stage and flotation in conventional cell as cleaner stage. The second route (route B) was used only in bench scale flotation tests (rougher and cleaner). The third route (route C) was carried out with the gravity concentrator "*Falcon*". The tested stages were rougher, followed by three scavenger stages. A fourth route of magnetic concentration (route D) was also tested in exploratory experiments. The defined stages were rougher, cleaner, scavenger I and scavenger II (or cleaner of the scavenger). A sample was taken exclusively for this test and it was not submitted to mineralogical characterization, as the others. From the all analysis it was concluded that the best overall result was achieved from the "route D". Whereas the deployed project, from of this scenario, could be recovered around 12.7% of all mass produced in the underflow of the slimes thickener of the Brucutu. The calculated total production would be around 363,026t/a, Fe 66.8%, SiO₂ 0.8%, P 0.05%, Al₂O₃ 0.97% and PPC 2.45%. It is expected, therefore, that after the project implementation, the generated product is inserted into the VALE product portfolio. The total mass of waste should be decreased, the life of the tailings dam increased, and resulting environmental impacts will be mitigated or even avoided.

1 INTRODUÇÃO

A indústria mineral dos tempos atuais tem cada vez mais investido em projetos de expansão de suas usinas. Se por um lado, há uma busca constante em se atingir maiores produções a cada ano de atividade, por outro, o desafio se baseia apenas em manter o ritmo de produção presente, como forma de suprir e compensar o decréscimo das recuperações mássicas e metalúrgicas, decorrentes do empobrecimento natural da qualidade química de nossas jazidas.

Com a redução dos teores de ferro nas jazidas de todo o mundo, há uma maior geração de rejeitos oriundos de diversos fluxos das operações unitárias de concentração. Logo, se torna cada vez mais necessário aumentar a eficiência dos processos de beneficiamento mineral como um todo, almejando-se maiores recuperações metalúrgicas, e minimizando os impactos ambientais agravados pela perda de minerais portadores de ferro que seguem para as barragens de rejeito.

Buscando solucionar este desafio, atualmente as empresas de mineração têm se empenhado em avançar as suas técnicas de processamento mineral no sentido de reprocessar os rejeitos gerados em todo seu processo industrial, os quais muitas vezes contêm um alto percentual de minerais de interesse que não foram recuperados. Também existe a tendência em se desenvolver novas aplicações e/ou produtos para este material recuperado.

Rejeitos das operações de flotação e concentração magnética vêm sendo alvo de intensas investigações pelas empresas produtoras de minério de ferro. Diversos estudos são desenvolvidos todos os anos. Novas rotas, tipos e dosagens de reagentes e/ou simples adaptações no circuito das plantas são propostas, com o objetivo de se aumentar a seletividade dos processos, minimizando os teores de ferro nos rejeitos e produzindo concentrado final conforme a qualidade especificada.

As lamas geradas nos processos de beneficiamento de minério de ferro possuem considerável teor de ferro e encontram-se predominantemente no tamanho abaixo de 10 μ m, conforme confirmado por Wolff (2009). Geralmente são descartadas após o processamento das operações de deslamagem, através dos fluxos de *overflow* dos

hidrociclones. Por possuir alta diluição, a água deste fluxo é geralmente recuperada no *overflow* de espessadores, enquanto as partículas sedimentadas (*underflow*) seguem bombeadas em direção à barragem de rejeito. Este é um circuito típico do processo de descarte das lamas nas usinas de minério de ferro.

O pequeno tamanho das partículas que constituem as lamas, bem como determinados minerais contaminantes que compõem sua massa, impossibilitam ou, simplesmente, dificultam a dinâmica dos principais métodos de concentração conhecidos até o momento. São tradicionalmente conhecidas como partículas deletérias, tanto para o processo de flotação quanto para os processos de concentração gravítica e magnética. No entanto, alguns estudos mostraram bons potenciais de recuperação deste material, como foi o caso dos trabalhos realizados por Oliveira (2006) e Rocha (2008).

A mina de Brucutu, situada na cidade de São Gonçalo do Rio Abaixo, distante 101 km a leste de Belo Horizonte, gera atualmente em sua usina de concentração uma taxa de rejeito total de 3.440 t/h, constituído pelos rejeitos da flotação, rejeitos da concentração magnética e pelas lamas. As lamas, oriundas do *overflow* do processo de deslamagem, anterior à etapa de flotação, conceitualmente abrangem partículas ultrafinas, cujo tamanho é definido abaixo de 10 μm . Este fluxo alimenta o espessador de lamas, cujo *underflow* opera atualmente a uma taxa média de sólidos de aproximadamente 270 t/h, podendo chegar a 370 t/h com a futura expansão da usina.

Em relação à qualidade química, o teor de Fe das lamas é de aproximadamente 46,0%. Quanto aos demais elementos contaminantes, os valores são em torno de: SiO₂ 15,0%, Al₂O₃ 10,0%, PPC 10,0%, P 0,16% e Mn 0,15%.

É notória a relevância em se buscar novas tecnologias que possibilitem a maior recuperação possível dos minerais portadores de ferro deste fluxo. Deste modo, deve-se procurar atingir qualidade de concentrado que atenda às atuais necessidades do mercado, e ao mesmo tempo, minimizar os impactos ambientais com a redução da massa de resíduos sólidos direcionados à barragem de rejeitos.

Foram realizados estudos de caracterização e testes de concentração com amostras coletadas no *underflow* do espessador de lamas da usina de Brucutu.

Os resultados alcançados propõem a implantação de uma rota de beneficiamento que garanta o aumento da recuperação mássica e metalúrgica da usina, além de ganhos de ordem ambiental, por meio da diminuição do volume de rejeitos direcionados para a barragem da mina de Brucutu.

2 OBJETIVOS

O presente trabalho tem os seguintes objetivos:

- 1 Caracterizar o fluxo de *underflow* gerado pelo espessador de lamas de Brucutu através da determinação da composição química, mineralógica, e granulométrica.
- 2 Investigar rotas de beneficiamento que sejam mais adequadas para recuperar minerais portadores de Fe contidos no *underflow* do espessador de lamas, buscando-se atingir a maior recuperação metalúrgica possível.
- 3 Diminuir a massa total de rejeitos da usina de Brucutu, implicando em aumento da vida útil das barragens e minimização dos impactos ambientais.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo encontra-se uma abordagem sucinta dos temas mais relevantes que estão associados aos principais tópicos deste trabalho.

3.1. Minério de ferro – aspectos gerais

O minério de ferro pode ser encontrado a partir de diversas rochas que contêm minerais portadores de ferro e que são economicamente e tecnicamente exploráveis.

Apesar da existência de diversas variações de minerais de ferro na crosta terrestre, poucas classes minerais constituem o minério de ferro. Isso ocorre em função do teor de ferro presente nesses minerais ou pela concentração desses minerais nas rochas constituintes.

Dentre os minerais que constituem o minério de ferro, os principais podem ser agrupados por classes, de acordo com a sua composição química: óxidos, carbonatos, sulfetos e silicatos, sendo que a classe mineral de maior expressão econômica são os óxidos (Tabela 3.1) (Takehara, 2004).

TABELA 3.1. Principais minerais portadores de ferro e suas classes (Takehara *et al.*, 2004)

Classe	Mineral	Fórmula química	Conteúdo teórico em ferro	Designação comum
Óxidos	Hematita	Fe_2O_3	69,96	Óxido ferroso-férrico
	Magnetita	Fe_3O_4	72,4	Óxido férrico
	Goethita	HFeO_2	62,9	Hidróxido de ferro
	Lepidocrocita	$\text{FeO}(\text{OH})$	62,85	
	Limonita	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	60	Óxido hidratado de ferro
Carbonato	Siderita	FeCO_3	48,2	Carbonato de ferro
Sulfetos	Pirita	FeS_2	46,5	Sulfeto
	Pirrotita	FeS	63,6	
Silicatos	Fayalita	$\text{Fe}^{2+}_2(\text{SiO}_4)$	54,81	Grupo da Olivina
	Laihunita	$\text{Fe}^{2+}\text{Fe}^{3+}_2(\text{SiO}_4)_2$	47,64	Grupo da Olivina
	Greenalita	$\text{Fe}^{2+}_{2,3}\text{Fe}^{3+}_{0,5}\text{Si}_{2,2}\text{O}_5(\text{OH})_{3,3}$	44,14	Grupo da Serpentina
	Grunerita	$\text{Fe}^{2+}_7(\text{Si}_8\text{O}_{22})(\text{OH})_2$	39,03	Grupo dos Anfibólios
	Fe-antofilita	$\text{Fe}^{2+}_7(\text{Si}_8\text{O}_{22})(\text{OH})_2$	39,03	Grupo dos Anfibólios

Segundo Morris (1985), o termo minério de ferro é utilizado com uma ampla gama de significados, dificultando a compreensão da finalidade de seu uso. Sua terminologia pode ser encontrada empregando denominações para vários materiais, desde minerais acessórios opacos, para hematita e a magnetita, até para formações ferríferas em geral.

No sentido econômico, político e tecnológico são consideradas minério de ferro aquelas rochas constituídas, principalmente, por minerais de ferro, que foram, estão sendo ou poderão vir a ser exploradas comercialmente, em função de seu teor de ferro contido (Mapa, 2006). Atualmente, algumas minas em operação na América do Norte lavram minérios em patamares próximos a 25% de ferro. Este teor é bem menor do que ao das formações ferríferas localizadas no Quadrilátero Ferrífero (maior que 55,0% Fe), hematitas encontradas na Serra dos Carajás (65,0% Fe), e alguns depósitos de magnetita (72,4%) (Dana e Hurlbut Jr., 1984).

Do ponto de vista da gênese das jazidas de minério de ferro, estas podem ser encontradas em diferentes épocas geológicas, distribuindo-se amplamente por toda a crosta terrestre. Vale, portanto, destacar os períodos pré-cambriano e fanerozóico. Segundo Roberto (2010), o pré-cambriano está associado às reservas de ferro mais importantes economicamente, tendo de menor relevância as jazidas formadas no período fanerozóico.

3.3.1. Ferro

O elemento químico ferro (Fe) é o quarto elemento mais abundante na crosta terrestre, representando em torno de 5,0% em relação a sua massa total. Em relação à massa total do planeta Terra, esta mesma relação aproxima-se de 36%. Este fato pode ser corroborado, por ser o núcleo interno da Terra, que representa 17% do volume do planeta, constituído basicamente por ferro e níquel. Do mesmo modo, a porção que representa o manto, e forma 82% do volume total, é composta principalmente de oxigênio, ferro, silício e magnésio. Fica evidente, portanto, a grande quantidade deste elemento no planeta.

Segundo Araujo *et al.* (2008), os cinco elementos mais abundantes da crosta continental, em massa, são: oxigênio (46,6%), silício (27,72%), alumínio (8,13%), ferro

(5,0%) e cálcio (3,63%). Observa-se, portanto, que o ferro é o segundo metal mais presente, depois do alumínio.

De acordo com Cristie e Brathwaite *et al* (1997), algumas características do ferro podem ser descritas:

- densidade específica: 7,87;
- fraco condutor de eletricidade, se comparado a outros metais;
- maleável, dúctil;
- facilmente magnetizável em temperaturas baixas, mas se torna gradualmente de difícil magnetização com seu aquecimento. A 790°C observa-se o desaparecimento desta propriedade devido à transformação de ferro- α em ferro- β .

O ferro possui dois estados de valência: Fe^{2+} (ferroso) e Fe^{3+} (férico). Seus compostos são numerosos, mas os minerais portadores mais importantes são os das classes dos óxidos, hidróxidos e oxihidróxidos.

3.3.2. Descrição dos principais óxidos, oxihidróxidos e hidróxidos de ferro constituintes do minério de ferro – Abordagem de Dana (1984)

Óxidos e hidróxidos de ferro consistem de um arranjo de íons de ferro, íons O^{2-} e OH^- , de maneira que quase todos existem na forma cristalina. O grau de ordenação estrutural e o tamanho do cristal dependem das condições em que estes foram formados. (Cornell e Schwertmann, 1996).

Os principais óxidos são: hematita ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$), magnetita ($\beta\text{-Fe}_3\text{O}_4$) e maghemita ($\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$). Representando os oxihidróxidos podem-se citar: goethita ($\alpha\text{-FeOOH}$), akaganeíta ($\beta\text{-FeOOH}$), lepidocrocita ($\gamma\text{-FeOOH}$), feroxihita ($\delta\text{-FeOOH}$) e ferrihidrita ($\text{Fe}_5\text{HO}_8 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$).

Os principais representantes destas classes, presentes no minério de ferro dos depósitos brasileiros, são a hematita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4) e a goethita (HFeO_2).

Do ponto de vista do beneficiamento de minérios, cada uma dessas espécies apresenta comportamentos distintos mediante as forças físicas atuantes nas operações unitárias dos processos industriais.

Dana e Hurlbut Jr. (1984) descrevem a seguir as principais características desses minerais:

3.1.2.1. Hematita

A hematita é o principal mineral-minério de ferro contido nas jazidas brasileiras, e pode ser classificada como um óxido de ferro, ou óxido férrico. Sua fórmula química pode ser simplificada pela seguinte composição: Fe_2O_3 (70% Fe; 30% O). Eventualmente pode conter titânio e manganês em sua estrutura cristalina. Seu sistema cristalino é o hexagonal-R (escalenoédrica-hexagonal), estando os cristais dispostos usualmente na forma tabular, entre espessos e delgados. Pode também ser encontrada na forma micácea e laminada, especular. Possui outras várias designações em função de suas diferentes formas: hematita compacta, hematita especular, hematita porosa, hematita granular e ainda martita. Esta última pode ser caracterizada quando a hematita se apresenta na forma de pseudomorfos e octaédricos sobre a magnetita.

O sistema cristalográfico possui partição de $\{0001\}$ e $\{1011\}$ com ângulos quase cúbicos. O arranjo dos cátions na estrutura cristalina produz pares de octaedros de $\text{Fe}(\text{O})_6$ (Figura 3.1). A dureza varia entre 5,5 e 6,5 enquanto a densidade é de 5,26. Os cristais nas variedades terrosas possuem brilho metálico, sendo a cor castanho-avermelhada a preto, de aspecto translúcido. A variedade terrosa vermelha é conhecida como *ocra vermelha*. O traço é vermelho-claro a escuro, se tornando preto pelo aquecimento.

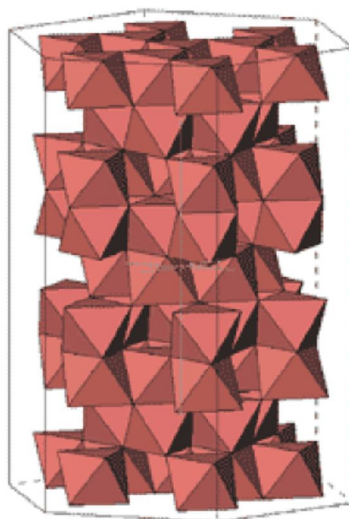


FIGURA 3.1. Modelo da estrutura cristalina da Hematita – arranjo octaédrico (Wolff, 2009).

A hematita pode ocorrer como produto de sublimação em conexão com as atividades vulcânicas, em depósitos metamórficos de contato, ou como mineral acessório em granitos. Substitui também em grande escala as rochas silíceas. É encontrada desde a forma de escamas microscópicas até a de enormes massas em relação com as rochas metamórficas regionais. Em alguns desses casos pode ter sido originada da alteração da limonita, siderita ou magnetita. As localizações dignas de menção onde se encontram os cristais de hematita são as regiões de Carajás (PA) e Quadrilátero Ferrífero (MG) no Brasil; na ilha de Elba e nas lavas do Vesúvio, na Itália; São Gotardo, na Suíça, em “rosas de ferro”; em Cleator Noor e em Cumberland, na Inglaterra.

3.1.2.2. Magnetita

A magnetita é um mineral de ferro bastante comum, e possui o maior teor deste elemento contido em sua forma cristalina pura: Fe₃O₄ ou FeFe₂O₄ (72,4% Fe; 27,6% O). Em determinadas situações, pode-se notar magnésio e manganês bivalente substituindo o cátion Fe²⁺, assim como o cromo, magnésio e titânio substituindo o cátion Fe³⁺ em raros casos. Possui sistema isométrico (hexaoctaédrica). Frequentemente apresentam-se em cristais de hábito octaédrico, geminado ocasionalmente, sendo que raramente também são observados como dodecaedros. Os dodecaedros podem ser estriados paralelamente à interseção com as faces do octaedro. A Figura 3.2 ilustra esses planos.

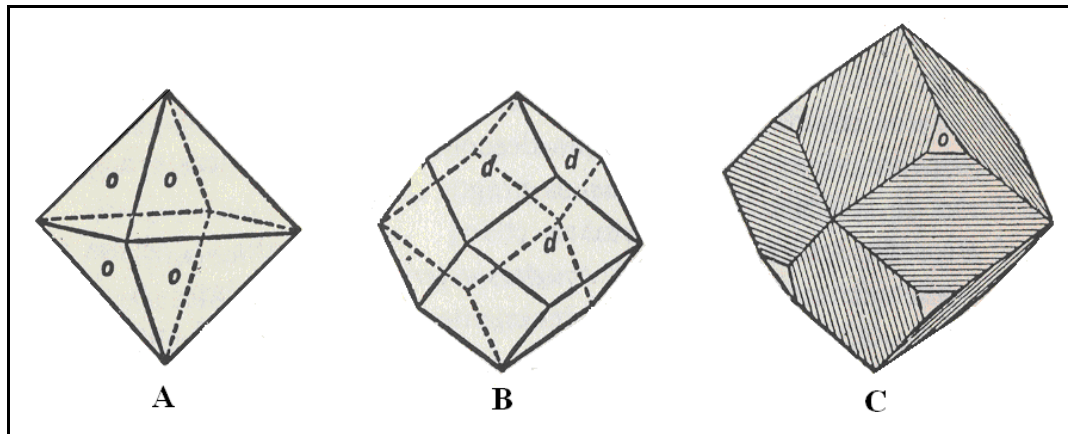


FIGURA 3.2. Sistemas cristalográficos da magnetita – octaédrico (A), dodecaedro (B), dodecaedros estriados paralelamente à interseção com as faces do octaedro (C) (Dana e Hurlbut Jr., 1984).

A magnetita é por vezes maciça granular, possuindo granulação grossa ou fina. Sua dureza é igual a 6 e tem densidade em torno de 5,18. Possui brilho metálico, e a cor característica é o preto, com variações de tonalidades do marrom ao cinza. Uma das características que a diferencia da hematita é sua forte susceptibilidade magnética, o que a faz comportar-se como um ímã natural. O seu traço é preto, e é opaca em lâmina delgada.

Suas diferentes espécies são distribuídas sob a forma de mineral acessório, em muitas rochas magmáticas. A segregação magmática, que ocorre em certos tipos de rocha, pode fazer com que a magnetita se torne um dos principais constituintes podendo, assim, formar grandes corpos de minério. Esses corpos são muitas vezes altamente titaníferos. A magnetita está associada, usualmente, com rochas metamórficas cristalinas e frequentemente com dioritos, gabros e peridotitos, sendo que estas três últimas rochas são ricas em minerais ferro-magnesianos. Ocorre também sob a forma de camadas ou lentes imensas, incluídas em rochas metamórficas antigas, em areias pretas das praias, em placas delgadas e sob a forma de crescimentos dendríticos entre as lâminas das micas. Quando em associação com o mineral coríndon, forma o material conhecido pela designação de esmeril.

Os maiores depósitos no mundo estão situados na parte norte da Suécia, na Noruega, na Romênia e nos Montes Urais. Os ímãs naturais mais poderosos encontram-se na Sibéria, na ilha d'Elba e no complexo rochoso de Buchveld, no Transvaal.

3.1.2.3. Goethita

A goethita é um óxido de ferro, designada comumente como hidróxido de ferro, ou oxihidróxido de ferro. Sua fórmula química pode ser descrita como HFeO_2 (62,9% Fe; 27,0% O e 10,1% H_2O). Uma diferença básica para a lepidocrocita (hidróxido de ferro de mesma composição química) é que o hidrogênio atua como um cátion na coordenação 2 com o oxigênio, não tendo os grupos (OH). O manganês, bem como os elementos Al_2O_3 , CaO, BaO, SiO_2 , estão muitas vezes presentes em quantidades acima de 5%. As variedades maciças contêm, muitas vezes, água adsorvida ou água capilar.

O sistema cristalino é o ortorrômbico (bipiramidal). Ocorre raramente em cristais prismáticos distintos e estriados verticalmente. Em relação aos hábitos característicos, os cristais apresentam-se nas formas acicular, maciço, reniforme e estalactítico, em agregados fibrosos radiais. O mineral, a que se dá o nome de minério do pântano, é geralmente de pouca consistência e de textura porosa.

O mineral apresenta a clivagem perfeita {010}. A dureza varia entre 5 a 5,5 e sua densidade é de 4,37, podendo ser tão baixa quanto 3,3 para material impuro e com alto grau de porosidade. O brilho é adamantino a opaco, sendo sedoso em certas variedades finamente escamosas ou fibrosas. A cor é castanho-amarelado a castanho-escuro, e o traço característico é o castanho-amarelado. Em lâmina delgada o mineral é sub-translúcido.

A goethita é um dos minerais de ferro mais comuns e forma-se de modo típico, sob condições de oxidação, como produto de intemperismo de outros minerais portadores de ferro. Forma-se, também, como um precipitado direto, inorgânico ou biogênico, existente na água, sendo amplamente disseminado como depósito em pântanos e fontes. A goethita forma o “gossan” ou “chapéu de ferro”, sobre os filões ou vieiros metalíferos. Encontram-se grandes quantidades de goethita como mantos lateríticos residuais, resultantes da intemperização de serpentinas.

Os depósitos, conhecidos pelo nome de *minério de ferro do pântano*, são formados por solução, transportados pela ação das águas superficiais e nova precipitação de minerais de ferro preexistentes.

Os depósitos de goethita são também encontrados com calcários portadores de ferro. O conteúdo de ferro do calcário pode ser gradualmente dissolvido por águas circulantes e, sob condições favoráveis, da mesma forma que a goethita, pode substituir o carbonato de cálcio da rocha. O intemperismo gradual e a solução do calcário podem deixar como resíduo o conteúdo de ferro sob a forma de massas residuais de hidróxido férrico, localizados na argila, acima da formação calcária. Estes depósitos são, muitas vezes, de dimensões consideráveis e, dada a sua maior pureza, são mais frequentemente explorados do que os depósitos de pântanos.

Em algumas localidades, a goethita constitui um minério de ferro importante. Ela é o principal constituinte dos valiosos minérios da Alsácia-Lorena, na França, sendo encontradas também em Eiserfeld, na Westphalia, na Boêmia e em Cornwall, na Inglaterra. Em Cuba, encontram-se grandes depósitos de lateritos ricos em ferro, compostos essencialmente de goethita.

3.3.3. Descrição dos principais minerais de ganga constituintes do minério de ferro – abordagem de Dana e Hurlbut Jr. (1984)

Atualmente, em algumas jazidas de minério de ferro, associadas a baixos teores de corte, chega-se a lavar minérios contendo patamares de 50% de minerais de ganga em sua composição mineralógica. Alguns minerais de ganga são grandes contaminantes dos processos de beneficiamento, e são em sua maior proporção descartados para as barragens de rejeito. O principal mineral de ganga presente nas jazidas de minério de ferro é o quartzo (SiO_2), contudo, nota-se quase sempre a presença de determinada proporção de caulinita ($\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$) e gibsitita ($\text{Al}(\text{OH})_3$), dentre outros silicatos e aluminos-silicatos.

3.1.3.1. Quartzo

O mineral quartzo é um composto químico de pureza quase completa, formado basicamente por moléculas de SiO_2 (46,7% Si e 53,3% O). Mesmo possuindo propriedades físicas constantes, algumas análises espectrográficas mostram ainda, em determinadas situações, traços de lítio, sódio, potássio, alumínio, ferro férrico, manganês bivalente e titânio, ocorrendo em seus cristais mais perfeitos. Portanto, as

propriedades físicas passam a variar sensivelmente com o teor destas impurezas de menor importância. Isto é observado a partir de medidas bastante precisas.

Seu sistema cristalino pode ser dividido basicamente em dois segmentos: um primeiro, o “quartzo α ” possui sistema hexagonal-R, trigonal e trapezoédrico; enquanto o segundo, “quartzo β ”, é hexagonal-trapezoédrico. Os cristais são comumente prismáticos, com as faces do prisma estriadas horizontalmente. No entanto pode apresentar-se sobre diversos hábitos. Em um caso comum é possível ter-se a impressão de uma bipirâmide hexagonal, numa combinação de romboedros positivo e negativo (Fig. 3.3).

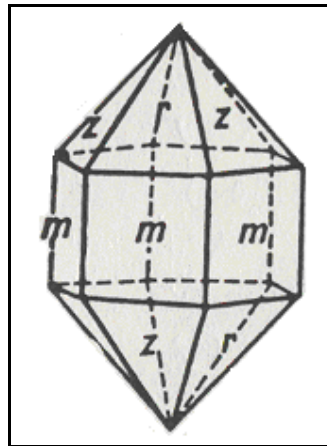


FIGURA 3.3. Exemplo de sistema cristalino do quartzo – formato de bipirâmide hexagonal (Dana e Hurlbut Jr., 1984).

Muitas vezes, os cristais estão alongados, apresentando-se sob formas afiladas e pontiagudas, em consequência de uma combinação oscilante entre as faces dos diferentes romboedros e as do prisma (Figura 3.4). Alguns cristais são torcidos e curvos. São raros os cristais mostrando a simetria mais elevada do quartzo.

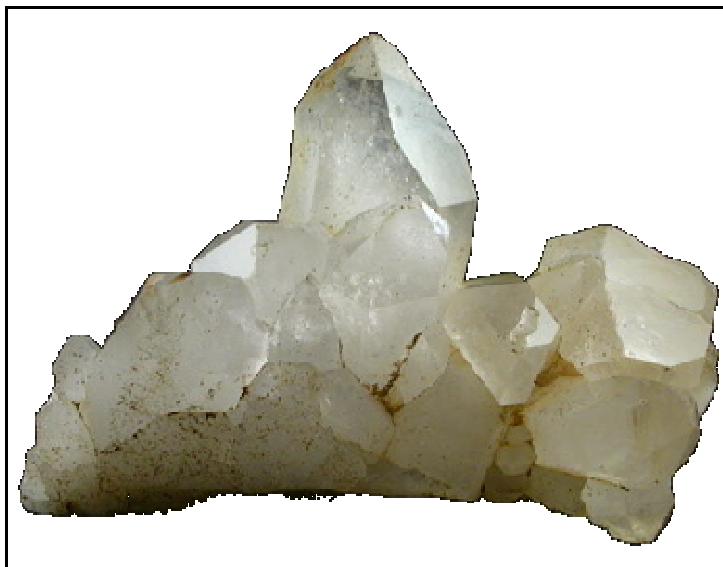


FIGURA 3.4. Cristais alongados de quartzo, evidenciando suas formas afiladas e pontiagudas (www.rc.unesp.br/museudpm).

O quartzo possui fratura concóide. Sua dureza classificada na escala de Mohs é 7, e a densidade igual a 2,65. Em relação ao brilho é geralmente vítreo, e em alguns casos gorduroso, esplendente. Pode ser incolor ou branco. A partir de um determinado teor de impurezas, é possível apresentar-se sob diversas cores, dando origem a diferentes variedades. Sob análise de microscopia ou de lupa em lâmina delgada, o quartzo é transparente a translúcido. Possui propriedades piezelétricas e pirezétricas acentuadas.

Dentre os grandes contaminantes do minério de ferro, o quartzo é considerado o principal, ocorrendo em uma grande variedade de ambientes geológicos. É constituinte importante de rochas ígneas que possuem um excesso de sílica, tais como o granito, o riólito e o pegmatito. É extremamente resistente ao ataque químico e físico. Portanto, em certos casos, pode se acumular, formando a rocha sedimentar denominada arenito. Nas rochas metamórficas, encontra-se em gnaisses, xistos, e principalmente em quartzitos, sendo o único mineral constituinte dessa última rocha. É depositado a partir de uma solução que contém sílica, na qual pode-se substituir as camadas de calcário por um quartzo, conhecido por *chert* (criptocristalino, granular). Minerais como o feldspato e a moscovita estão intimamente associados em algumas rochas. Nos casos de filões, ocorre com quase toda a série de minerais de veios, além de ser evidente em areia, nos leitos dos rios, praias e solos, de um modo geral.

3.1.3.2. Caolinita

A caolinita é considerada um silicato de alumínio hidratado, composta por $\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$ (39,5% Al_2O_3 ; 46,5% SiO_2 e 14% H_2O). Possui sistema monoclinico e prismático. Pode-se apresentar, eventualmente, sob o aspecto de argilas, compactas ou friáveis. Sua clivagem é perfeita {001} e sua dureza varia entre 2 e 2,5. A densidade é de aproximadamente 2,6 a 2,63. Usualmente, o brilho é terroso, opaco ou nacarado, este último prevalecendo para suas placas de cristal. Sua cor mais frequente é o branco. Entretanto, muitas vezes, a caolinita é colorida variadamente pelas impurezas de outros elementos.

Ocorrem amplamente, e principalmente, sob processos sedimentares. É um mineral de origem supérgena. As partículas são transportadas, classificadas e depositadas em leitos de grande extensão, através da intemperização química dos feldspatos. Portanto pode ser encontrada em mistura com o feldspato em rochas que estão sofrendo alteração. Em determinadas regiões, forma depósitos inteiros. Encontra-se frequentemente, misturada com quartzo e outros materiais, nos solos e sob a forma de camadas de argila, podendo ter sido neste caso transportada pela ação da água.

3.1.3.3. Gibsita

A gibsita é composta por $\text{Al}(\text{OH})_3$ (62,8 a 65,3% Al_2O_3 e 31,8 a 34,12% PPC). Seu sistema cristalino é o monoclinico. É infusível e insolúvel. A dureza varia entre 2,3 a 2,4 e a densidade entre 2,5 e 3,5. Quando é umedecida com nitrato de cobalto e posteriormente aquecida (alumínio), assume a cor azul. Outra particularidade observada é que produz água no tubo fechado.

A gibsita é o principal mineral constituinte da bauxita (óxido de alumínio hidratado, de composição indefinida), e encontra-se de forma disseminada, juntamente com a boehmita ($\text{AlO}(\text{OH})$), e o diásporo (HALO_2). Sua composição aproxima-se frequentemente de algumas bauxitas que não contêm ferro associado.

3.2. Reservas brasileiras e principais minas de minério de ferro

As reservas mundiais de minério de ferro (medidas + indicadas), no ano de 2009, alcançaram 160 bilhões de toneladas, de acordo com o Sumário Mineral Brasileiro de 2009 (Jesus, 2010), publicado Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM). O Brasil está situado no quinto lugar em relação às reservas mundiais lavráveis, contendo um total contabilizado próximo de 20 bilhões de toneladas (Tabela 3.2).

TABELA 3.2. Reservas e produção mundial em 2008 e 2009 (Jesus, 2010)

Discriminação Países	Reservas (10 ⁶ t) 2009 ^(e)	Produção (10 ³ t)		
		2008 ^(e)	2009 ^(e)	%
Brasil ⁽¹⁾	20.000	350.984	298.528	13,0
China	22.000	824.000	900.000	39,1
Austrália	20.000	342.000	370.000	16,1
Índia	7.000	220.000	260.000	11,3
Rússia	25.000	100.000	85.000	3,7
Ucrânia	30.000	73.000	56.000	2,4
Outros países	36.000	310.016	330.472	14,4
TOTAL	160.000	2.220.000	2.300.000	100,0

Notas: (1) Reservas lavráveis; (e) Dados estimados, exceto Brasil

As reservas brasileiras estão localizadas, em sua quase totalidade, nos estados de Minas Gerais (67%), Pará (16%), e Mato Grosso do Sul (15,5%). Os principais estados produtores foram Minas Gerais (69,3%) e Pará (28,7%) (Jesus, 2010).

Dentro desta posição privilegiada e pelo alto teor de ferro contido nas jazidas brasileiras (teor médio de 65,4% de ferro), as minas brasileiras chegaram a produzir 298,5 milhões de toneladas no ano de 2009, o que representou 13% da produção mundial (2,3 bilhões de toneladas). Este volume de produção foi 14,9% menor em comparação ao ano anterior de 2008. Cabe ressaltar que 2009 foi o ano em que os reflexos da crise mundial mais se evidenciaram na economia global. Deste total, aproximadamente 89% está relacionado com as exportações. Estatística levantada pelo Panorama Mineral Brasileiro do IBRAM apresenta os principais países importadores do Brasil, com suas respectivas proporções, no ano de 2008: China (32,0%), Japão (11,0%), Alemanha (9,0%), Itália (5,0%), França e Coreia do Sul (4,0% cada), Trinidad e Tobago (3,0%), Argentina (3,0%) entre outros (29,0%). A Figura 3.5 ilustra estes percentuais.

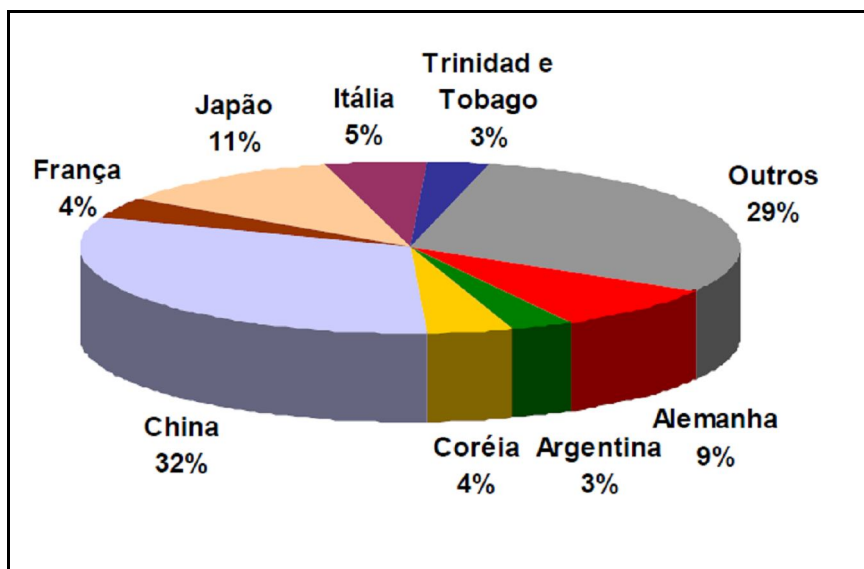


FIGURA 3.5. Principais mercados consumidores de minério de ferro brasileiro (IBRAM -Panorama Mineral Brasileiro – Minério de Ferro, 2008).

No ano de 2009, o mercado chinês foi o único que aumentou suas importações de minério de ferro do Brasil, passando de 32% (2008) para 43% em 2009. Os demais blocos praticamente se mantiveram nas mesmas proporções.

Quanto ao mercado consumidor interno de minério de ferro, este se concentrou basicamente na produção de ferro-gusa (usinas siderúrgicas integradas e produtores independentes), e na produção de pelotas. Em 2009 se produziu numa ordem de 42,2Mt de gusa e 34,5Mt de pelotas, totalizando-se 76,7Mt por ano. Este valor foi 35,0% menor em comparação ao ano de 2008, em decorrência da crise mundial.

A tabela 3.3 apresenta as principais estatísticas dos anos de 2007, 2008 e 2009.

TABELA 3.3. Principais estatísticas da produção de minério de ferro do Brasil (Jesus, 2010)

Discriminação		Unidade	2007 ^(r)	2008 ^(r)	2009 ^(p)
Produção	Beneficiada	(t)	354.674.378	350.706.800	298.527.732
	Produção/MG	(t)	258.175.515	247.383.095	206.747.713
	Pelotas	(t)	54.038.650	55.272.000	31.881.000
Exportação	Minério	(t)	219.397.013	231.692.508	235.775.461
		(10 ³ US\$-FOB)	7.114.107	11.053.596	10.582.192
	Pelotas	(t)	50.051.004	49.990.182	30.264.162
		(10 ³ US\$-FOB)	3.443.805	5.484.825	2.664.711
Importação	Minério	(t)	79	21	155.010
		(10 ³ US\$-FOB)	44	26	7.858
	Pelotas	(t)	0	66.003	0
		(10 ³ US\$-FOB)	0	9.989	0
Consumo Aparente ⁽¹⁾	Minério Beneficiado	(t)	135.277.444	119.014.313	62.907.281
Consumo Efetivo ⁽²⁾	Minério Beneficiado	(t)	118.354.542	117.941.040	76.658.280
Preços	Minérios ⁽³⁾	(R\$/t)	62,65	90,93	88,95
	Minérios ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	32,43	47,71	44,88
	Pelotas ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	68,80	109,72	88,05
	Lump ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	52,47	46,32	56,03
	Sinter-Feed ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	42,16	46,08	59,18
	Pellet-Feed ⁽⁴⁾	(US\$-FOB/t)	46,28	49,69	57,70

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

De acordo com o Sumário Mineral Brasileiro (Jesus, 2010), a produção nacional de minério de ferro em 2009 foi dividida entre 34 empresas que operaram em 61 minas a céu aberto e 59 usinas de beneficiamento. Sete empresas foram responsáveis por 91,1% da produção nacional. A Vale e as empresas nas quais ela tem participação produziram 244,5 milhões de toneladas, o que representa aproximadamente 82% da produção brasileira de minério de ferro, sendo em torno de 40,0% apenas no estado de Minas Gerais. A Companhia Siderúrgica Nacional – CSN representou 4,5% da produção nacional, totalizando 13,6 milhões de toneladas produzidas.

Atualmente, algumas minas brasileiras se destacam em relação à quantidade de massa produzida, qualidade dos seus concentrados e pela sua importância política e econômica. A título de exemplo, serão citadas neste trabalho as seguintes minas: Carajás (PA) e Brucutu (MG), de propriedade exclusiva da Vale; Alegria (MG), pertencente a Vale, na qual parte do ROM também é destinado à Samarco Mineração, e Casa de Pedra (MG), de propriedade da Companhia Siderúrgica Nacional – CSN.

A mina de ferro de Carajás está localizada no estado do Pará, no município de Parauapebas, que se situa a cerca de 700 km da capital Belém (Figura 3.6).

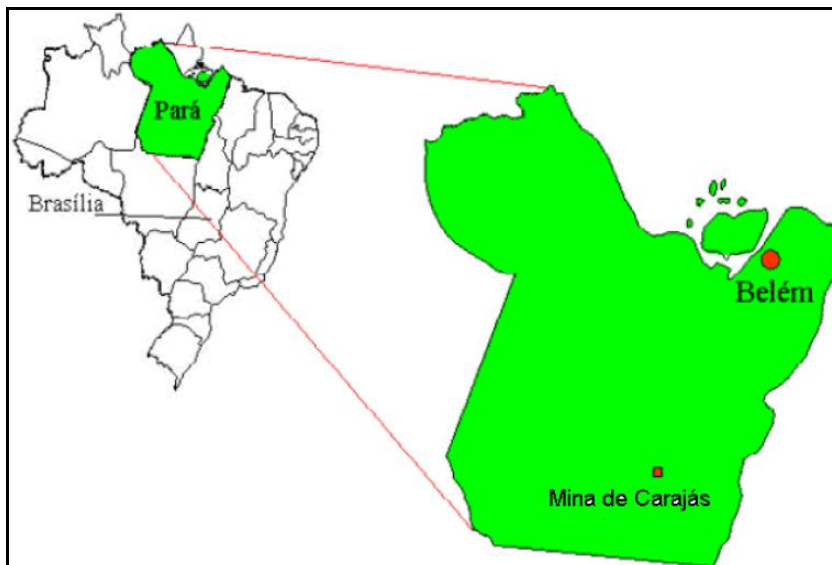


FIGURA 3.6. Localização da mina de Carajás (Wolff, 2009).

O minério de Carajás possui baixa concentração de contaminantes e teor médio de ferro de 66%, o que proporciona redução de custos de produção, pois não é necessário utilizar nenhuma etapa de concentração (Sampaio *et al*, 2002). Os produtos obtidos são *sinter feed*, granulado, *pellet feed* e FDR (fino para redução direta). As especificações de qualidade desses produtos estão apresentadas na Tabela 3.4.

TABELA 3.4. Especificações de qualidades dos produtos da mina de Carajás (Vale, 2007)

Produtos	Fe (%)	SiO₂ (%)	Al₂O₃ (%)	P (%)	Mn (%)
<i>Sinter Feed</i>	66,9	1,1	1,0	0,033	0,50
<i>Pellet Feed</i>	65,8	1,4	1,6	0,045	0,55

Os depósitos de minério de ferro do complexo Alegria estão situados na Fazenda Alegria, distrito de Santa Rita Durão, no leste do Quadrilátero Ferrífero, ao sul da Serra do Caraça e ao norte da cidade de Mariana. A Fazenda Alegria dista, em linha reta, 23 km de Ouro Preto, 24 km de Mariana e 25 km de Santa Bárbara (Mapa, 2006).

Segundo o trabalho de Mapa (2006), o complexo Alegria compreende as minas do Fazendão, Morro da Mina, Alegria, Conta História, Batatal, Miguel Congo, Fábrica Nova, Alegria Sul (Alegria 9) e Germano. Atualmente, o complexo é explotado pela Samarco e Vale em áreas e instalações distintas. No período de 1977 a 1992, a lavra da Samarco era realizada exclusivamente na mina de Germano.

O minério é processado próximo da mina de Alegria na unidade industrial de Germano, onde se produz exclusivamente *pellet feed*. A principal operação de concentração é a flotação catiônica reversa, sendo a Samarco pioneira, no Brasil, na aplicação desse processo ao itabirito.

A pelotização e escoamento da produção são realizados na unidade industrial de Ponta Ubu, no município de Anchieta, no estado do Espírito Santo. O transporte do concentrado entre as duas unidades industriais é bombeado por mineroduto de 396km de extensão.

A Vale e a BHP Billiton dividem igualmente o controle acionário da Samarco.

As especificações da qualidade dos produtos são ilustradas na Tabela 3.5.

TABELA 3.5. Especificações dos produtos da usina de concentração da Samarco (Mapa, 2006)

Produto	%SiO ₂ (máx.)	%P (máx.)	%>74µm (máx)	%<44µm (mín.)	Área específica cm ² /g (mín.)
Alto Forno (CNS)	1,70	0,050	3,5	84,0	1.450
Redução Direta (CLS)	1,00	0,040	3,5	84,0	1.400

A mina de Casa de Pedra está localizada no município de Congonhas, em Minas Gerais, a 80 km a sul de Belo Horizonte. Suas atividades tiveram início no ano de 1913 com processos manuais (Rocha, 2008).

Segundo Rocha (2008), o beneficiamento do minério é caracterizado basicamente por um circuito a seco de britagem, constituído pelas etapas de britagem primária,

secundária e terciária. O material é peneirado na fração menor que 50mm e empilhado ao pátio de homogeneização. Após a retomada da pilha, tem-se o circuito a úmido dividido em duas etapas. A etapa constituída de peneiramento a úmido, classificação por tamanho, desaguamento, associada ainda a uma linha de britagem quaternária, é responsável pela produção de granulado e *sinter feed*. A outra etapa, com o material abaixo de 0,105mm, é composta principalmente por ciclonagem, flotação e filtragem, e tem a principal função de se produzir o *pellet feed*.

Os produtos gerados na instalação de beneficiamento são os seguintes:

- Granulado: -50 +10mm.
- *Sinter Feed*: -6,3 +0,105mm.
- *Pellet Feed Fines*: -0,105mm.

A Figura 3.7 apresenta uma visão global do processo produtivo e logístico da CSN.

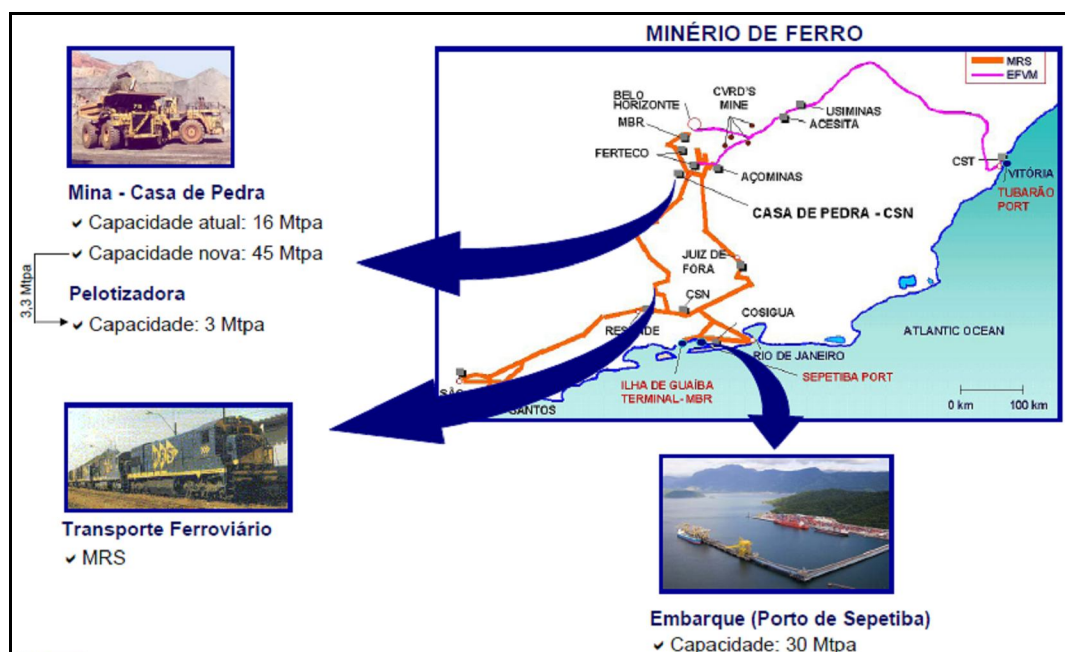


FIGURA 3.7. Visão global da cadeia produtiva da CSN (Projeto Casa de Pedra – CSN, Merrill Lynch – Conferência Rio Sources, 2006).

As informações que se referem à mina de Brucutu serão descritas detalhadamente em um capítulo a parte neste trabalho.

3.3. Concentração de minério de ferro

A redução dos teores de ferro das jazidas brasileiras tem motivado cada vez mais o desenvolvimento e o emprego de distintos métodos de concentração. Isto é essencial para o atendimento às exigências de especificações da qualidade dos produtos, os quais são geralmente destinados à indústria metalúrgica.

A concentração de minério de ferro se baseia, genericamente, na destinação de partículas minerais portadoras de ferro (óxidos, oxihidróxidos e hidróxidos) para o fluxo de concentrado e partículas não portadoras de ferro (ganga) para o rejeito.

Para que ocorra concentração das espécies minerais, é necessário que haja diferentes propriedades entre os minerais minérios e os minerais de ganga. Estas propriedades são conhecidas como propriedades diferenciadoras e podem ser correlacionadas aos diferentes métodos de concentração de acordo com a Tabela 3.6.

TABELA 3.6. Métodos de concentração baseado na propriedade diferenciadora dos minerais (modificado de Araujo *et al.*, 2008)

PROPRIEDADES	MÉTODOS
Óticas (cor, brilho, fluorescência)	Escolha ótica (manual ou automática)
Densidade	Líquido denso, meio denso, <u>jiques</u> , mesas, <u>espirais</u> , cones, ciclones de meio denso, DWP, bateias, calhas, calhas estranguladas, classificadores, hidrosseparadores, concentradores centrífugos etc.
Forma	idem métodos baseados na densidade
Susceptibilidade magnética	<u>Concentração magnética</u>
Condutividade elétrica	Separação eletrostática ou de alta tensão
Radioatividade	Escolha com contador
Textura/friabilidade	Cominuição seguida de classificação ou hidrosseparação ou peneiramento
Reatividade química	Hidrometalurgia
Reatividade de superfície	<u>Flotação</u> , agregação ou dispersão seletiva, eletroforese, aglomeração esférica

Observa-se, portanto, que cada propriedade está associada a um ou mais métodos específicos. Cada método é apropriado ao tratamento de determinadas faixas de tamanho. Desta forma, podem estar diretamente associados à qualidade granulométrica de seus principais produtos: granulados, *sinter feed* e *pellet feed*. Segundo Roberto (2010), nos granulados busca-se eliminar as contaminações derivadas de diluições da

lavra que incorporam rochas estéreis ao ROM (*run of mine*). Quando os métodos de concentração são usados para os finos e superfinos procura-se primordialmente remover minerais de ganga presentes no próprio minério.

Em determinados minérios, o simples peneiramento é suficiente para enriquecer faixas granulométricas acima de 1,0mm, como é o caso dos granulados e *sinter feed* grosso. Caso não se atinja qualidade dentro das especificações de mercado, é comum se utilizar a jigagem para se alcançar maiores fatores de enriquecimento nesta fração.

Minérios com grande percentual de magnetita ou magnetita relictual contidos em faixa de tamanho menor que 1,0mm são geralmente processados em concentradores magnéticos de baixa e média intensidade. As hematitas, presentes nesta mesma fração, podem ser concentradas por concentradores magnéticos de alta intensidade que operam a úmido – WHIMS, o que ocorre na usina de Brucutu.

A flotação, método baseado na reatividade de superfície, é responsável quase que exclusivamente por concentrar minérios em frações abaixo de 0,15mm. É a operação de concentração que apresenta as maiores eficiências de separação e seletividade, se comparada à concentração magnética e à concentração gravítica.

Embora a flotação (-0,15mm) e concentração magnética (+0,15mm -1,0mm), sejam as operações mais empregadas nestas faixas de tamanho, algumas usinas de beneficiamento ainda empregam concentradores espirais para minérios finos, abaixo de 1,0mm, como é caso da mina de Água Limpa da Vale.

Devido ao abaixamento dos teores das jazidas de ferro, a consequente diminuição nas recuperações mássicas das usinas, e a exigência por custos de produção cada vez menores, Araujo e Viana (2004) citam a crescente necessidade da combinação dos métodos de concentração de minérios de ferro, busca de melhorias nas tecnologias existentes, conhecimento mais profundo dos minerais envolvidos no processo e a implementação de sistemas especialistas de controle de processo, permitindo, desse modo, uma menor variabilidade na qualidade dos produtos.

De acordo com Peres e Salum (2004), além da existência das propriedades supracitadas, também são necessárias três condições básicas para o sucesso da concentração:

- i. liberabilidade: a liberação dos grãos dos diferentes minerais é obtida através de operações de fragmentação (britagem e moagem), intercaladas com etapas de separação por tamanho;
- ii. separabilidade dinâmica: está diretamente ligada aos equipamentos empregados. No caso das máquinas de flotação, caracterizam-se por possuírem mecanismos capazes de manter as partículas em suspensão e possibilitarem a aeração da polpa;
- iii. diferenciabilidade: a diferenciabilidade é a base da seletividade do método. A seletividade do processo de flotação baseia-se no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade. No caso da concentração magnética, as partículas devem apresentar diferentes níveis de susceptibilidade magnética, e na concentração gravítica, diferentes pesos específicos.

Os principais minerais-minério das jazidas de ferro brasileiras são hematita, magnetita, magnetita e goethita, enquanto os principais minerais de ganga são quartzo, caolinita, gibsitita, entre outros silicatos e aluminos-silicatos. A qualidade do concentrado é sempre controlada a partir de um mínimo teor de ferro especificado, e este está diretamente relacionado à quantidade de óxidos e oxihidróxidos presentes no concentrado. Embora o quartzo, seja o principal contaminante e de maior facilidade de ser retirada do processo, os teores de Al_2O_3 , Mn e de P devem também se manter abaixo das especificações estabelecidas. Muitas vezes esses elementos estão presentes em mais de uma espécie mineral. Segundo Roberto (2010), o elemento fósforo aparece normalmente associado ao mineral goethita em minérios com maior grau de hidratação, de maneira que surge, por vezes, ligado quimicamente à estrutura cristalina, não existindo rigorosamente maneira de ser retirado durante o beneficiamento.

Carneiro *et al.* (1985) e Vieira *et al.* (1998) descrevem alguns fatores relevantes ao controle desses elementos deletérios para a sinterização (Tabela 3.7).

TABELA 3.7. Observações relativas aos teores de sílica, alumina, fósforo e ppc de minérios para a sinterização (modificado de Carneiro *et al.*, 1985 e Vieira *et al.*, 1998)

Com-posto	Faixa	Distribuição Granulométrica	Observações relevantes
Sílica	Varia em função da basicidade e volume de escória do sinter	<ul style="list-style-type: none"> Utilizar minérios, onde a sílica esteja nas frações mais finas (<1,0 mm), o que contribui para diminuir o tempo de sinteração e aumentar a produtividade; visto que ajuda na formação de SFCA. A sílica não deve estar oclusa dentro das partículas primárias nucleantes de minérios. 	<ul style="list-style-type: none"> O menor desvio padrão da basicidade do sinter é obtido quando o teor de sílica na mistura não precisa ser ajustado pela adição de fundentes. Evitar a concentração de sílica da mistura nas frações > 1,0 mm, pois poderá não participar das reações de sinteração, diminuindo volume real de escória e fragilizando o sinter (aumento de RDI). Baixo teor de sílica implica menor volume de escória no alto-forno e menor consumo de fundentes.
Alumina	Varia em função da basicidade e volume de escória do sinter	<ul style="list-style-type: none"> Evitar concentração nas frações mais finas dos minérios (<150 mesh). A alumina não deve estar oclusa dentro das partículas primárias nucleantes de minérios. 	<ul style="list-style-type: none"> Uma maior quantidade de alumina nas frações mais finas aumenta fortemente o RDI do sinter. A alumina nas frações mais grossas pode não participar das reações de sinteração. A alumina na forma de gibbsita associa-se à hematita secundária mais facilmente do que a caulinita. Baixo teor de alumina implica um menor volume de escória no alto-forno.
Fósforo	Varia em função do Processo de cada empresa.	<ul style="list-style-type: none"> Normalmente, a sua concentração é maior nas frações mais finas dos minérios. Predominantemente nas partículas primárias aderentes. 	<ul style="list-style-type: none"> É prejudicial à qualidade do aço, pois todo fósforo presente na carga ferrífera do alto-forno, vai para o ferro-gusa, prejudicando a qualidade final do aço. Geralmente, o teor de fósforo aumenta quando se aumenta a quantidade de goethita nos minérios; Alto teor de fósforo implica custos adicionais, com o processo de desfosforização do ferro-gusa ou do aço.
PPC ou Perda ao fogo	Varia em função do balanço de massa no alto-forno de cada empresa	<ul style="list-style-type: none"> Os minérios hidratados também chamados de goethíticos, apresentam valores maiores de PPC do que os minérios anidros. 	<ul style="list-style-type: none"> Um aumento do PPC dos minérios da mistura provoca contração do bolo na sinteração, formando trincas grandes que favorecerão a passagem preferencial de ar no leito; Uma dosagem adequada dos minérios goethíticos e anidros favorece a etapa de microaglomeração e aumenta a produtividade da máquina de sinterar.

A Tabela 3.8 lista os processos mais importantes de concentração, relacionando-os às suas classes, locais de aplicação e exemplos de equipamentos.

TABELA 3.8. Processos de concentração aplicados a minérios de ferro (modificado de Araujo *et al.*, 2008)

Processos de Concentração:	Classes/Tipos	Onde (exemplos)	Exemplos de Equipamentos
Gravíticos	Meio Denso (Fe-Si)	África do Sul	Tambor, DWP, LACODERMS
	Jigagem	Brasil, EUA, Austrália	Remer-WEMCO, Pneumático KHD
	Concentração em Espirais	Canadá, Brasil, Mauritânia, Austrália	Espirais AKAFLEX, CARPCO, MD, etc, praticamente todas com água de lavagem
	Hidrosseparadores	Canadá, Brasil (piloto)	Classificadores do tipo FLOATEX
	Outros	Brasil (desativados)	Cone Reichert, Mesa concentradora a ar
Magnéticos	Baixa Intensidade	EUA, Suécia, Peru, Chile, México, Ucrânia, Rússia, China	Separadores de tambor
	Média Intensidade	Brasil	Separador de tambor de terras raras
	Alta Intensidade e/ou Alto Gradiente, com matrizes	Brasil, Canadá, México, Índia, Austrália, China	Separador tipo Jones (Carrossel), Separador tipo Ferrous Wheel, Separador tipo Slon.
Eletrostáticos	Separador de Placas	Chile	Placas
Físico-químicos	Flotação Catiônica Reversa de Quartzo	Brasil, EUA, Canadá, Índia, Rússia (em implantação), Ucrânia (em implantação), Chile, Venezuela (piloto)	Colunas, células mecânicas convencionais, Células tipo Smart-Cell, Colunas com aeração externa
	Floculação Seletiva e Flotação Reversa	EUA	Células mecânicas convencionais
	Flotação Reversa de Fosfatos	Suécia, México, Irã	Colunas e células mecânicas convencionais
	Flotação direta	EUA, China	Células mecânicas convencionais
	Flotação Aniônica Reversa após ativação do quartzo	EUA	Células mecânicas convencionais

3.3.1. Concentração Gravítica

A concentração gravítica se baseia na separação e/ou concentração de partículas de diferentes densidades, tamanhos e formas por ação da força de gravidade ou por forças centrífugas (Lins *et al.*, 2004). Os principais equipamentos empregados na indústria mineral, que favorecem a ação diferenciadora dessas propriedades, são o jigge e o concentrador espiral.

Embora se trate de um processo no qual seus mecanismos atuantes não são ainda perfeitamente compreendidos, pode-se tentar descrevê-lo através dos cinco modelos tradicionais seguintes: aceleração diferencial, sedimentação retardada, consolidação intersticial, velocidade diferencial em escoamento laminar e ação de forças cisalhantes (Figura 3.8).

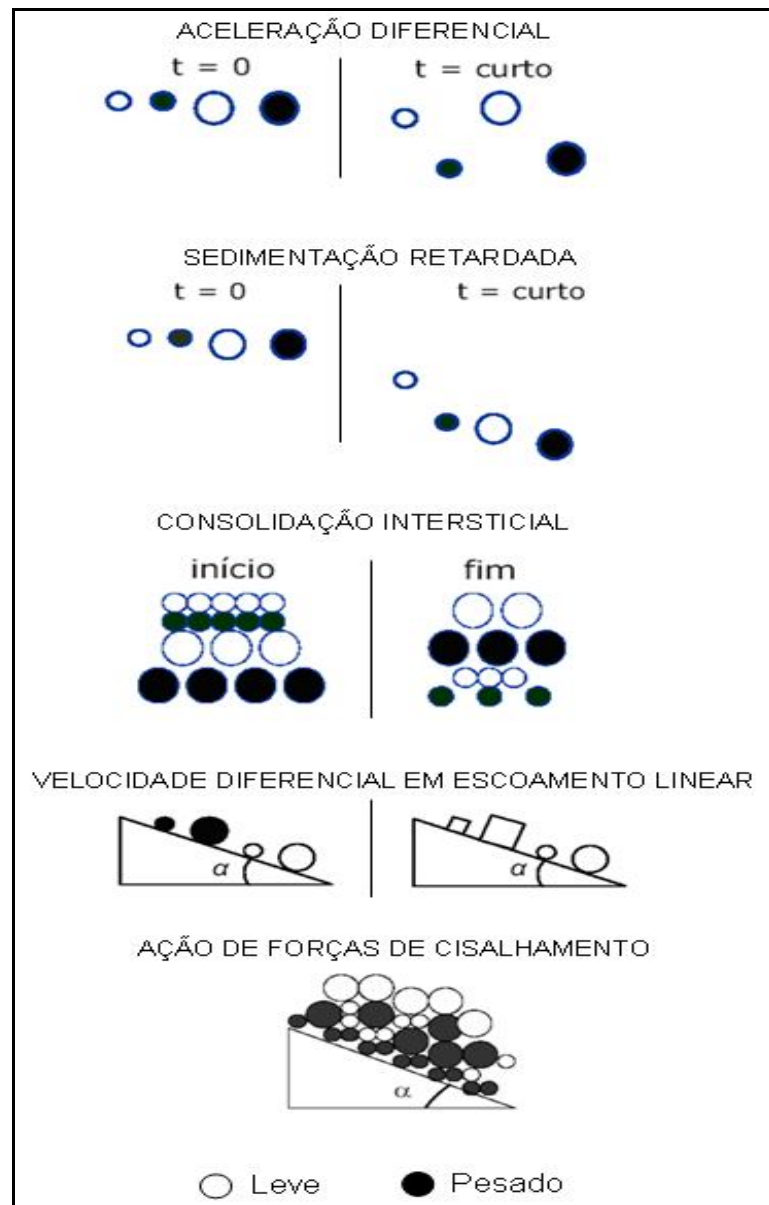


FIGURA 3.8. Modelos de mecanismos de concentração gravítica (Modificado de Lins *et al.*, 2004).

i. aceleração diferencial;

A aceleração inicial das partículas é função apenas das densidades do sólido e do fluido, sendo independente do tamanho da partícula.

ii. sedimentação retardada;

O movimento em queda impedida é caracterizado pelo movimento de uma partícula numa polpa. Com o aumento da concentração de partículas na polpa, aumenta o número

de colisões entre elas. Dessa forma suas trajetórias são influenciadas pelas demais e pelo deslocamento da água através dos espaços entre estas, tendo como resultado uma velocidade terminal de sedimentação menor do que aquela observada em queda livre. A variável tamanho passa a ter tanto influência quanto a variável densidade.

iii. consolidação intersticial;

Consolidação intersticial ocorre quando partículas grossas, ao se depositarem primeiramente, deixam entre si espaços vazios (interstícios), que serão percorridos por partículas menores até que fiquem retidas nesses interstícios.

iv. velocidade diferencial em escoamento laminar;

O movimento de partículas dentro de um fluido em escoamento livre e laminar é afetado pelos seguintes fatores: inclinação da superfície onde ocorre o movimento, espessura da camada de fluido, coeficiente de atrito entre as partículas e rugosidade da superfície. Durante o escoamento, as partículas ficam sujeitas a um gradiente de velocidades que varia de zero na superfície até um valor máximo próximo à interface fluido/ar. As partículas pesadas maiores chegam à superfície mais rapidamente do que as leves e menores.

v. ação de forças cisalhantes.

Quando uma polpa concentrada está sujeita a esforços de cisalhamento, uma força de dispersão atua entre as partículas como resultado da colisão entre elas, gerando pressões no plano de cisalhamento e no plano perpendicular a ele. Esse fenômeno foi estudado primeiramente por Bagnold (1954) apud Burt (1984).

De modo geral, para partículas de mesmo raio, quanto maior a densidade da partícula, menor a força resultante. Assim, partículas grossas leves ficarão mais próximas da interface fluido/ar, seguindo-se as finas leves e grossas pesadas e, na região próxima à superfície, as partículas finas pesadas.

3.3.2. Concentração Magnética

A concentração magnética é baseada na propriedade diferenciadora que determina a resposta de determinados minerais a um campo magnético. Esta propriedade é denominada de susceptibilidade magnética. De acordo com Luz e Sampaio (2004), com base nessa propriedade os minerais são classificados em duas categorias: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por ele. A partir desse princípio, os minerais podem ser classificados em ferromagnéticos, paramagnéticos e diamagnéticos, de acordo com o descrito abaixo:

- Minerais ferromagnéticos: são atraídos fortemente pelo campo magnético. Exemplos: magnetita e pirrotita.
- Minerais paramagnéticos: são atraídos fracamente pelo campo magnético. Exemplos: hematita, goethita.
- Minerais diamagnéticos: são repelidos pelo campo magnético. Exemplos: quartzo e gibsita.

Existe uma grande variedade de equipamentos de concentração magnética. Esses equipamentos podem ser classificados em concentradores a seco e a úmido. Para qualquer classificação podem ser subdivididos de acordo com as características do campo de indução, sendo empregados em campos de baixa a alta intensidade (Luz e Sampaio, 2004). Neste trabalho serão descritos os assuntos pertinentes aos concentradores que se operam a úmido, visto serem os de maior utilização no campo do beneficiamento de minério de ferro.

A aplicação dos equipamentos de concentração magnética para minério de ferro está diretamente relacionada à susceptibilidade magnética das partículas. Desse modo, partículas ferromagnéticas são concentradas em equipamentos de baixa a média intensidade e as paramagnéticas em concentradores de alta intensidade de campo magnético.

No entanto, na prática industrial de beneficiamento de minério de ferro, normalmente, emprega-se o termo “massa magnética”, na existência de qualquer associação entre magnetita (principal exemplo de mineral ferromagnético), com outra partícula mineral

(também denominada magnetita relictual). Na instalação de beneficiamento de Brucutu, Queiroz (2008) observa que quando a massa magnética contém um volume em massa maior do que 5% de magnetita torna-se necessária a separação em equipamento de intensidade média de campo utilizando-se os concentradores de tambor para recuperação da magnetita e outras associações de magnetitas e hematitas. Já para partículas que apresentam uma relação menor do que 5% de volume em massa de magnetita associada, sua alimentação pode ser realizada diretamente em equipamentos de intensidade alta de campo – WHIMS (*wet high intensity magnetic separator*).

Em resumo, os principais equipamentos utilizados na concentração magnética do minério de ferro e suas respectivas aplicações são as seguintes:

1. WRDE – *Wet rare earth drum*: Concentrador magnético de terras raras tipo tambor (Figura 3.9). Usualmente opera em campos magnéticos que variam de baixo (~800gauss) a médio (~6.000gauss). Tem a função de atuar como etapa de desbaste, evitando que partículas ferromagnéticas ou suas associações sejam direcionadas junto à alimentação da concentração magnética de alta intensidade de campo. Recupera a massa magnética (magnetita e suas associações com outros minerais) presente na alimentação.



FIGURA 3.9. WRDE – *Wet rare earth drum* (Arquivo particular do autor, 2006).

WHIMS – *Wet high intensity magnetic separator*: Concentrador magnético de alta intensidade a úmido tipo carrossel. Utiliza campos que varia entre 9000 a 15000 gauss em escala industrial. Devido à alta intensidade de campo magnético, sua aplicação se restringe na recuperação de partículas paramagnéticas e geralmente para granulometrias

finas (menores que 1,0mm) (Vieira, 2008). Segundo Queiroz (2008), o arraste hidrodinâmico prevalece sobre a força magnética à medida que as partículas e/ou cristais a serem concentrados apresentam porosidade elevada e granulação inferior a 70 μm , para matrizes com GAP de 3,8mm e 45 μm para matrizes com GAP de 2,5mm. Contudo, novas tecnologias vêm sendo desenvolvidas para concentração de *pellet feed*, na recuperação de lamas ou de minérios proveniente de barragens. A Figura 3.10 mostra um equipamento piloto em momento de execução de testes.



FIGURA 3.10. WHIMS piloto – *Wet high intensity magnetic separator* (Arquivo particular do autor, 2006).

A Tabela 3.9 relaciona os equipamentos citados com seus respectivos campos magnéticos, e as características dos minerais recuperados.

TABELA 3.9. Partículas minerais recuperadas frente a determinados campos magnéticos (Modificado de Queiroz, 2008)

TIPO DE EQUIPAMENTO	FABRICANTE	CAMPO MAGNÉTICO (gauss)	MINERAL	ENTUPIENTOS
Tambor	INBRÁS	1.800	Magnetita	Não
Tambor	INBRÁS	6.000	Magnetita	Não (se reliquiar) Sim (se Preservada)
			Hematita Martítica com magnetita reliquiar até 30% do volume, correspondendo até 30% da massa de população de partículas a serem concentradas	Não (se respeitando a descrição ao lado) Sim (se este tipo de partícula for até 30% da massa da população das partículas)
WHIMS	INBRÁS GAUSSTEC	Acima de 9.000	Magnetita	Sim (em qualquer população)
			Hematita Martítica	Não (se não houver magnetita reliquiar) Sim (se houver magnetita reliquiar)
			Goethita	Não
			Hematita	Não (se não houver magnetita reliquiar) Sim (se houver magnetita reliquiar)

3.3.3. Flotação

O processo de flotação em espuma (do inglês, *froth flotation*), se baseia em propriedades e mecanismos bastante distintos das dos outros métodos de concentração, gravítica (densidade, tamanho e forma) e magnética (susceptibilidade magnética). A separação entre as espécies é realizada numa suspensão em água (polpa). Inicialmente, todas as partículas tendem a percorrer um determinado trajeto, no entanto, e num dado instante, as partículas que se desejam flotar são levadas a abandoná-lo, tomando um rumo ascendente. A diferenciação entre as espécies minerais está relacionada com suas diferentes propriedades de superfícies. Estas propriedades podem ser de natureza própria das partículas ou induzida, através de adição de determinados reagentes no sistema. Este fator leva a uma ou mais espécies minerais a capacidade de se prenderem (ou prenderem a si) a bolhas de gás (geralmente ar). Quando isto ocorre, a densidade do conjunto partículas-bolhas torna-se menor que a do fluido, tomando um rumo ascendente em direção à superfície. Portanto estes minerais contidos na espuma se

separam das demais partículas que se mantêm em sua rota inalterada (Chaves *et al.*, 2010).

Segundo Peres (1999), 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”.

Dentre as três condições básicas para que ocorra a concentração dos minerais (liberabilidade, separabilidade dinâmica e diferenciabilidade), a diferenciabilidade possui um dos mais importantes papéis e um dos campos mais amplos de investigação. Partindo-se do princípio que as partículas a serem flotadas estão totalmente liberadas e que o equipamento de flotação é capaz de garantir suspensão das partículas e boa aeração da polpa, é necessário, portanto, promover diferentes características de superfícies entre as partículas minerais úteis e as de ganga.

De acordo com Peres (1999), a seletividade do processo de flotação se baseia no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais poder apresentar distintos graus de hidrofobicidade. Partículas mais hidrofóbicas são menos ávidas por água. O conceito oposto à hidrofobicidade é designado como hidrofiliabilidade, ou seja, aquelas partículas que possuem maior umectabilidade ou “molhabilidade”

Na flotação “reversa” de minério de ferro, ao contrário da flotação “direta”, as espécies flotadas (carreadas pela espuma), são os minerais de ganga, principalmente o quartzo. Os minerais-minério (óxidos e hidróxidos de ferro), como estão presentes em maior volume, são deprimidos para o fundo da célula e seguem para o concentrado. Isto também se deve à maior densidade dos minerais de ferro, o que favorece a sua sedimentação.

Peres (1999) descreve que o tamanho máximo de partícula é fixado, em geral, pela liberação dos grãos do mineral que se deseja flotar. Quando a granulometria de liberação é maior que aquela que possibilite o transporte das partículas pelas bolhas de ar, esse fator passa a governar o tamanho máximo na alimentação. A prática da flotação

reversa de minério de ferro evidencia que o tamanho máximo de partícula é de 0,15mm, na maioria das usinas de beneficiamento.

O limite inferior da faixa granulométrica está relacionado com o conceito de lamas (partículas abaixo de 10 μ m), e com o fato de se tratar de flotação de óxidos, sulfetos, ou de outros minerais.

Tradicionalmente, apesar das lamas serem prejudiciais em todos os sistemas de flotação, geralmente a flotação de sulfetos é processada sem deslamagem prévia, enquanto na de outros minérios a deslamagem se torna fundamental.

A presença de lamas no sistema de flotação pode gerar um fenômeno comum, conhecido como “*slimes coating*”, que é o recobrimento da superfície de um mineral por lamas de outras espécies. Segundo Peres (2010), esta situação pode alterar a rigidez da espuma, interferir no contato bolha-mineral e tornar pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lamas, que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério. Também, de acordo com Peres (1999), na flotação, assim como em outros processos que envolvem a partição de fluxos de polpa, partículas menores que um certo tamanho crítico acompanham a partição de água, o que conseqüentemente, ocasiona perda de seletividade do processo de concentração.

No entanto, cabe ressaltar, que o emprego de flotação pneumática, incentivado muitas vezes por problemas ambientais ligados ao descarte de rejeitos, tem estimulado várias usinas a reduzir o diâmetro de corte na deslamagem.

O produto gerado na flotação de minério de ferro é o *pellet feed*. Sua qualidade química deve conter o maior teor de ferro e os menores teores de contaminantes (SiO₂, Al₂O₃, P, Mn) possível, como forma a se atender adequadamente os processos de aglomeração (pelotização) e redução, subsequentes. O *pellet feed* gerado na usina de beneficiamento de Brucutu possui algumas faixas de especificação, sendo que o produto considerado de melhor qualidade é o *pellet feed* tipo especial, contendo teor de ferro acima de 68% e teor de sílica abaixo de 0,8%.

Para que ocorra a diferenciabilidade entre as partículas e seja possível a flotação, quase sempre, é necessária a adição criteriosa de determinados reagentes. Estes reagentes podem ser classificados como coletores, depressores, espumantes, ativadores, reguladores de pH, dispersantes, entre outros.

As altas qualidades dos concentrados de minério de ferro estão associadas com dosagens controladas e otimizadas dos reagentes empregados. Basicamente se utiliza eteramina como coletor e o amido (de milho ou de mandioca) como depressor. O pH geralmente é mantido entre 10 a 10,5, e pode ser controlado pela adição de soluções básicas, como a soda cáustica – NaOH e/ou de substâncias que geram soluções ácidas, tal como o CO₂ líquido (utilizado industrialmente).

São citados a seguir os principais reagentes empregados na flotação reversa de minério de ferro:

Amina:

A amina é considerada um composto ionizável não-tio, e é um dos principais reagentes utilizados como coletor da classe dos minerais não-sulfetados, tais como, óxidos e silicatos, principalmente. Possui caráter “anfipático”, ou seja, é um surfatante que contém uma porção polar ou hidrofílica, com momento dipolo permanente e outra porção não-polar ou apolar, constituindo-se na porção hidrofóbica, desprovida de dipolo permanente entre suas moléculas.

Entre os principais coletores da classe dos compostos ionizáveis não-tio, o grupo das aminas é o único considerado catiônico, quando ionizável. A matéria-prima original é a amônia (NH₃). De acordo com o número de radicais hidrocarbônicos (porção apolar do reagente), ligados ao átomo de nitrogênio, as aminas podem ser classificadas em primárias, secundárias, terciárias e, inclusive, sais quaternários, conforme ilustra a Tabela 3.10.

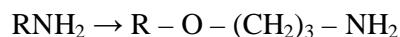
TABELA 3.10. Composição química das principais classes de aminas graxas (adaptado de Peres e Salum, 2004)

Classe de Amina	Composição Química
Amina Primária	$R - CH_2NH_2$
Amina Secundária	$\begin{array}{c} R \\ \diagdown \\ NH \\ \diagup \\ R \end{array}$
Amina Terciária	$R - N(CH_3)_2$ e $\begin{array}{c} R \\ \diagdown \\ N - CH_3 \\ \diagup \\ R \end{array}$
Sal Quaternário de Amônia	$[R - N(CH_3)_3]^+ Cl^-$

Conforme observado por Peres e Salum (2010), as aminas secundárias e terciárias não são empregadas como coletores de flotação. A respeito dos sais quaternários de amônia, estes têm utilização restrita à escala de laboratório. Alguns estudos têm procurado investigar os efeitos deste coletor que se apresenta completamente dissociado em toda faixa de pH.

Portanto, somente as aminas primárias são utilizadas industrialmente como coletor na flotação reversa de minério de ferro.

Uma amina primária se transforma em eteramina mediante a introdução de um grupo $O - (CH_2)_3$ entre o radical alquila e o átomo de nitrogênio, segundo a reação :



Eteraminas são as mais usadas, pois apresentam grupo hidrofílico extra que confere ao reagente maior solubilidade, facilitando seu acesso à interface sólido-líquido e líquido-gás, aumenta a elasticidade do filme líquido em volta da bolha e afeta o momento de dipolo da cabeça polar, reduzindo o tempo de reorientação dos dipolos. A substituição parcial por diaminas é vantajosa em alguns casos. O aumento do grau de neutralização da amina causa uma maior solubilidade e piora no desempenho na flotação (Turrer, 2007).

Vale ressaltar, ainda, algumas propriedades dos compostos ionizáveis não-tio, evidenciadas principalmente nas aminas primárias (Peres e Salum, 2004):

- i. propensão a hidrólise ou dissociação: é governada pelo pH da solução. De modo geral, para pH na faixa de 0 a 10 a amina se apresenta forma iônica (RNH_3^+), tendo maior ação como coletor. A partir do pH igual a 10, a curva de dissociação passa a se inverter, modificando a amina para a forma molecular (RNH_2) e ação espumante. A faixa de pH, cuja dissociação é em torno 50%, está entre 10 e 10,5. Esta faixa é considerada a ideal para a atuação da amina na flotação, pois ambas as formas, iônica e molecular, estão presentes e equilibradas;
- ii. diminuição da tensão interfacial ar/solução, quando está diluída na solução;
- iii. as aminas de cadeias hidrocarbônicas longas podem formar micelas quando sua concentração em solução atinge a concentração micelar crítica.

Amido de Milho

O amido de milho, juntamente com o amido de mandioca, são os depressores mais utilizados na flotação reversa de minério de ferro.

Na flotação do quartzo, as aminas tendem a ser induzidas eletrostaticamente, inclusive, às superfícies dos minerais de óxidos de ferros, devido ao seu mecanismo de adsorção. Portanto, o depressor, no caso do amido, deve ser adicionado antes da amina, inibindo, assim, a ação do coletor de tornar hidrofóbicas as superfícies daqueles minerais que não devem ser flotados. Desta forma a superfície dos óxidos de ferro permanece hidrofílica e o processo se torna mais seletivo.

O amido de milho possui três aplicações clássicas (Peres e Salum, 2004):

- i. depressor de óxidos de ferro na flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos, na presença de amina como coletor;
- ii. depressor de ganga na flotação direta de apatita de minérios fosfáticos, na presença de ácidos graxos. Neste caso os minerais deprimidos são carbonatos e óxidos de ferro;

iii. depressor de ganga na flotação direta de silvinita (KCl), na presença de amina. Os minerais deprimidos são alguns argilo-minerais presentes neste minério.

O amido é um polímero natural constituído basicamente pela condensação de moléculas de α -D(+) glicose, e tem a função de armazenar energia através do processo de fotossíntese para a maioria dos vegetais. Sua fórmula química é $(C_6H_{10}O_5)_n$, onde “n” é um número grande de unidades D-glicose. A fórmula da glicose é semelhante: $(C_6H_{12}O_6)$, formada pela reação fotossintética entre moléculas de CO_2 e água.

O amido de milho é composto por dois polissacarídeos: amilose e amilopectina, na proporção aproximada de uma molécula de amilose para três de amilopectina. Ambas macromoléculas se diferenciam, principalmente, pelo seu peso molecular, estrutura do polímero e tipo de ligação.

A amilose possui uma faixa de 200 a 1000 unidades D-glicose, estrutura linear e ligações glicosídicas α -1,4. O número “n” de unidades D-glicose para a amilopectina ultrapassa 1500 unidades, sendo sua estrutura ramificada, através de ligações glicosídicas do tipo α -1,6, basicamente. A Figura 3.11 ilustra as duas estruturas.

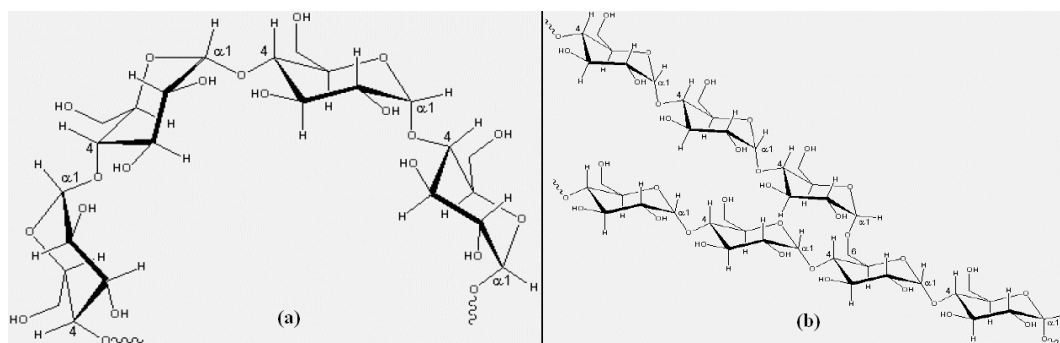


FIGURA 3.11. Configuração das estruturas da amilose (a) e amilopectina (b) (modificado de Mapa, 2006 apud Leja, 1982)

Segundo Peres (2010), a amilopectina é um depressor mais eficiente que a amilose, se comparadas individualmente. O trabalho de Pinto (1989) também evidencia que, num sistema de hematita e quartzo, a amilopectina se mostrou mais eficiente na depressão da hematita.

A composição dos amidos varia em função da espécie vegetal originária. Os amidos de mandioca e de batata, por exemplo, podem chegar a apresentar até 83% de amilopectina para 17% de amilose, enquanto o amido de trigo possui composição semelhante à do amido de milho. Uma das maiores proporções de amilopectina pode ser encontrada no amido de milho ceroso: 99% de amilopectina para 1% de amilose.

Mapa (2006) cita trabalhos de autores que provam que a densidade de adsorção da amina sobre a superfície do quartzo é maior que a densidade de adsorção sobre a superfície da hematita em pH igual a 10,5. Consequentemente, a quantidade de amina que se adsorve na superfície da hematita, que anteriormente sofreu adsorção de amido, não é suficiente para torná-la hidrofóbica. O raciocínio é análogo quando ocorrer a adsorção de amido sobre a superfície do quartzo, ou seja, após sofrer adsorção prévia de amina, o quartzo não apresentará caráter hidrofílico.

Alguns mecanismos podem explicar a maior afinidade do amido pelos óxidos de ferro, se comparado ao quartzo. Inicialmente Vieira (1995) propôs que o amido de milho não-modificado se adsorvesse preferencialmente na hematita devido a alguns fatores associados com interações eletrostáticas e pontes de hidrogênio. Turrer (2007), em seguida, descreveu, baseado em novos estudos e técnicas analíticas, que a adsorção do amido na superfície da hematita acontece através da formação de uma ligação química entre esses dois componentes. Tais ligações poderiam ser explicadas, por exemplo, a partir da formação de complexos na superfície do mineral, principalmente entre a amilopectina e cátions Fe^{3+} . Ou mesmo pela interação ácido/base, em que o mineral que possui o cátion metálico com menor acidez em sua rede cristalina exibe uma interação mais forte com o polissacarídeo, que neste caso agiria como o ácido.

De forma resumida, a primeira etapa do processo de preparação do amido de milho para uso na flotação é a degerminação. Esta etapa tem a função de remover o embrião ou germe do grão, que é rico em óleo e proteínas. Após remoção da película, rica em fibras e matéria mineral, o grão degerminado é finalmente moído.

Dependendo das particularidades de cada processo, o produto final pode conter diferentes teores de umidade, fibras, matéria mineral, óleo e granulometria. A matéria mineral e as fibras não causam quaisquer danos ou benefícios ao processo de flotação.

No entanto há a necessidade de se controlar o teor de óleo na composição do amido. Peres e Salum (2004) descrevem que amido com alto teor de óleo inibe a geração de espuma nos processos de flotação de determinadas usinas de beneficiamento de minério de ferro. Da mesma forma, Araujo e Viana (2004) sugerem o emprego de amidos com teores de óleo inferiores a 1,8%, de forma a não influenciar na estabilidade da espuma.

As Tabelas 3.11 e 3.12 apresentam como exemplo, uma ficha técnica de amido de milho, cujo nome comercial é FLOTAMIL 70, fornecido pela empresa Caramuru Alimentos de Milho Ltda.

TABELA 3.11. Análises físico-químicas do FLOTAMIL 70 (adaptado da ficha técnica da Caramuru Alimentos de Milho Ltda)

Propriedade	Especificação Limite	Análise Típica
amido (base seca)	83,00% min	83,86%
proteína	65,00% min	7,00%
óleo	1,50% max	1,25%
umidade	13,00% max	12,14%
matéria fibrosa	1,25% max	1,13%
matéria mineral	0,60% max	0,43%

TABELA 3.12. Análise Granulométrica do FLOTAMIL 70 (adaptado da ficha técnica da Caramuru Alimentos de Milho Ltda)

Abertura de peneira (mm)	Limite de Retenção
1,000	0,4 a 1,5%
0,837	0,3 a 2,9%
0,592	30,0 a 40,0%
0,419	47,0 a 51,5%
0,297	6,3 a 12,3%
<0,297	3,0 a 6,0%

O amido é empregado na flotação após passar pelo processo de gelatinização. Na indústria brasileira, o único processo empregado é a gelatinização através da adição de soda cáustica na solução. De acordo com Peres e Salum (2004), consiste na absorção de parte do álcali da solução de NaOH pelas moléculas da suspensão de amido. As principais variáveis empregadas são a relação em massa amido / soda e o tempo de gelatinização. Na prática industrial, as relações utilizadas variam entre 4:1 e 10:1 de amido / soda. Os tempos de gelatinização requeridos variam entre 3 e 30 minutos,

dependendo da relação dos reagentes utilizada e da granulometria do amido. Quanto maior a granulometria, mais difícil é a solubilização do amido.

Reguladores de pH

O pH é uma das principais variáveis da flotação. Para que se atinjam os valores mais adequados, em função de cada tipo de minério, deve ser efetuada adição de ácidos e/ou bases. Para a flotação de minério de ferro, considera-se a faixa ideal de pH valores oscilando entre 10,0 e 10,5. É nesta faixa que a amina se encontra 50,0% dissociada, apresentando-se com função coletora e espumante ao mesmo tempo.

O principal regulador de pH utilizado industrialmente é a soda cáustica (NaOH), que tem a função de elevar o pH para os patamares adequados, conforme já citado. A concentração da solução empregada em algumas usinas é em torno de 4% em massa. Quando a polpa ultrapassa o valor de basicidade considerado, pode-se utilizar soluções ácidas para regulá-la. Ácidos fortes são normalmente utilizados em laboratório, tais como, HCl e H₂SO₄. Industrialmente, é comum se utilizar dióxido de carbono líquido (CO_{2 (l)}). Este reagente, ao reagir com moléculas de água, se transforma em ácido carbônico (H₂CO₃), um ácido fraco, numa reação reversível, que em dosagens adequadas se tornam suficientes para diminuir o pH do sistema em operação.

Alguns cuidados devem ser tomados e levados em consideração. Um deles deve-se ao fato de que o ânion do ácido e o cátion da base podem adsorver especificamente nas interfaces envolvidas. Em alguns casos, estes íons associados aos reagentes são comuns aos minerais presentes, o que aumenta este efeito indesejável.

3.3.3.1. Propriedade das Interfaces

Interface é uma região espacial, que possui uma de suas dimensões extremamente pequena, ultrapassando poucas vezes as dimensões das moléculas das espécies presentes (ordem de alguns nanômetros). Sua importância está associada, sobretudo, por ser uma região onde ocorre a transição das propriedades entre duas fases. Cada fase possui composição química uniforme e propriedades físicas idênticas dentro de sua região. Ao mudar de uma fase para outra, ocorre uma mudança gradual de propriedades e o espaço entre as duas fases é a interface.

São cinco os tipos conhecidos de interfaces. Peres (2010) exemplifica cada um destes tipos:

1. Sólido – Sólido: Partícula mineral recoberta por lamas (*slimes coating*).
2. Sólido – Líquido: Partícula mineral imersa em meio aquoso.
3. Sólido – Gás: Partícula mineral envolvida por uma bolha de ar.
4. Líquido – Líquido: Reagentes imiscíveis em água.
5. Líquido – Gás: Película líquida que envolve a bolha de ar.

Pelos exemplos citados, pode-se perceber que todos eles estão associados a mecanismos de flotação.

Conforme ressaltado, devido à pequena dimensão da interface, modelos empíricos e medidas experimentais são propostos como forma de se estabelecer conceitos teóricos nesta área do conhecimento. Peres (2010) descreve as três grandezas seguintes associadas a este assunto:

- Adsorção:

Em termos conceituais, adsorção pode ser definida como concentração na interface. A unidade de medida utilizada é a relação entre as grandezas massa e área, podendo ser dada tanto por $[g/cm^2]$, quanto por $[moles/cm^2]$. Um caso típico de adsorção pode estar associado ao exemplo de um reagente em solução em contato com a superfície de um sólido. Outra abstração é feita, quando as medidas de adsorção são realizadas à temperatura constante. Neste caso, os resultados são representados por curvas chamadas de isotermas de adsorção, que representam quantidade adsorvida em função da quantidade disponível para adsorção.

Em relação aos conceitos desenvolvidos para a adsorção de gases em sólidos, parte-se do princípio que as forças envolvidas podem ser forças não específicas, semelhantes às forças envolvidas na liquefação, ou forças específicas mais fortes, tais como as que se manifestam durante a formação de ligações químicas. As primeiras são as responsáveis pela adsorção física (fisissorção) e as últimas pela adsorção química (quimissorção). A

adsorção física se dá por interações envolvendo ligações de van der Waals e forças coulômbicas entre adsorvato (gás ou vapor) e adsorvente (sólido). Já a adsorção química se dá por interações envolvendo ligações iônicas, covalentes e ponte de hidrogênio entre adsorvato e adsorvente.

As diferenças entre adsorção física e adsorção química derivam da diferença entre a natureza das forças das ligações de van der Waals e forças coulômbicas e a natureza das forças das ligações químicas. As duas primeiras são fracas quando comparadas com a última e daí advêm o fato de que pela diferença da intensidade das forças envolvidas as substâncias quimissorvidas estão mais estavelmente aderidas às interfaces que as fisissorvidas, sendo mais difícil a dessorção das espécies adsorvidas quimicamente.

A adsorção física é geralmente rápida, reversível, com baixa energia de ativação, pouco específica e possível em multicamadas. Já a adsorção química é geralmente irreversível, com alta especificidade, com energia de ativação podendo ser alta, e se dá, no máximo, em monocamadas.

- Tensão Superficial:

A existência de forças de atração de van der Waals de curto alcance entre as moléculas, responsáveis pela existência do estado líquido, explicam prontamente os fenômenos da tensão superficial e tensão interfacial. As moléculas situadas no interior de um líquido são, em média, sujeitas a forças de atração em todas as direções, ao passo que as moléculas situadas, por exemplo, numa superfície de separação líquido-ar estão submetidas a forças de atração não balanceadas ou não equilibradas, do que resulta uma força em direção ao interior do líquido. O maior número possível de moléculas se deslocará da superfície para o interior do líquido; a superfície tenderá, por isso, a contrair-se espontaneamente. Isso também pode explicar porque gotículas de um líquido ou bolhas de um gás tendem a adquirir uma forma esférica.

Do ponto de vista da mecânica, pode-se definir a tensão superficial como o trabalho necessário para aumentar a superfície em uma unidade de área, através de um processo isotérmico e reversível. Considerando-se, por exemplo, uma película de sabão em um sistema de três arames fixos e um móvel, e aplicando-se uma força no sentido de aumentar essa película, a película realizará uma força contrária buscando resistir à força

externa aplicada sobre ela. Esta resistência da película à variação de sua área é a tensão superficial.

Do ponto de vista da química, a resistência à interação entre fases distintas também é tensão interfacial. Um exemplo clássico pode ser citado: um objeto engordurado não é lavado apenas com água, pois a gordura (apolar) é imiscível em água. Torna-se necessário o emprego de um sabão, o qual possui em sua estrutura um grupo polar (momento de dipolo permanente), e um grupo apolar, constituído por uma cadeia hidrocarbônica, geralmente grande (desprovido de dipolo permanente). O sabão une à gordura através da cadeia hidrocarbônica (grupo apolar) e às moléculas de água através do grupo polar. Deste modo a gordura passa a se dissolver em água. Diz-se, então, que o sabão diminui a tensão superficial da água perante a gordura.

• Potencial Zeta:

O Potencial Zeta de um sistema mineral imerso em meio aquoso, pode ser estudado e representado através do modelo da dupla camada elétrica – DCE (Figura 3.12). A DCE é a denominação dada à forma de distribuição de cargas elétricas presentes na interface como resultado da interação entre a superfície do sólido e a fase aquosa. A superfície do sólido atrai uma “atmosfera” de íons de cargas opostas, chamadas de íons contrários.

Na dupla camada elétrica distinguem-se as seguintes regiões:

- ✓ a carga superficial (limitada ou fixada à superfície sólida);
- ✓ a camada de Stern (constituída pelos íons contrários mais próximos ou em contato com a superfície);
- ✓ a camada de Gouy ou difusa (constituída por íons na fase aquosa próxima à superfície).

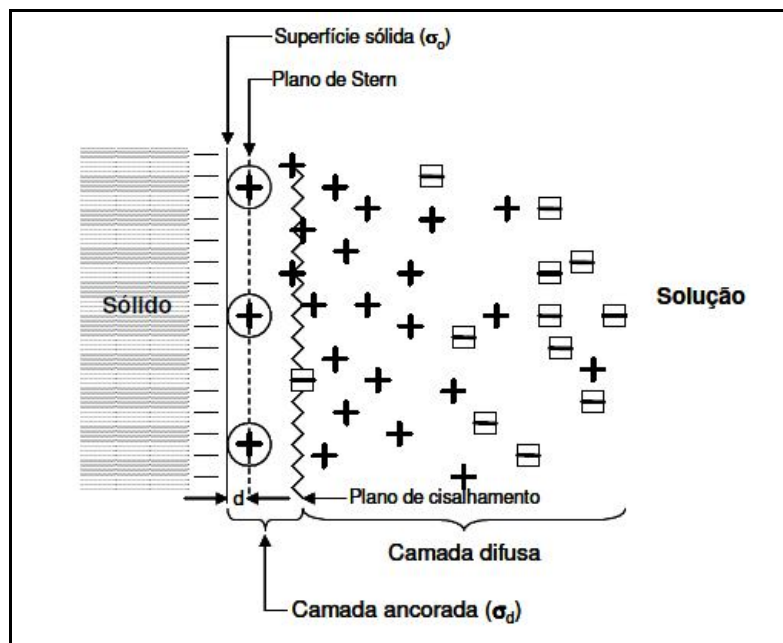


FIGURA 3.12. Modelo simplificado de DCE, ilustrando um caso de adsorção específica (Modificado de Oliveira, 2006).

3.4. Produtos gerados no processo de beneficiamento de minério de ferro

O mercado de minério de ferro possui um portfólio de produtos bastante diversificado em relação às qualidades químicas e granulométricas comercializadas. Na mineração cada produto é classificado em função do tipo de tratamento e forma de beneficiamento. De modo análogo, na siderurgia o minério é classificado de acordo com a granulometria e qualidade química mais apropriada aos processos siderúrgicos.

O minério de ferro brasileiro possui vantagens em relação ao minério de outros países, pelo fato de possuir altos teores de ferro e baixos teores de elementos contaminantes (sílica, alumina, fósforo, entre outros). Isto facilita os processos siderúrgicos, gerando menores volumes de escória, aumento da produtividade e maiores teores de ferro nos processos de redução de ferro em alto-fornos e, conseqüentemente, redução do consumo de insumos.

O processo produtivo da mineração até o aço pode ser genericamente representado segundo o seguinte modelo proposto (Figura 3.13):

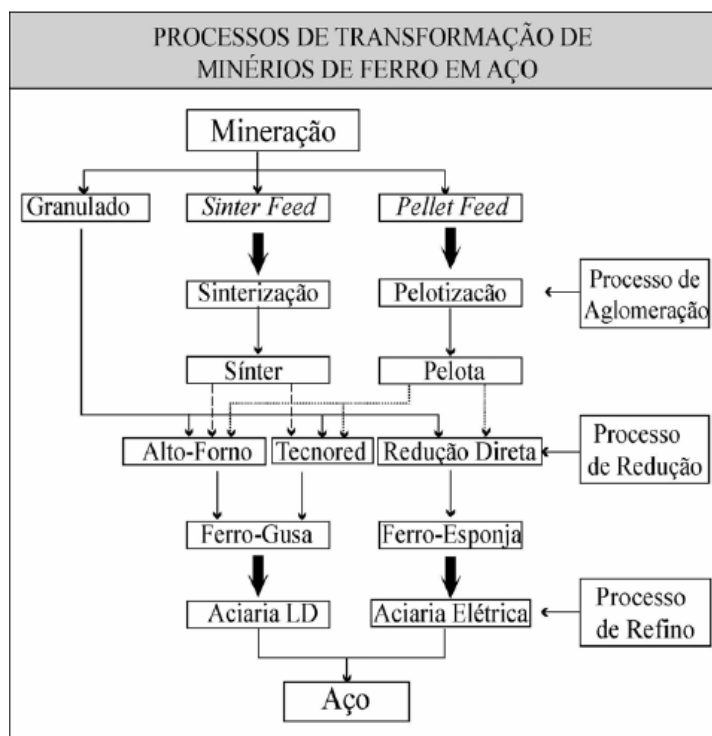


Figura 3.13. Fluxograma genérico da produção do aço (Zavaglia, 1995; apud Takehara, 2004).

Conforme descrito por Takehara (2004), o minério de ferro gerado na usina de beneficiamento pode ser dividido em três grandes grupos: Granulados (Bitolados), *Sinter Feed* (Finos) e *Pellet Feed*. As respectivas características são descritas a seguir:

1. Granulados: Sua granulometria é compreendida entre 200 mm e 12,5 mm. O processo de beneficiamento é constituído basicamente por britagem e peneiramento. Operações de concentração não são necessárias, devido ao minério nesta fração já possuir qualidade química adequada à comercialização. Os granulados possuem as seguintes subdivisões (Takehara, 2004):

✓ *Pebble*: A granulometria está no intervalo de 12,5 mm a 75 mm, entretanto observa-se ainda alguma presença da fração +12,5 mm. O produto é enviado diretamente ao alto-forno.

✓ *Gravel*: A granulometria está no intervalo de 12,5 mm a 75 mm. A diferença se comparado com o *Pebble* é que o *Gravel* permite maior tolerância de finos (-12,5 mm).

✓ *Rubble*: Granulometria situada entre 38,0 mm e 50,0 mm. Quando este produto é gerado nas usinas de beneficiamento, é em seguida enviado diretamente à siderurgia e reduzido em alto-forno.

✓ *Pellet Ore* ou *Natural Pellet*: Possui uma granulometria mais distribuída com partículas finas. A maior quantidade de massa está acima de 31,0 mm, no entanto é admitido até 10% na fração -6,0 mm. As operações que são alimentadas por este tipo de material são os alto-fornos a coque, alto-fornos a carvão vegetal e fornos de redução direta.

2. *Sinter Feed*: O *Sinter Feed* ou Finos, como é conceituado na siderurgia, possui granulometria compreendida entre 12,5 mm e 0,15 mm, podendo ocorrer incorporação da fração -0,15 mm em patamares de até 50,0% em algumas usinas.

Com a diminuição dos teores de ferro global nas jazidas em todo o mundo, as etapas de concentração se tornaram fundamentais para a recuperação da fração “fina”. Desta forma, as operações de beneficiamento mais adequadas para a geração de *sinter feed* com qualidade são principalmente a Jigagem e a concentração magnética. A Jigagem está associada à concentração do *sinter feed* “grosso” (+1,0 mm e -12,0 mm), enquanto a Concentração magnética é mais aplicada à fração +0,15 mm e -1,0 mm (*sinter feed* fino ou *pellet feed coarse*, dependendo da participação da fração -0,15mm).

O produto gerado nas usinas é geralmente destinado à usina de sinterização. Observam-se algumas exceções de utilização de *sinter feed* fino (*pellet feed coarse*) na pelotização.

3. *Pellet Feed*: Produto abaixo de 0,15 mm. Também é denominado de “superfinos” e é destinado exclusivamente ao processo de pelotização. A operação de concentração utilizada é normalmente a flotação e, em casos especiais, até concentradores em espirais. Na prática, pode-se observar que o tamanho limite inferior é de 10 µm, conceituado como “lamas”. Esta fração é descartada através do processo de deslamagem em praticamente todas as usinas de beneficiamento de minério de ferro. Embora isto ocorra, vários desenvolvimentos na área mínero-metalúrgica tem sido propostos com o objetivo de se concentrar minerais de ferro contidos nas lamias industriais e incorporá-los ao *Pellet Feed*. Para que isto seja possível deve-se manter atento sobre alguns

parâmetros neste novo produto, tais como a área superficial específica e, principalmente, o teor de ferro.

Em suma, conclui-se, portanto, que para utilização de “finos” e “ultrafinos” na siderurgia, deve-se inicialmente passar por processos de aglomeração. Uma vez aglomerados, o *sinter* (originado do *sinter feed*), e o *pellet* (originado do *pellet feed*) estarão finalmente adequados para se tornarem alimentação dos processos siderúrgicos: Alto-Forno, TecnoRed e Redução Direta.

Os granulados ou bitolados são produtos naturalmente adequados quanto à sua qualidade química para alimentarem diretamente os processos de redução, não necessitando de concentração. É necessária apenas a adequação da granulometria. De modo geral o processo é a seco, pois as operações se constituem apenas de britadores e peneiras. Estes fatores explicam os baixos custos de produção e redução no impacto ambiental, nas plantas produtoras de produtos nesta especificação.

3.5. Mina de Brucutu

A mina de Brucutu, pertencente ao complexo Minas Centrais (que conta ainda com as minas de Gongo Soco e Água Limpa), é a maior mina da Vale em operação no estado de Minas Gerais, e uma das maiores minas de ferro do Brasil.

O projeto de expansão da mina, que anteriormente era lavrada pela mineração Socoimex Ltda, iniciou-se em 2004, ano em que novos estudos de pesquisa de reserva, e a elaboração de uma instalação de beneficiamento, geraram a expectativa de tornar Brucutu um complexo minerador de ferro com tamanho e capacidade de produção entre os maiores do mundo.

A partir de um investimento próximo de US\$ 1,1 bilhão, foi realizado o *start-up* da instalação de beneficiamento em outubro de 2006.

O planejamento produtivo ao longo dos anos pode ser delimitado por dois projetos de expansão e basicamente dividido em três fases distintas. Na primeira fase, com o início da operação das quatro linhas existentes, a capacidade produtiva da planta era de 24Mta, a partir de uma movimentação de ROM igual a 30Mta. Com a primeira expansão da

Usina, no ano de 2010, na qual ocorre o acréscimo de mais uma linha produtiva, atinge-se em torno de 26Mta de capacidade para uma massa de ROM de 37,5Mta. Finalmente em 2015, espera-se produzir aproximadamente 29Mta, considerando o aporte do projeto de repotenciamento da quinta linha de produção. Para este volume de produção será necessário movimentação de ROM em torno de 47,5Mta.

3.5.1. Localização da mina

A mina de Brucutu está localizada na cidade de São Gonçalo do Rio Abaixo, numa região conhecida como Serra do Machado (Figura 3.14). Está distante 101km a leste de Belo Horizonte, capital de Minas Gerais, a nordeste no Quadrilátero Ferrífero. Sua jazida ocupa uma área aproximada de 8km².



Figura 3.14. Foto aérea da mina de Brucutu localizada na Serra do Machado (Arquivo particular do autor, 2006).

3.5.2. Instalação de Beneficiamento

A instalação de Beneficiamento de Brucutu pode ser simplificada em duas etapas principais: Planta de Britagem – Processo a Seco e Planta de Concentração – Processo a Úmido.

O Processo a Seco é representado pela planta de Britagem, que constitui a primeira etapa do processo. O minério proveniente da mina (ROM, do inglês *run of mine*) tem a opção de alimentar duas linhas de britagem primária – britador giratório e/ou britador de mandíbula. A alimentação pode ser realizada simultaneamente entre as duas linhas de britagem ou em separado.

Quando a alimentação é realizada pelo britador giratório, o produto britado é direcionado à grelha de escalpe que divide o material em dois produtos. O *oversize* alimenta a britagem secundária (britadores cônicos), e em seguida seu produto é incorporado ao *undersize* da grelha. Logo, seguem para alimentar o peneiramento secundário. O *oversize* do peneiramento secundário é carga circulante e alimenta a britagem terciária (britadores cônicos). O produto britado retorna à alimentação do peneiramento, cujo *undersize* é encaminhado para o pátio de homogeneização. O peneiramento é realizado em 19mm ou 25mm, dependendo das condições de umidade e questões operacionais.

O britador de mandíbula tem a função de absorver aquelas tipologias que apresentam maiores umidades. Como exemplo, podem-se citar algumas tipologias que contêm minerais tipicamente hidratados, como é o caso dos Itabiritos *Goethíticos* e da *Canga*. Nesta linha, é feito, inicialmente, um escalpe do ROM por uma grelha, cujo material retido alimenta o britador primário. O *undersize* da grelha e o produto da britagem primária alimentam outra etapa de peneiramento (peneira banana). O *oversize* é fragmentado pelo britador secundário (britador cônico) e incorporado ao *undersize* proveniente desta peneira banana. Este material é, portanto, incluído à alimentação do peneiramento secundário, que finalmente recebe os fluxos das duas linhas de britagem, fechando o circuito.

A planta de concentração tem o papel de processar as pilhas formadas no pátio de homogeneização, cujo minério ainda não apresenta qualidades granulométricas e químicas para ser comercializado.

Após o processamento são produzidos quatro produtos:

SF1 – *Sinter Feed* concentrado da jigagem.

SF4 – *Sinter Feed* concentrado da concentração magnética de média intensidade.

SF3 – *Sinter Feed* concentrado da concentração magnética de alta intensidade.

PF – *Pellet Feed* concentrado da flotação.

Os três produtos (SF1, SF4 e SF3), compõe o *sinter feed* final de Brucutu, denominado de SFBR.

3.5.2.1. Processo a úmido – etapas de concentração, peneiramento, classificação e separação sólido-líquido

O processo a úmido é constituído basicamente por operações de peneiramento, classificação, concentração, separação sólido-líquido, empilhamento do produto concentrado e descarte de rejeitos.

• Pátio de Homogeneização

O produto da britagem é empilhado no pátio de homogeneização em distintas pilhas, pelo método *chevron*. Esta etapa tem duas funções principais: homogeneização do material e regulagem dos regimes operacionais entre as plantas de britagem e de concentração.

No pátio de homogeneização também existe uma torre de amostragem, pela qual amostras são coletadas periodicamente e enviadas ao laboratório físico e químico. No laboratório é realizada análise das qualidades granulométricas e químicas, tendo assim o controle do material que alimentará a planta de concentração.

• Peneiramento a úmido e britagem quaternária

O peneiramento a úmido é constituído de 16 peneiras de 2 deques, sendo que o primeiro deque tem a função de realizar um corte em 8,0mm, enquanto o segundo deck, corte em 1,0mm. A alimentação total é composta do material retomado nas pilhas do pátio de homogeneização, e da carga circulante (produto da britagem quaternária).

O *oversize* do primeiro deck (+8,0mm) é, portanto, direcionado à britagem quaternária, cujo produto britado retorna novamente para a alimentação. A fração intermediária (-8,0 +1,0mm) gera o *sinter feed* natural (SFNA), que alimenta o prédio da jigagem. O *undersize* (-1,0mm) do segundo deck segue, finalmente, à operação de classificação em 0,15mm.

• Jigagem e Moagem

O *sinter feed* natural (SFNA), conforme citado no item anterior, alimenta a jigagem. Esta operação é separada atualmente em três linhas, contendo 6 jagues cada uma. O concentrado, depois de desaguado, é blendado no *sinter feed* final de Brucutu (SFBR). O rejeito, após desaguamento, alimenta a etapa de moagem.

O moinho tem a função de reduzir o tamanho das partículas do rejeito da jigagem, buscando-se atingir o grau de liberação necessário para a concentração dos minerais de ferro. O produto moído é direcionado às etapas de deslamagem e flotação.

• Classificação em 0,15mm

A operação de classificação em 0,15mm é composta de uma primeira etapa de hidrociclonação, constituída de 5 baterias de 6 hidrociclones de 660,4mm (26”), cada um. A segunda etapa é o peneiramento de alta frequência, que contém 6 unidades de peneiras em cada linha de operação, totalizando-se 30 peneiras.

A fração -1,0mm gerada no peneiramento a úmido é bombeada para a bateria de hidrocilones. O *overflow* segue para a alimentação da Deslamagem e o *underflow* passa por uma nova etapa de classificação alimentando o peneiramento de alta frequência. O *undersize* incorpora-se à alimentação da deslamagem e o *oversize* (fração -1,0mm +0,15mm) segue para as operações de concentração magnética.

Neste processo os finos gerados devem ser controlados predominantemente em tamanho abaixo de 0,15mm.

- **Concentração Magnética**

Após a etapa de classificação em 0,15mm, o *oversize* do peneiramento de alta frequência é direcionado à concentração magnética de média intensidade. Esta etapa é efetuada através de concentradores magnéticos de tambor, conhecidos como WRDE – *Wet rare earth drum*, ou concentrador magnético de terras raras tipo tambor.

O WRDE opera constantemente em campos de 6.000 gauss, aproximadamente. Sua principal função é a de concentrar os minerais com características ferromagnéticas. No caso de Brucutu o mineral predominante é a magnetita, também presente como magnetita relictual, ou “massa magnética” (Queiroz, 2008), quando está associada com outros minerais. O concentrado produzido é o “SF4”, que é blendado no SFBR – *sinter feed* Brucutu.

O rejeito originado no WRDE (material paramagnético) é direcionado à etapa de peneiramento de proteção. Estas peneiras têm a função de proteger a concentração magnética de alta intensidade (próxima operação unitária), da presença de partículas maiores que 1,0mm. Este tamanho de partícula pode causar entupimentos nas placas contidas nestes equipamentos de concentração. O *oversize* do peneiramento de proteção é encaminhado para o moinho. Também tem a flexibilidade de ser empilhado diretamente no pátio de produto.

O *undersize* do peneiramento de proteção alimenta, portanto, a concentração magnética de alta intensidade. Esta operação opera com equipamentos conhecidos como WHIMS – *Wet high intensity magnetic separator*. São equipamentos do tipo “carrossel”, devido à presença de dois rotores (dispostos horizontalmente, um sobre o outro), que operam em sistema de rotação a partir de um eixo central (Figura 3.15). Os campos magnéticos empregados podem variar entre 9000 a 14000 gauss.



Figura 3.15. WHIMS de Brucutu (Arquivo particular do autor, 2008).

A operação é realizada em dois estágios: *rougher* e *cleaner*. O concentrado *rougher* alimenta o estágio *cleaner*, e o concentrado deste segundo estágio é produto final, denominado de SF3. Este produto é incorporado ao SFBR – *sinter feed* final de Brucutu. Os rejeitos dos dois estágios são igualmente direcionados à barragem de rejeitos.

Cabe ressaltar que tanto o concentrado, quanto o rejeito produzidos são adensados em baterias de hidrociclones de adensamento. O concentrado, antes de ser transportado por correias, é exclusivamente filtrado em filtros de esteira, gerando uma torta com aproximadamente 10% de umidade e um filtrado que é recuperado para planta de concentração.

• Deslamagem e flotação

Os finos gerados ao longo do processo são direcionados inicialmente para a operação de Deslamagem. Esta operação é constituída de dois estágios. O primeiro estágio contém cinco baterias de hidrociclones de 508mm (20"). O *overflow* gerado neste estágio alimenta outras cinco baterias de hidrociclones de 254mm (10"). O *underflow* gerado em ambos os estágios constitui o material que alimentará a flotação. O *overflow* dos hidrociclones de 254mm (10") é direcionado por gravidade para o espessador de lamas. Este fluxo é descartado do processo por possuir basicamente partículas abaixo do tamanho de 10 μ m. Este tipo de partícula representa material deletério para a flotação, pois sua alta área específica, bem como a presença de determinados minerais

contaminantes característicos nesta fração, podem alterar as propriedades de superfícies e diminuir significativamente a seletividade do processo.

Antes de ser alimentado na flotação, o *underflow* da deslamagem passa por tanques condicionadores, onde a solução de amido de milho é adicionada. Esta etapa tem a função de promover o contato das partículas de minerais de ferro com o reagente, mediante um determinado tempo de residência.

A flotação é finalmente alimentada pelo material previamente condicionado com amido. A operação é dividida em alguns estágios: *rougher*, *cleaner*, *re-cleaner*, *scavenger I* e *scavenger II* (ou *cleaner do scavenger I*). A amina, coletor das partículas de ganga (principalmente Quartzo), é dosada no estágio *rougher*. A regulagem do valor de pH (dosagem de NaOH – soda cáustica e CO₂), também é realizada neste mesmo estágio. O processo é realizado conforme se segue:

O primeiro estágio de concentração *rougher* recebe a alimentação total, com teores pobres em ferro. O concentrado (afundado), é direcionado por gravidade ao estágio *cleaner*, enquanto o rejeito (flotado) segue para a alimentação do estágio *scavenger I*. O concentrado *cleaner* segue da mesma maneira, alimentando o estágio *re-cleaner*, cuja massa deprimida é o concentrado final, denominado comercialmente de *Pellet Feed – PF*. Os rejeitos gerados nos estágios *cleaner* e *re-cleaner* compõem a carga circulante, retornando à alimentação do estágio *rougher*.

O *scavenger I* tem a função de recuperar aquelas partículas com teores pobres em ferro. O concentrado é, portanto, bombeado às células do estágio *scavenger II*, e os rejeitos gerados nestas duas etapas são rejeito final. O concentrado do *scavenger II* é direcionado a um peneiramento de alta frequência, no qual as partículas acima de 0,15mm, basicamente constituídas de quartzo, são também descartadas como rejeito final. O *underflow* deste peneiramento incorpora-se novamente à alimentação total do circuito.

O processo de separação sólido-líquido é composto inicialmente por dois espessadores de concentrado, cujo *underflow* alimenta tanques que bombeiam a polpa para a etapa de filtragem, constituídas por filtros verticais de discos. A torta gerada, com umidade em

torno de 10%, é o *Pellet Final Brucutu* – PFBR. O produto é, finalmente, empilhado no pátio de produtos do complexo, por onde, em seguida, é embarcado em paralelo ao *Sinter Feed Brucutu* – SFBR.

Vale ressaltar que toda água recuperada nos processos de separação sólido-líquido é retornada à planta de concentração.

• **Espessamento de Lamas e Barragem de Rejeitos**

O espessador de lammas de Brucutu tem a função de sedimentar as lammas provenientes do *overflow* do segundo estágio de deslamagem, recuperando parte da água contida neste fluxo. A alimentação é realizada por gravidade e o material é direcionado no poço situado no centro do Espessador, cujo diâmetro é igual a 100m. Floculante é adicionado na calha de alimentação. Este reagente tem o papel de gerar “flóculos” entre as partículas o que aumenta a velocidade de sedimentação. A viscosidade do material afundado (*underflow*) também é alterada em função da quantidade e qualidade de floculante dosado.

O *underflow* é retirado com aproximadamente 30% de sólidos e possui teor de ferro em torno de 46%. Em seguida é bombeado para a caixa de rejeito total.

Todo o rejeito gerado na usina de concentração (rejeito da concentração magnética, rejeito da flotação e lammas – *underflow* do espessador de lammas) é bombeado através de três conjuntos de bombas em série para a barragem de rejeitos, denominada de Barragem Sul. Nova barragem de rejeitos será projetada para absorver o volume futuro, e será denominada “Barragem norte”.

3.6. Tópico sobre recuperação de minerais de ferro ultrafino

A recuperação mássica dos processos de concentração está diretamente relacionada aos teores de ferro que alimentam as usinas de beneficiamento. Deste modo, a tendência de empobrecimento das jazidas de minério de ferro tem sinalizado para a diminuição nas recuperações mássicas, o que acarretaria um decréscimo proporcional nas produtividades das plantas de beneficiamento. Como forma de se prevenir a diminuição gradativa da produção de minério de ferro, Rocha (2008) observa que as tecnologias

têm constantemente evoluído, acarretando o surgimento de novos processos de concentração. Em paralelo, ressalta-se o descobrimento de novos depósitos minerais e investimentos em novas usinas.

No passado, até ainda em tempos presentes, muitos minerais de potencial valor econômico foram e ainda são descartados para as barragens de rejeito. No entanto, no beneficiamento de minérios é sabido ser impossível atingir-se a eficiência máxima de separação entre os minerais úteis e os de ganga. Perdas significativas sempre podem ocorrer nas condições dos processos atuais.

Segundo Santos (2003), as empresas de mineração estão determinadas em estudar alternativas para a redução do volume de rejeitos descartados para as barragens. A forma mais direta seria recuperando aqueles minerais-minério que naturalmente seguem para o rejeito, e os integrando como parte do produto concentrado da planta. Além de aumentar a recuperação mássica, haveria a maximização das jazidas, sem contar com todos os ganhos de ordem ambiental, que a diminuição da quantidade de rejeito gerada ocasionaria.

Se por um lado o surgimento de minérios de baixo teor tem motivado o desenvolvimento de novas tecnologias de concentração, a elevada perda para rejeito de minerais úteis nas partições mais finas (ultrafinos e colóides) também tem se tornado alvo de intensos estudos e investigações.

A presença de lamas, como são conhecidas todas as partículas minerais abaixo de 10 μ m, tem demonstrado efeitos deletérios em diversos processos de concentração. Na concentração gravítica, mais especificamente na operação em concentradores em espirais, sua ocorrência pode elevar as perdas de minerais úteis para o rejeito, bem como comprometer a qualidade do concentrado. Na concentração magnética, são facilmente guiadas para o rejeito através de arraste hidráulico, reduzindo-se a recuperação metalúrgica.

Entre todas as operações, aquela que mais sofre os efeitos nocivos das lamas é sem dúvida a flotação. Muitos estudiosos, como é o caso de Peres (2010) afirmam que a perda de seletividade no processo de flotação se deve, principalmente, ao fenômeno

conhecido como *slimes coating*, ou recobrimento por lamelas. Para explicar este fenômeno, Peres (2010) descreve que partículas de lamelas são aderidas a outras partículas, modificando suas características de superfície. Isto se deve à atuação de forças intermoleculares de longo alcance, similares às forças que ocorrem na interação partícula / bolha (Mapa, 2006).

Alguns motivos que podem explicar a influência dessas forças intermoleculares estão associados diretamente à granulometria do sistema mineral. Turrer (2004) propõe um modelo (Figura 3.16) que correlaciona o tamanho da partícula com a área superficial específica. Esta tendência é inversa, logo quanto menor o tamanho da partícula exponencialmente maior a área superficial específica.

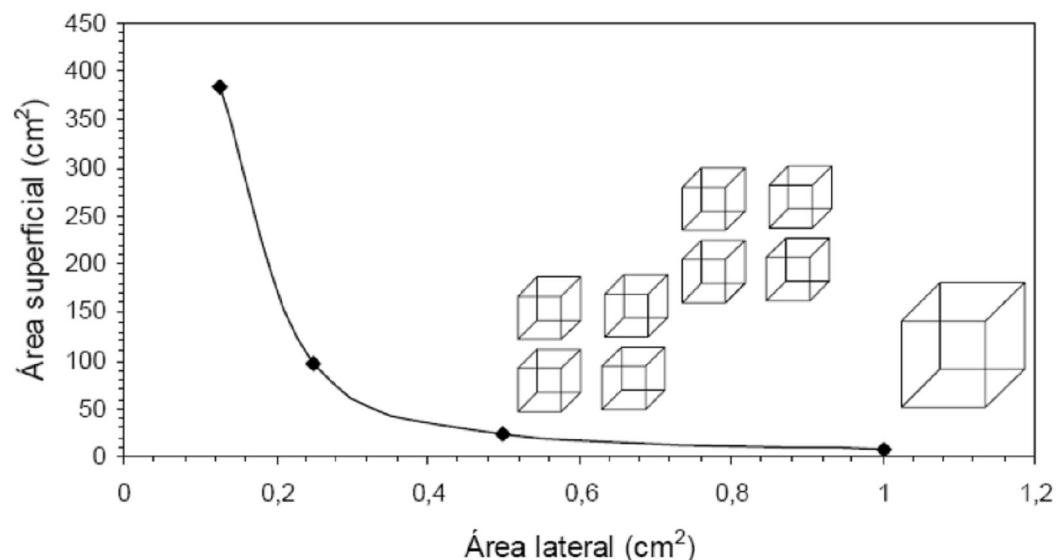


Figura 3.16. Relação entre o tamanho de partícula e a área superficial específica do sistema mineral (Turrer, 2004).

Na publicação de Klassen e Mokrousov (1963) é esquematizada a relação das principais características de ultrafinos e seus efeitos prováveis na flotação (Tabela 3.13).

Tabela 3.13. Características específicas de ultrafinos e seus efeitos prováveis na flotação (Adaptado de Klassen e Mokrousov, 1963)

Partículas muito finas	
Característica específica	Principais efeitos
Massas pequenas	Pequena probabilidade de colisão com as bolhas Seguem o fluxo da polpa
Altas superfícies específicas	Adsorção de grande quantidade de reagentes Altas taxas de dissolução em água Recobrimento de grandes áreas de outras partículas
Alta reatividade superficial	Interações não específicas com os reagentes Aumento de hidratação Aumento da solubilidade Altas taxas na reação de superfície

Sivamohan (1990) cita principalmente os efeitos causados pelas massas pequenas e altas superfícies específicas (Tabela 3.14).

Tabela 3.14 - Características específicas de ultrafinos e seus efeitos prováveis na flotação (Adaptado de Sivamohan, 1990)

Partículas muito finas	
Característica específica	Principais efeitos
Massas pequenas	Baixo momento de inércia da partícula. Heterocoagulação. Adesão de partículas na espuma (arraste). Baixa probabilidade de colisão partícula / bolha. Dificuldade em romper a barreira energética entre partícula/partícula e partícula/bolha.
Altas superfícies específicas	Alta taxa de dissolução na água. Grande adsorção de reagentes. Rigidez da espuma. Alta viscosidade da polpa. Indesejável recobrimento de partículas ultrafinas de ganga nos minerais úteis.

Destaca-se também, nas citações de Capponi *et al.* (2005), a influência adversa na cinética de flotação de sulfetos metálicos. Além de algumas causas e efeitos supracitados, é observada também a excessiva rigidez na espuma, que contribui para uma menor recuperação e aumento de consumo de reagentes.

Segundo Rocha (2008), todos estes efeitos se manifestam de forma gradativa e contínua com o afinamento da partícula. Assim, quanto menor o tamanho das partículas, mais fortes são estes efeitos. Logo, devem-se aplicar maiores dosagens de coletores, no caso da flotação direta (sulfetos), e maiores dosagens de depressores quando a flotação for reversa (minério de ferro). Também maiores tempos de residência e outras variáveis devem ser empregados para cada faixa de tamanho.

Pease *et al.* (2005) evidenciam a importância de se trabalhar em condições especiais, para cada faixa de distribuição granulométrica, como forma de se atingir maiores recuperações metalúrgicas (Figura 3.17).

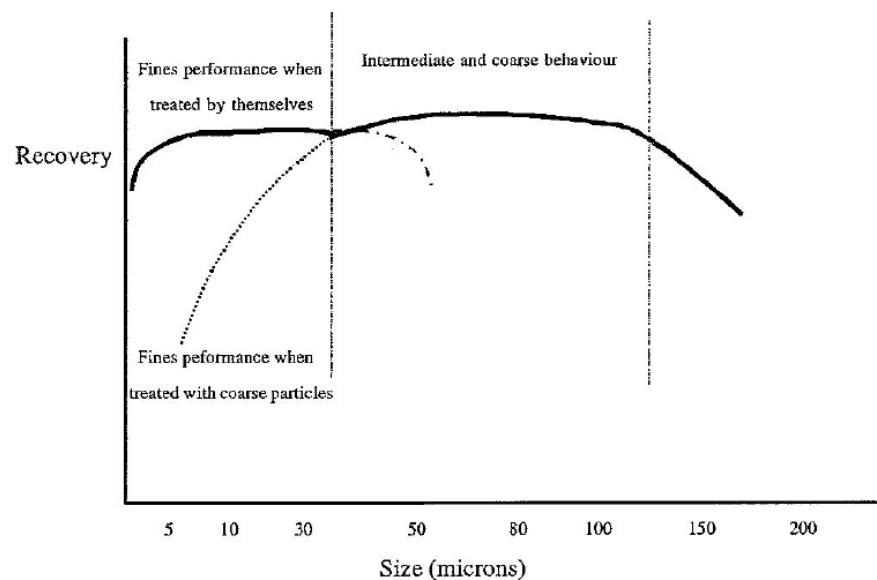


Figura 3.17. Variação da recuperação metalúrgica no tratamento de partículas ultrafinas separadas ou em conjunto com partículas grossas (Pease et al., 2005).

A conclusão que se pode tirar desse trabalho é que partículas ultrafinas respondem diferentemente ao processo de minérios tradicional. Isto é, devem ser tratadas, separadamente de partículas de tamanhos maiores (superfinos, finos, entre outras), e/ou sob determinadas condições especiais.

Alguns exemplos reais corroboram a afirmação acima. Podem ser citados os casos das minas de Mac Arthur River (Xtrata) e Mt Isa, que produzem material com P80 abaixo de $12\mu\text{m}$ em seus processos de moagem. O intuito em se atingir este tamanho está

associado à liberação ideal entre os grãos das partículas. O produto da moagem alimenta o circuito de flotação, o qual atinge recuperações metalúrgicas acima de 80% em ambos os casos (Rocha, 2008).

Tecnologias existentes empregadas na indústria de mineração, por vezes, são suficientes para se obter sucesso nos processos de concentração de ultrafinos. Pease *et al.*, (2005) abordam que tanto colunas de flotação, células *Jameson* e mesmo células convencionais são capazes de gerar boa seletividade na concentração. Basta obedecer a certos critérios, tais como: tempo de residência adequado, dimensões e capacidade ideal dos equipamentos, utilização de água de lavagem (no caso da flotação em colunas), bem como o conhecimento e o domínio do controle das principais variáveis operacionais (dosagem de reagentes, taxas de alimentação, nível de espuma, entre outros).

Rocha (2008), em seu trabalho com as lamas finais da Mineração Casa de Pedra da empresa Companhia Siderúrgica Nacional – CSN investigou a possibilidade de se retirar um concentrado rico em ferro deste fluxo de rejeito. O processo de concentração testado foi a flotação catiônica reversa em colunas, cujo experimento resultou em ótimos teores no concentrado. O teste que se obteve melhor resultado foi aquele cujas dosagens de reagentes se mantiveram em 1.000g/t de amido e 30g/t de amina, ou seja, dosagens bem superiores à prática convencional da flotação reversa de minério de ferro. Os teores de sílica ficaram abaixo de 1,0% e os teores de ferro próximos de 68,0%, atendendo a especificação de *pellet feed* para redução direta. O processo também teve boa seletividade, evidenciado pelo baixo teor de ferro no rejeito da ordem de 12,0%.

Vale ressaltar que o circuito de processo proposto por Rocha (2008) possui um estágio de deslamagem previamente à flotação. Como a alimentação inicial trata-se de uma amostra com grande quantidade de ultrafinos ($d_{50} = 2,8\mu\text{m}$ e $d_{90} = 12,2\mu\text{m}$), evidentemente poderia se esperar partições relativamente baixas para *underflow*. Estas partições foram da ordem de 30%, enquanto a recuperação mássica da flotação chegou a patamares de 60%. A recuperação mássica total do circuito foi, portanto próxima de 20,0%, e mesmo com este valor relativamente baixo, foi avaliada a viabilidade de implantação do projeto, pela grande massa anual produzida de *pellet feed*.

De forma semelhante, Oliveira (2006) também investigou o desempenho da concentração das lamas geradas no *underflow* do Espessador de Lamas de Conceição – Itabira. Através da Tabela 3.15 nota-se que a granulometria do material estudado possui uma distribuição mais grossa se comparada ao conceito de partículas ultrafinas (partículas menores do que 10 μm). Neste caso o d_{80} é próximo de 30 μm e o teor de ferro é igual a 42,03%, de acordo com a análise química global.

Tabela 3.15. Distribuição granulométrica e química por faixa do *underflow* do Espessador de Lamas da Usina de Conceição – Itabira (Oliveira, 2006)

Malha μm	%retido simples	%retido acumulado	Composição Química (%)					
			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
Global analisada	-	-	42,03	27,61	0,069	7,09	0,810	3,91
Global calculada	-	-	40,85	28,98	0,067	6,90	0,737	4,07
106	1,82	1,82	8,68	86,54	0,008	0,96	0,083	0,68
75	3,53	5,35	11,70	82,54	0,008	0,92	0,084	0,69
45	7,70	13,05	16,56	75,07	0,009	1,17	0,115	0,79
- 45 analisado	-	-	46,31	19,87	0,083	7,96	0,913	4,38
- 45 calculado	-	-	44,86	21,52	0,076	7,77	0,833	4,57
32	5,81	18,86	39,77	41,80	0,012	0,34	0,059	0,69
23	8,71	27,57	52,88	20,80	0,014	0,92	0,140	0,82
20	19,71	47,28	51,89	20,41	0,023	1,62	0,216	1,14
12	14,67	61,95	56,55	12,91	0,037	2,98	0,349	2,00
9	7,32	69,27	50,99	16,80	0,050	5,43	0,493	3,12
-9	30,73	100,00	32,00	23,84	0,164	17,91	1,883	10,13

Oliveira (2006) propôs testes em duas rotas distintas. A primeira envolveu Concentração magnética operando-se nos estágios *rougher* e *cleaner*, com o auxílio do equipamento *Ferrous Wheel* da INBRÁS-ERIEZ. E a segunda rota abrangeu etapas de Deslamagem e, em seguida, flotação nos estágios *rougher* e *cleaner*. Foram realizados testes de bancada e piloto. Os primeiros testes com concentração magnética não foram satisfatórios, pois não foram alcançados teores de sílica no concentrado abaixo de 1,75%. A recuperação mássica também foi baixa, em torno de 15%, além de outros inconvenientes operacionais. Por outro lado, partindo-se para a flotação, atingiu-se qualidade química e recuperação mássica conforme a premissa do trabalho, ou seja, abaixo de 1,0% de SiO₂ no concentrado. Os testes que resultaram nos melhores resultados foram aqueles nos quais se empregaram dosagens de amido em 800g/t e

1.000g/t, amina em 30g/t e 40% de sólidos na alimentação, bem como pH na faixa de 10,50. Observou-se que, com o rejeito *cleaner* direcionado como carga circulante, há o potencial de se aumentar a recuperação mássica sem comprometimento da qualidade química do concentrado.

Os efeitos da mineralogia também são investigados por Oliveira (2006). Através da análise mineralógica por faixa, verificou-se na amostra de alimentação que o quartzo está bastante presente nas frações acima de 9,0 μ m, principalmente na fração acima de 23 μ m, e este é o principal contaminante desta faixa. Em tamanhos menores do que 9,0 μ m é grande a participação de caolinita (40%), muscovita (8,0%) e goethita (9,0%), principais minerais portadores de Al₂O₃, P e MgO. A sílica (SiO₂) nesta faixa está em 70% aproximadamente associada ao mineral de caolinita.

A influência das lamas também é investigada na flotação de minério de zinco calamínico. Martins (2007), em busca de maiores recuperações e melhores teores de zinco na usina de beneficiamento de Vazante, realizou diversos experimentos de flotação sem deslamagem prévia da alimentação. Os testes compreenderam basicamente: estudos de dispersão, experimentos de flotação em bancada, ensaios em escala piloto e teste industrial de flotação. Martins (2007) cita o trabalho de Pereira (2004) que concluiu que a faixa ideal de pH, para se alcançar maiores graus de dispersão no minério de Vazante, se situa entre 8,5 e 12,0, conforme Figura 3.18.

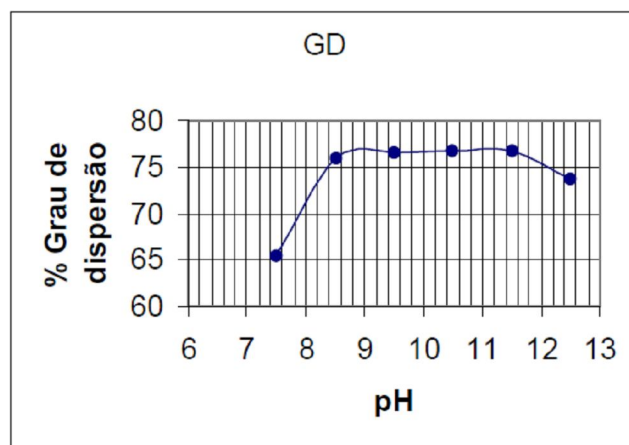


Figura 3.18 – Grau de dispersão das lamas de minério calamínico em função exclusiva do pH (Pereira 2004).

A combinação de dosagens de sulfeto de sódio e dispersante, bem como o aumento da dosagem de silicato de sódio, é preponderante ao alcance de maiores recuperações metalúrgicas, em escala laboratorial. Nos testes piloto, sem deslamagem prévia, dosagens de sulfeto de sódio de 6.800g/t e a combinação de dispersante polimérico orgânico com silicato de sódio de 6.992g/t, foi atingido teor no concentrado final de zinco de 38,40%, ficando a recuperação metalúrgica numa média de 72,40%. Isto confirma os resultados favoráveis nos testes em escala de bancada. Para a mesma condição testada industrialmente, os resultados foram ainda melhores. A recuperação metalúrgica de zinco se elevou para patamares de 76,09%, sem comprometimento da qualidade do concentrado, obtendo-se um teor de zinco próximo de 37,30%. A partir desses resultados industriais, Martins (2007) pôde concluir que a recuperação de zinco na flotação foi aumentada em 14,0%, em comparação aos valores médios obtidos na prática industrial com deslamagem prévia.

Uma tendência atual das usinas de concentração é a de separar e tratar a alimentação da flotação em faixas granulométricas distintas. Segundo Lima (2010), o tratamento da alimentação da flotação em faixas de tamanho previamente separadas, uma acima de 45 μ m e a outra abaixo de 45 μ m (após deslamagem), pode gerar um ganho de recuperação metalúrgica em até 3,0%. Em seu trabalho, Lima (2010) considerou como variáveis principais a dosagem de reagentes, pH da polpa, rotação durante o condicionamento, porcentagem de sólidos e tempo de residência em todos os estágios (*rougher*, *cleaner* e *scavenger*). Todas estas variáveis causaram diferentes comportamentos entre cada fração estudada, e inclusive na fração -0,15mm global. Lima (2010) obteve os seguintes resultados e conclusões mais relevantes:

- O aumento da dosagem de amido foi uma variável estatisticamente significativa em termos de recuperação metalúrgica, teor de SiO₂ no concentrado e índice de seletividade de Gaudin, tanto na fração -45 μ m, quanto na fração -0,15mm.
- Aumentado-se o pH de 9,5 para 10,7, em escala de bancada, ocorreu também aumento no índice de seletividade de Gaudin e redução no teor de SiO₂ no concentrado das frações +45 μ m e -45 μ m. A fração global -0,15mm se comportou de maneira inversa.

- A dosagem de amina mais adequada para a fração $-45\mu\text{m}$, buscando-se teores de SiO_2 no concentrado próximos de 1,0%, foi de $200\text{g/t}_{\text{SiO}_2}$. Para as frações $+45\mu\text{m}$ e $-0,15\text{mm}$ foram menores, respectivamente: $150\text{g/t}_{\text{SiO}_2}$ e $100\text{g/t}_{\text{SiO}_2}$.
- O aumento da rotação durante o condicionamento foi prejudicial para a qualidade do concentrado em ambas as frações ($+45\mu\text{m}$ e $-45\mu\text{m}$).
- Os testes piloto evidenciaram ganhos de recuperação metalúrgica na ordem de 3,0%, ao se tratar em separado as frações mencionadas. No entanto, o trabalho também mostrou que se deve aumentar a dosagem de amina de $100\text{g/t}_{\text{SiO}_2}$ para $200\text{g/t}_{\text{SiO}_2}$, comparando-se com a fração $-0,15\text{mm}$ global. A porcentagem de sólidos ideal é em torno de 40,0%, contra 50,0% da fração global. E finalmente, quanto aos tempos de residência nos estágios *rougher* e *cleaner*, houve a necessidade de aumento em 15%, enquanto para o estágio *scavenger* houve redução de 22%, para a flotação em separado das frações.
- Em relação ao teor de ferro no rejeito, para a fração grossa foi evidente a possibilidade de se atingir teores próximos a 6,0%, com baixos tempos de residência no estágio *scavenger*. Já para a fração $-45\mu\text{m}$, houve dificuldades de se atingir teor de ferro abaixo de 12,0%, mesmo com baixos tempos de residência nesse mesmo estágio.

Cruz (2010) também demonstrou que as amostras de minério de ferro quando fracionadas apresentam diferentes comportamentos, se comparadas às amostras não fracionadas. Através de planejamento fatorial, um método estatístico de análise de testes, determinaram-se pares de variáveis para cada fator em cada fração estudada e para o experimento de controle, utilizando-se amostra global $-0,150 +0,010\text{mm}$. As frações foram as seguintes em cada fase do estudo:

- Estudo Preliminar: $-0,150 +0,038\text{mm}$ e $-0,038 +0,010\text{mm}$.
- Estudo Final: $-0,150 +0,044\text{mm}$ e $-0,044 +0,010\text{mm}$.

Da mesma forma que Lima (2010), o trabalho de Cruz (2010) também apresenta ganhos em recuperações mássica e metalúrgica na condição do tratamento em separado das

frações -0,150 +0,044mm e -0,044 +0,010mm. Há também diminuição no teor de sílica no concentrado e aumento do índice de seletividade de Gaudin (Tabela 3.16).

TABELA 3.16. Comparativo entre flotação das amostras fracionadas e amostra global (-0,150 +0,010mm) (Cruz, 2010)

Teste Flotação	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metalúrg. (%)	SiO ₂ Conc.	I.S. GAUDIN
-0,150 +0,010mm	47,32	81,94	0,75	23,18
Grossos + Finos	50,93	87,27	0,53	32,64
-0,150 +0,044mm	41,35	88,61	0,69	37,55
-0,044 + 0,010mm	59,48	86,07	0,38	28,27
Ganho	3,61	5,33	-0,22	9,46
Ganho (%)	7,63	6,50	-29,85	40,83

Como se pode perceber, estas diferenças chegam a 7,63% na recuperação mássica e 6,50% na recuperação metalúrgica.

Diferentemente de Lima (2010), o consumo de reagentes nos testes com as amostras fracionadas é menor, conforme evidenciado por Cruz (2010). O consumo de amido é da ordem de 17,0% menor se comparado à melhor condição de teste com a amostra global, enquanto para o consumo de amina esta redução chega a 26,0%.

Outro aspecto observado por Cruz (2010) foi a não necessidade de re-moagem para o concentrado gerado pela fração mais fina (-0,044mm +0,010mm). Este fato, conseqüentemente, gera redução nos custos operacionais desta etapa.

Por outro lado, outros autores, como Miller (1991) e Baker *et al.* (1986), citam o desenvolvimento de novas tecnologias como ferramenta fundamental para o processamento de ultrafinos. A tecnologia ASH (*Air Sparged Hydrocyclone*), empregada na flotação, vem para suprir o problema do baixo momento de inércia dos ultrafinos, que prejudica o rompimento do filme e a estabilidade das bolhas. Seu princípio está baseado na geração de forças centrífugas a partir de equipamentos similares a hidrociclones. A principal função é aumentar a probabilidade de colisão e adesão das partículas hidrofóbicas e finas às bolhas de ar, através do aumento do

momento de inércia das partículas. Outra situação que ocorre é o surgimento de pequenas bolhas de ar nas paredes porosas do centrifugador, provocado principalmente pelo aparecimento de forças de cisalhamento, que surgem devido à alta velocidade do fluxo centrífugo. Esta presença de micro-bolhas também favorece o aumento da taxa de flotação.

O sistema ASH foi empregado com sucesso na flotação de minérios como carvão, cobre e fosfato, segundo Baker et al. (1986) e Miller (1991). Van Deventer *et al.*, (1988), também cita que a flotação de pirita no sistema ASH pode trazer grandes potenciais, além de seu baixo custo de investimento.

A Figura 3.19 ilustra um modelo de flotação ASH.

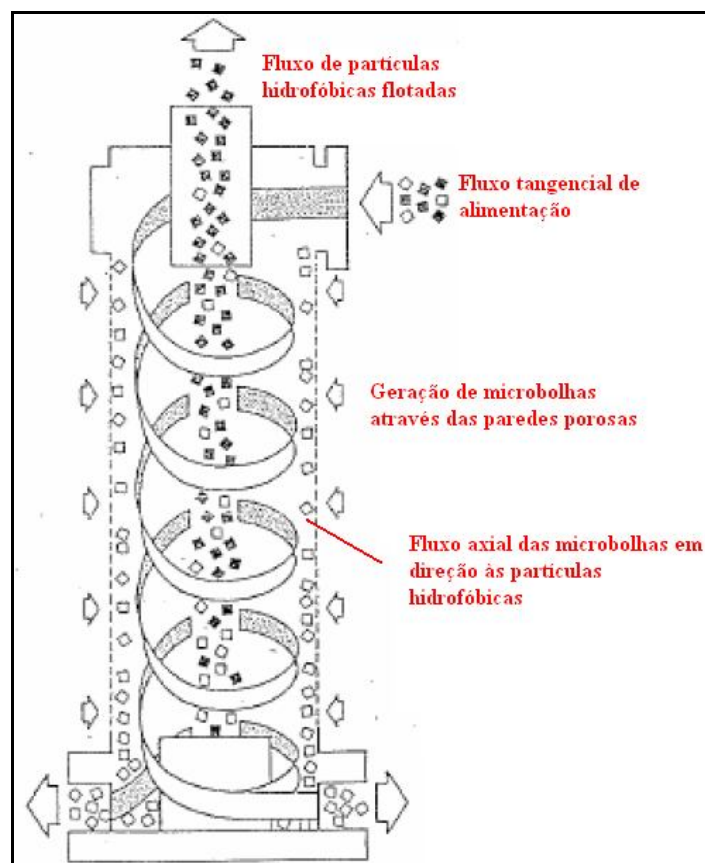


FIGURA 3.19 – Modelo ilustrativo da flotação ASH (Modificado de Baker *et al.*, 1986).

4 METODOLOGIA (MATERIAIS E MÉTODOS)

O presente trabalho foi organizado em três etapas principais e distintas: amostragem, caracterização das amostras e testes de concentração. Na etapa de amostragem foi coletada massa suficiente para a etapa de caracterização, proveniente do *underflow* do espessador de lamelas de Brucutu. Na etapa seguinte realizou-se a caracterização mineralógica e tecnológica da amostra, o que incluiu análise química, análise granulométrica, identificação e quantificação mineralógica das amostras. Para a etapa de testes de concentração foi realizada nova amostragem de grande volume e realizados os testes em escala piloto e de bancada, baseados na interpretação dos resultados da etapa de caracterização. Nesta última etapa, também foi realizada nova caracterização mineralógica e tecnológica do material utilizado, pelo qual foi possível se confirmar os resultados obtidos na primeira análise.

Uma terceira amostra também foi coletada e direcionada a testes exploratórios de concentração magnética de bancada. No entanto, para esta não foi realizada caracterização mineralógica.

A Figura 4.1 apresenta um diagrama resumido de todas as atividades descritas.

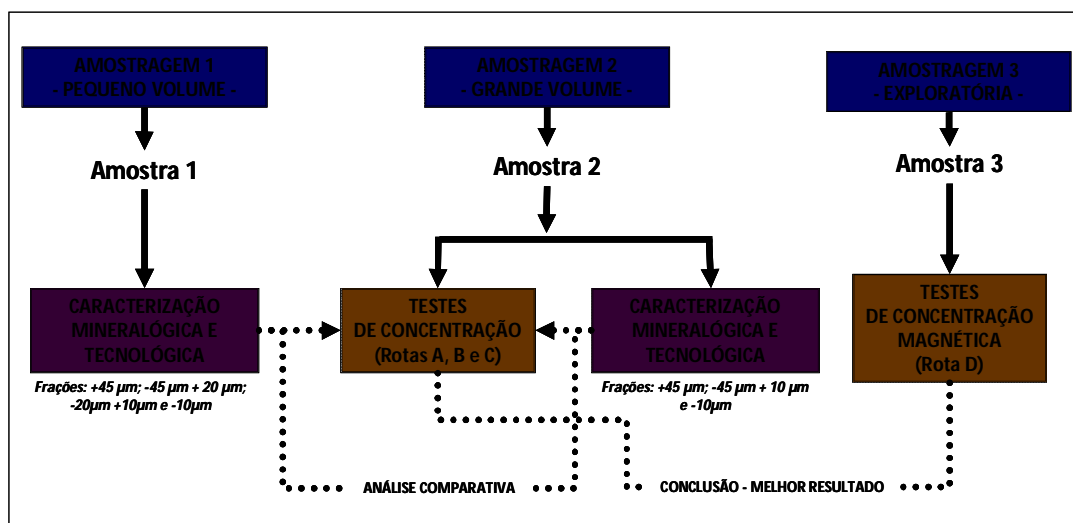


FIGURA 4.1. Diagrama resumido da metodologia do trabalho.

4.1. Amostragem

A massa mínima necessária e representativa de amostra foi, inicialmente, determinada em função da necessidade imposta por cada análise e teste. Dessa maneira foi retirada a primeira amostra de pequeno volume (amostra 1), na descarga da tubulação do recalque do bombeamento de *underflow* do espessador de lamas, logo acima do tanque de rejeito total. A amostra foi, em seguida, direcionada para a realização dos primeiros trabalhos de caracterização no laboratório do CPT – Centro de Pesquisa Tecnológica da VALE, em Itabira, e no laboratório de caracterização mineralógica e tecnológica da UFMG. Nesta primeira etapa, o principal objetivo foi conhecimento preliminar do material a ser estudado.

Para a etapa de testes de concentração foi coletada amostra de grande volume (amostra 2), a partir de um ramal existente no recalque da bomba de *underflow* do espessador lamas (Figura 4.2). Para isto foi acoplado uma mangueira neste ponto, por onde se tornou possível controlar o fluxo com auxílio de uma válvula manual. A amostra foi posteriormente homogeneizada e quarteada. Partes proporcionais da amostra foram, portanto, divididas e direcionadas aos laboratórios piloto da empresa Gaustec, para a realização de testes de concentração magnética; ao CPT da VALE de Alegria, para realização de testes de flotação em bancada; e aos laboratórios de Tratamento de Minérios e Caracterização Mineralógica e Tecnológica da escola de engenharia da UFMG, para testes de flotação convencional e pneumática, micro-deslamagem e concentração gravítica no equipamento *Falcon*, bem como nova caracterização mineralógica e tecnológica, respectivamente.

Um terceira amostra (amostra 3), foi coletada em momento distinto das demais e direcionada ao laboratório da empresa Inbrás, para testes exploratórios de concentração magnética de bancada. Vale ressaltar que não foram realizadas análise granulométrica e estudos de caracterização mineralógica para esta última amostra.

Em toda amostragem avaliaram-se, previamente, as condições operacionais da Usina, pela qual se procurou proceder dentro do mais ideal e representativo regime de operação

possível. Observa-se, também, que os trabalhos transcorreram-se sistematicamente, respeitando todos os padrões e normas de segurança e meio ambiente da empresa.

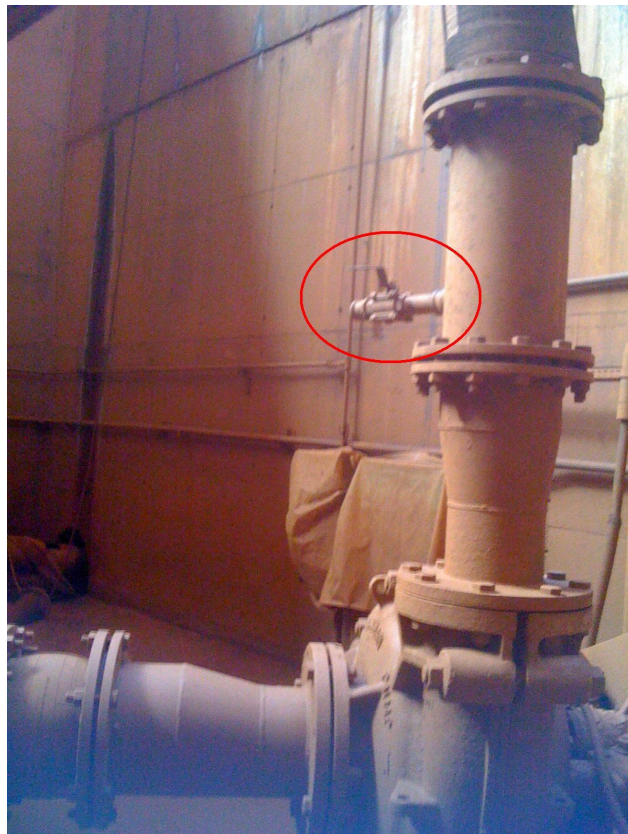


FIGURA 4.2. Ponto de amostragem - Ramal localizado na tubulação de recalque do bombeamento do *underflow* do espessador de lammas de Brucutu.

4.2. Caracterização das amostras

Após o recebimento da amostra em forma de polpa, a equipe responsável pelo CPT da VALE realizou, inicialmente, medição do pH da polpa e cálculo do percentual de sólidos, conforme procedimentos padrão do laboratório. Os resultados dessas análises visaram fornecer informações que mais tarde balizariam os testes de concentração. A amostra foi, então, destinada à análise granulométrica e fracionamento em *Cyclosizer*. Foi realizada análise de química global no analisador de Fluorescência de raios-X, bem como análise para cada faixa granulométrica.

A amostra, separada em quatro faixas distintas, foi então encaminhada ao laboratório de interpretação mineralógica da Escola de Engenharia da UFMG, situado na cidade de Belo Horizonte, onde foram realizadas análises mineralógicas, via Difratorômetro de raios-X, Microscopia Óptica e Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV).

A Figura 4.3 apresenta o fluxograma da caracterização das amostras.

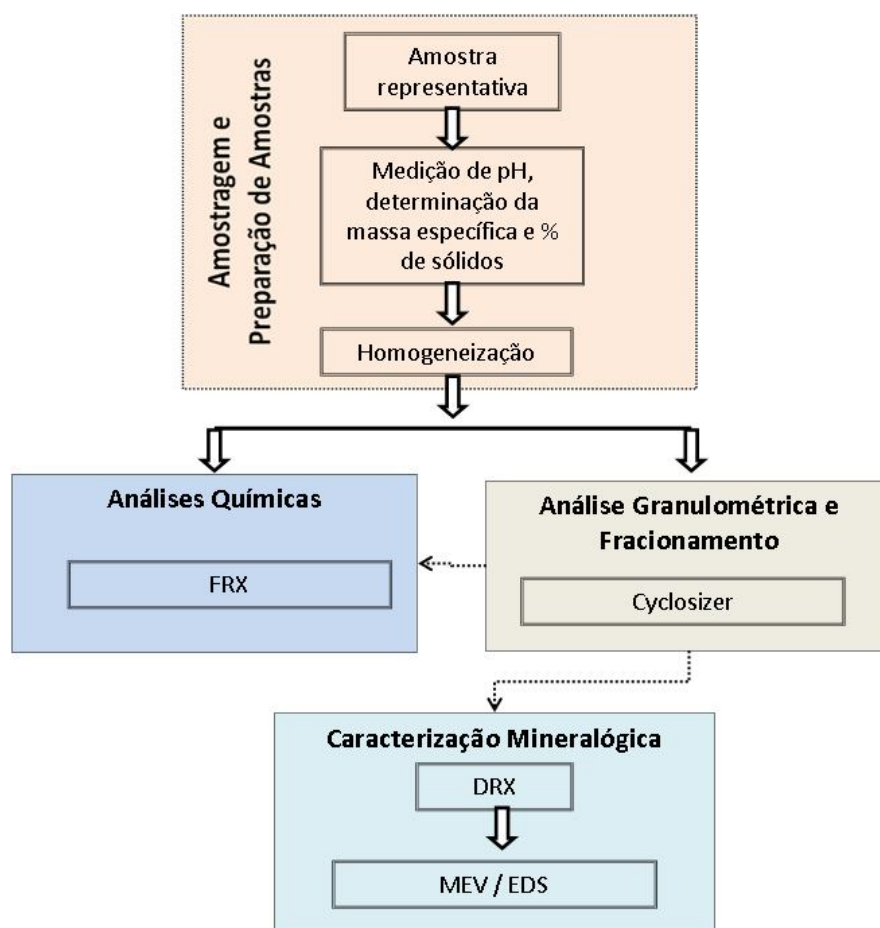


FIGURA 4.3. Fluxograma de caracterização das amostras.

4.2.1. Análise química por Fluorescência de raios-X

Para a análise de química global e de cada faixa granulométrica foi utilizado o espectrômetro de raios-X da marca *Rigaku*, modelo *Simultix 12*, utilizando-se o método da pastilha fundida. A partir deste método determinou-se o teor de praticamente todos os principais elementos constituintes do minério de ferro (Fe, SiO₂, Al₂O₃, P e Mn).

Quanto ao PPC, este foi analisado pelo método gravimétrico tradicional. Desta forma, todas as análises seguiram rigorosamente os procedimentos dos laboratórios químico da VALE.

4.2.2. Análise granulométrica e fracionamento em *Cyclosizer*

Para determinação da distribuição granulométrica, em conjunto com o fracionamento da amostra, foi utilizado o equipamento *Cyclosizer* fabricado pela Cimaq S.A. Indústria e comércio, modelo CL-502, de propriedade do CPT da VALE. A vazão de água utilizada foi de 11,6L/s, sendo que o tempo de elutriação foi de 20min e a temperatura na ordem de 24,5°C. Pelo método do picnômetro determinou-se que a densidade real média de sólido é de 3,87g/cm³. A partir de todas estas informações foi possível calcular o diâmetro de corte de cada ciclone.

4.2.3. Análise por Difração de raios-X (DRX)

Cada fração granulométrica gerada pelo *Cyclosizer* foi submetida a estudos de caracterização mineralógica, pelos quais foi possível determinar as diferentes fases presentes nas amostras. Utilizou-se um difratômetro de raios-X marca PHILIPS (PANALYTICAL), com as seguintes especificações: sistema X'Pert-APD, controlador PW 3710/31, gerador PW 1830/40, goniômetro PW 3020/00, pertencente ao laboratório de caracterização de minérios e materiais da UFMG (Figura 4.4). Foram gerados difratogramas de cada fração granulométrica, a partir dos quais se pôde analisar a intensidade e largura dos picos característicos de cada espécie mineral. Este método é denominado método do pó, e através dele foi possível identificar as fases mineralógicas presentes em cada amostra.



FIGURA 4.4. Difratorômetro de raios-X da escola de engenharia da UFMG.

4.2.4. Análise por Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV) e Microscopia Óptica

As amostras estudadas possuem, em quase sua totalidade, granulometria situada na faixa ultrafina, ou seja, tamanho menor que $10\mu\text{m}$. Desta forma, o equipamento que se apresentou mais eficiente para análise mais apurada desta faixa de tamanho foi o Microscópio Eletrônico de Varredura – MEV da marca JEOL, modelo JSM-5410, associado ao microanalisador de espectrometria de raios-X dispersivo em energia – EDS da marca NORAN TN-M3055, de propriedade da Escola de Engenharia da UFMG.

Para a análise da fração $+45\mu\text{m}$, foram preparadas secções polidas, para as quais, além do MEV/EDS, se utilizou, também, um microscópio óptico, marca Leitz/Leica, modelo Orthoplan Pol, com câmera digital Canon PowerShot S80, usado no modo de luz refletida (MOLR).

As amostras foram recobertas por grafite, de modo a se tornarem condutoras. As imagens foram geradas a partir da emissão de elétrons secundários, tendo sido obtido aumento de 100 a 5.500 vezes, consumindo uma diferença de potencial de 15kV.

Os resultados de microscopia eletrônica e óptica serviram para confirmar a presença das fases identificadas pelas análises de DRX, e fomentaram bases para as definições das rotas de testes de concentração.

4.3. Testes de concentração

As rotas para os ensaios tecnológicos de concentração foram determinadas com base nos resultados das etapas de caracterização. Neste sentido, foram investigadas três rotas distintas (rota A, rota B e rota C). Houve também uma quarta rota investigada (rota D), cuja amostra de mesmo fluxo, porém provavelmente, com características distintas da anterior, foi oportunamente aproveitada e utilizada para testes, não passando pelas etapas de caracterização descritas anteriormente.

Os testes citados foram realizados em escala piloto e de bancada, como se segue:

Rota A: Concentração magnética (*rougher*) e flotação convencional (*cleaner*).

Rota B: Flotação convencional (com e sem micro-deslamagem prévia) e flotação Pneumática (*rougher e cleaner*).

Rota C: Concentração gravítica (*rougher, scavenger I, scavenger II e scavenger III*).

Rota D: Concentração magnética (*rougher, cleaner, scavenger e cleaner do scavenger – scavenger II*).

4.3.1. Rota A

A primeira rota investigada – Rota A – baseou-se num primeiro estágio (*rougher*) de concentração magnética e um segundo estágio (*cleaner*) de flotação em bancada.

Após testes exploratórios de concentração magnética, nos quais foram investigadas diversas variáveis de processo e parâmetros dos equipamentos, realizou-se, em seguida, um teste conclusivo na melhor condição encontrada na etapa anterior. Neste momento, foram gerados fluxos de concentrado, médio e rejeito, tendo-se acumulado massa de concentrado suficiente para alimentar os testes do próximo estágio (flotação convencional em bancada – *cleaner*). As massas de rejeito e médio foram agrupadas, medidas e analisadas em seguida.

Os testes de flotação em bancada tiveram procedimentos similares aos da etapa anterior. Foram verificadas diversas variáveis de processo, buscando-se a todo o momento as melhores recuperações e qualidades de produtos.

A Figura 4.5 apresenta o fluxograma dos testes em formato de diagrama.

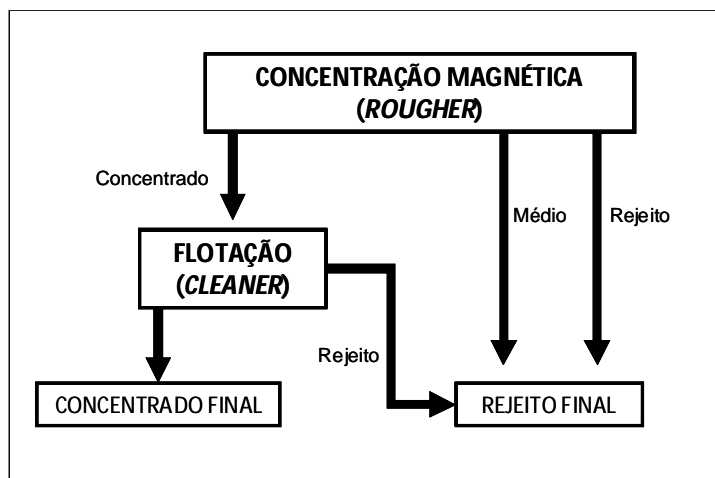


FIGURA 4.5. Fluxograma da rota A dos testes de concentração.

Para todos os produtos gerados foram medidos os pesos seco de sólido, analisada a química global, incluindo PPC, e percentual de sólidos. Em seguida, foi fechado um balanço de massas, com auxílio do software Bilmat, para fins de avaliação global deste circuito.

4.3.1.1. Concentração magnética (*rougher*)

Dois equipamentos de concentração magnética piloto (A e B), foram testados:

Equipamento A: *MINI-X* (nome comercial).

Equipamento B: *MINIMAG* (nome comercial).

Ambos os equipamentos foram desenvolvidos pela empresa Gaustec, em cujo laboratório também foram realizados os testes. Tanto o equipamento A, quanto o equipamento B são equipamentos em escala piloto, da classe WHIMS (*wet high intensity magnetic separator*), utilizados no desenvolvimento de processos, e podem ser aplicados a diversos tipos de minérios metálicos e fracamente magnéticos. A rotação do rotor pode variar até 7 rpm, enquanto o campo magnético ajustável pode chegar a 16.000 gauss, no caso do equipamento A, e até 18.000 gauss, utilizando-se o B. A capacidade de alimentação relativa de A sobressai não somente a de B, mas como também, outros equipamentos de mesmo porte e natureza de operação, podendo-se variar de 200 a 400kg/h de sólidos por ponto de alimentação. Em relação ao equipamento B, sua capacidade de alimentação chega a uma taxa de 320kg/h. Deve-se ressaltar que uma das principais variáveis que determina a capacidade deste tipo de equipamento é o *GAP* (abertura da matriz utilizada), ou seja, a menor distância linear medida entre as placas das matrizes.

Os seguintes tópicos descrevem com maior detalhe os testes e as variáveis empregadas em cada equipamento.

• Testes com o equipamento A

O equipamento A tem a particularidade de se poder simular a condição operacional do equipamento industrial GX3600 (nome comercial do equipamento tipo WHIMS da empresa Gaustec). Considerado um dos maiores concentradores magnéticos de minério de ferro existentes no mundo atualmente, poderia ser capaz de absorver toda a taxa gerada no *underflow* do espessador de lammas em uma única unidade (considerando apenas o estágio *rougher*). A capacidade deste equipamento pode variar entre 360 a 800t/h, dependendo do *GAP* utilizado. Isto poderia reduzir significativamente o custo de investimento, facilitando todas as outras condições técnicas durante a implantação do projeto.

Neste trabalho foram realizados, inicialmente, alguns testes exploratórios, com o objetivo de verificar as melhores combinações entre os parâmetros operacionais que estavam sendo investigados. As variáveis consideradas mais importantes foram: *GAP*, campo magnético e pH. Para esta última variável, alguns testes foram realizados com o pH natural da polpa, em torno de 7,38 (Tabela 4.1); e em outra condição, com a polpa dispersa, em pH igual a 10,5 (Tabela 4.2).

TABELA 4.1. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento A com polpa em pH = 7,38

Teste	GAP (mm)	Campo (Gauss)	Corrente (A)	Água de conc. (Kgf/cm ²)	Água de médio (Kgf/cm ²)	Velocidade do Rotor (rpm)	Altura de alimentação (m)	Taxa Horária (kg/h) base seca	% de Sólidos	pH
1	1,5	10.000	7,5	5,0	2,5	5,0	2,0	270	40,0	7,38
2	1,5	12.000	12,4	5,0	2,5	5,0	2,0	270	30,0	7,38
3	1,5	10.000	7,5	5,0	2,5	5,0	2,0	270	30,0	7,38
4	1,5	8.000	6,3	5,0	2,5	5,0	2,0	270	30,0	7,38
5	1,5	10.000	7,5	4,0	4,5	5,0	2,0	270	30,0	7,38
6	1,1	10.000	10,0	5,0	2,5	5,0	2,0	270	30,0	7,38

TABELA 4.2. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento A, com polpa em pH = 10,5

Teste	GAP (mm)	Campo (Gauss)	Corrente (A)	Água de conc. (Kgf/cm ²)	Água de médio (Kgf/cm ²)	Velocidade do Rotor (rpm)	Altura de alimentação (m)	Taxa Horária (kg/h) base seca	% de Sólidos	pH
7	1,5	12.000	12,4	5,0	2,5	5,0	2,0	270	30,0	10,5
8	1,5	10.000	7,5	5,0	2,5	5,0	2,0	270	30,0	10,5
9	1,5	8.000	6,3	5,0	2,5	5,0	2,0	270	30,0	10,5
10	1,5	10.000	7,5	4,0	4,5	5,0	2,0	270	30,0	10,5
11	1,5	8.000	6,3	4,0	4,5	5,0	2,0	270	30,0	10,5

• Testes com o equipamento B

O equipamento B é um equipamento piloto de concentração magnética de menor capacidade relativa que A, mas que tem sido utilizado tradicionalmente no desenvolvimento de diversos projetos de beneficiamento mineral. A motivação para testá-lo também se soma ao fato de ter apresentado resultados muito satisfatórios na concentração de diversos tipos de minérios.

Os testes exploratórios neste equipamento buscaram investigar a influência de maiores valores de campo magnético (12.000 a 18.000 gauss). O pH foi a outra principal variável observada. A Tabela 4.3 apresenta, portanto, a sequência de variáveis empregadas nos testes em pH igual a 7,38.

TABELA 4.3. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento B, com polpa em pH = 7,38

Teste	GAP (mm)	Campo (Gauss)	Corrente (A)	Água de conc. (Kgf/cm ²)	Água de médio (Kgf/cm ²)	Velocidade do Rotor (rpm)	Altura de alimentação (m)	Taxa Horária (kg/h) base seca	% de Sólidos	pH
12	1,5	12.000	12,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	7,38
13	1,5	14.000	22,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	7,38
14	1,5	16.000	33,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	7,38
15	1,5	18.000	47,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	7,38

A mesma investigação anterior, mantendo a polpa dispersa, também foi realizada. A Tabela 4.4 apresenta as variáveis destes testes.

TABELA 4.4. Variáveis dos testes exploratórios de concentração magnética empregando o equipamento B, com polpa em pH = 10,3

Teste	GAP (mm)	Campo (Gauss)	Corrente (A)	Água de conc. (Kgf/cm ²)	Água de médio (Kgf/cm ²)	Velocidade do Rotor (rpm)	Altura de alimentação (m)	Taxa Horária (kg/h) base seca	% de Sólidos	pH
16	1,5	12.000	12,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	10,3
17	1,5	14.000	22,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	10,3
18	1,5	16.000	33,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	10,3
19	1,5	18.000	47,0	5,0	2,5	5,0	2,0	260	30,0	10,3

Após a análise de todos os resultados de ambos os equipamentos, foi realizado um terceiro teste (conclusivo), baseado naquele conjunto de variáveis dos testes exploratórios pelo qual se obteve o melhor resultado. Esta última etapa teve o objetivo de se confirmar os resultados, bem como a necessidade de se acumular massa de concentrado suficiente, para que fossem realizados os testes de flotação convencional em bancada (*cleaner*).

4.3.1.2. Flotação convencional (*cleaner*)

Para a realização dos testes de flotação em bancada (estágio *cleaner*) utilizou-se a massa de concentrado gerada no teste conclusivo de concentração magnética piloto. Este material foi, em seguida, devidamente preparado, tendo sido quarteado em dez frações,

contendo cada uma, massas equivalentes e suficientes para alimentar cada teste. As variáveis empregadas foram: dosagem de amido (g/t), sendo utilizado amido de milho gelatinizado, do tipo gritz, em concentração na solução igual a 2 % p/p; dosagem de amina (g/tSiO₂), sendo utilizada éter monoamina de cadeia média, ramificada, com grau de neutralização de 50%, fornecida pela Clariant, também em concentração igual a 2% p/p, pH, densidade e a utilização ou não do dispersante hexametáfosfato.

A Tabela 4.5 descreve o conjunto de variáveis empregadas nos dez testes realizados em flotação em bancada, as quais foram definidas aleatoriamente.

TABELA 4.5. Variáveis dos testes de flotação em bancada – estágio *cleaner*

Teste	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	pH	% Sólidos	Dosagem de Dispersante (g/t)
1	1.000	2.500	10,5	50,0	Não
2	1.000	3.500	10,5	50,0	Não
3	2.000	2.500	10,5	50,0	Não
4	1.000	2.500	11,0	50,0	Não
5	1.000	2.500	11,0	30,0	Não
6	2.000	2.500	11,0	30,0	Não
7	1.000	1.500	10,5	30,0	Não
8	1.000	2.500	9,8	30,0	Não
9	1.000	2.500	10,5	30,0	50,0
10	1.000	2.500	9,8	30,0	50,0

A partir da definição do melhor resultado dos testes acima, foi fechado balanço de massas da rota A, considerando todos os equipamentos de processo envolvidos, procurando-se simular a realidade industrial.

4.3.2. Rota B

A próxima rota investigada – rota B – foi baseada exclusivamente em testes de flotação. Inicialmente foram realizados testes exploratórios em células convencionais de bancada no CPT da VALE, com o objetivo de se investigar a melhor combinação de dosagens de reagentes.

Em seguida, baseado na melhor condição dos testes exploratórios, novos testes de flotação foram realizados no laboratório de Tratamento de Minérios da UFMG: teste

padrão (duplicata), micro-deslamagem seguida de flotação convencional e flotação pneumática. A Figura 4.6 ilustra a sequência dos testes da rota B.

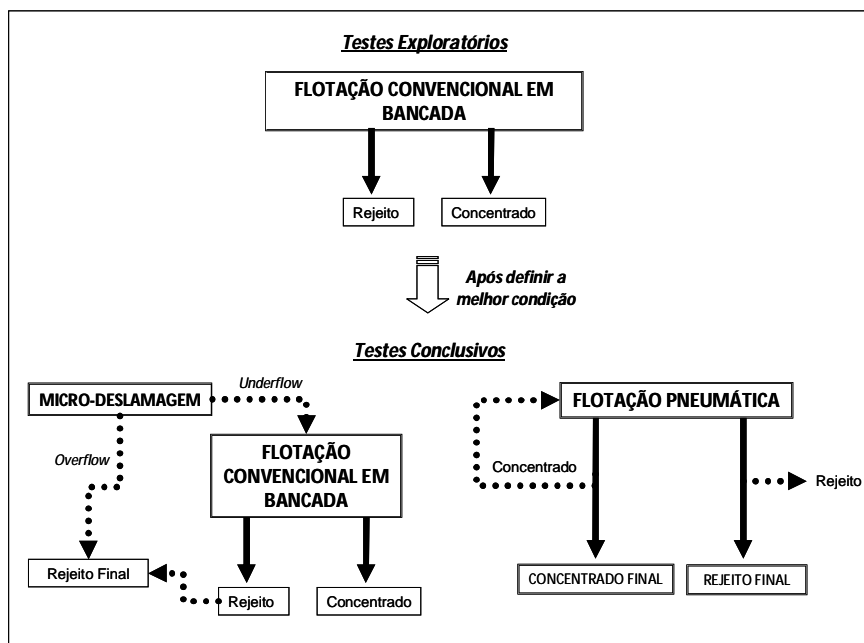


FIGURA 4.6. Fluxograma da rota B dos testes de concentração.

4.3.2.1. Flotação convencional em bancada

Os testes de flotação em bancada desta rota foram realizados com amostra proveniente do *underflow* do espessador de lamelas, ou seja, sem antes passar por qualquer outro processo de concentração. Homogeneização e quarteamento foram realizadas com a amostra inicial, a partir dos quais foram separados aproximadamente 10,0kg em massa de sólidos para alimentar os testes. Foram investigadas oito condições diferentes. As seguintes variáveis foram verificadas: dosagem de amina (g/tSiO_2) e dosagem de amido (g/t) (mesmos reagentes utilizados nos testes da rota A), dosagem do dispersante hexametáfosfato de sódio (g/t) e pH. Os reagentes e suas respectivas concentrações foram os mesmos empregados nos testes de flotação estágio *cleaner* da rota A.

A Tabela 4.6 apresenta o planejamento destes testes.

TABELA 4.6. Variáveis dos testes de flotação em bancada – estágios *rougher e cleaner*

Teste	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	pH	% Sólidos	Dosagem de Dispersante (g/t)
1	1.000	1.000	10,5	30,0	Não
2	1.000	2.000	10,5	30,0	Não
3	1.000	3.000	10,5	30,0	Não
4	1.000	4.000	10,5	30,0	Não
5	2.000	2.000	10,5	30,0	Não
6	2.000	1.000	9,8	30,0	Não
7	2.000	1.000	10,5	30,0	50,0
8	2.000	1.000	10,5	30,0	100,0

A flotação foi realizada até a exaustão de sílica e dos demais contaminantes presentes no rejeito, podendo-se deste modo ser considerada uma simulação dos estágios *rougher*, *cleaner*, e / ou até mesmo *re-cleaner*, em escala industrial.

4.3.2.2. Micro-deslamagem e flotação convencional em bancada

Os testes conclusivos foram realizados no laboratório de Tratamento de Minérios da UFMG. Inicialmente foram realizados dois testes em flotação convencional repetindo-se os mesmos parâmetros do melhor teste exploratório. As únicas diferenças estão relacionadas ao tipo de amina e dosagem do dispersante hexametáfosfato. Em todos os testes conclusivos utilizou-se éter diamina (Alquil éter propileno diamina), também fornecida pela Clariant. No segundo teste adicionou-se o dispersante hexametáfosfato numa dosagem maior que a utilizada na fase exploratória, igual a 200g/t.

Quanto à micro-deslamagem, esta seguiu o seguinte procedimento: A amostra foi deslamada em dois estágios. No primeiro estágio, ela foi acondicionada em um balde de 17L, sob agitação manual. O pH da polpa foi ajustado com NaOH em 10,5, sendo o material deixado em repouso para decantação por 5 minutos. O sobrenadante foi sifonado e coletado em outro recipiente. Adicionou-se água no material residual do balde para ajuste da porcentagem de sólidos em 10% e repetido todo procedimento para

o segundo estágio de deslamagem. O segundo sobrenadante foi incorporado ao primeiro, e o *underflow* final direcionado aos demais testes de flotação.

A Tabela 4.7 apresenta os parâmetros dos cinco testes de flotação convencional descritos acima.

TABELA 4.7. Variáveis dos testes conclusivos de flotação em bancada

Teste	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	pH	% Sólidos	Dosagem de Dispersante (g/t)	Micro-deslamagem
1	1.000	2.000	10,5	30,0	Não	Não
2	1.000	2.000	10,5	30,0	200,0	Não
3	1.000	2.000	10,5	30,0	Não	Sim
4	1.000	2.000	10,5	30,0	200,0	Sim
5	1.000	1.000	10,5	30,0	200,0	Sim

4.3.2.3. Flotação pneumática

A partir da melhor condição definida nos testes de flotação em bancada, partiu-se para os testes de flotação pneumática, no laboratório de Tratamento de Minérios da UFMG.

Aproximadamente 30,0kg em massa seca da amostra foram novamente homogeneizados e quarteados, sendo em seguida direcionados ao laboratório.

Foram realizados dois testes, sendo a única diferença evidenciada no segundo teste, no qual houve adição de 600,0g/t de hexametáfosfato de sódio. No primeiro teste não houve adição de dispersante. A Tabela 4.8 apresenta estas variáveis.

TABELA 4.8. Variáveis dos testes de flotação pneumática

Teste	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	pH	% Sólidos	Vazão do ar (l/h)	Vazão de polpa de alimentação (l/h)	Dosagem de Dispersante (g/t)
1	1.000	2.000	11,0	30,0	30,0	30,0	Não
2	1.000	2.000	11,0	30,0	30,0	30,0	600,0

Os testes tiveram duração total de 35min, tendo sido coletadas amostras de alimentação, concentrado e rejeito nos seguintes tempos: 0min; 1,0min; 5,0min; 10min; 15min; 20min; 25min; 30min e 35min. Durante todo o tempo, o concentrado (ou afundado no

equipamento), retornou ao tanque de alimentação, tendo sido retomado ao circuito. A Figura 4.7 apresenta imagem do equipamento testado.



FIGURA 4.7. Célula de flotação *pneufлот*.

Após a avaliação de todos os resultados e das melhores condições estabelecidas na rota B, um balanço de massas foi fechado, para fins comparativos com os resultados das demais rotas.

4.3.3. Rota C

A rota C foi realizada exclusivamente por concentração gravítica, através do equipamento *Falcon* – modelo L40, no laboratório do Departamento de Engenharia de Minas da UFMG. A Figura 4.8 apresenta o equipamento utilizado nos testes.



FIGURA 4.8. Concentrador gravítico *Falcon* – L40.

Após preparação da amostra inicial, foram quarteadas aproximadamente 10kg de material seco, no qual em seguida foi adicionado água, procurando-se atingir uma polpa de aproximadamente 20% de sólidos. O fluxograma seguido nos testes está representado na Figura 4.9 a seguir.

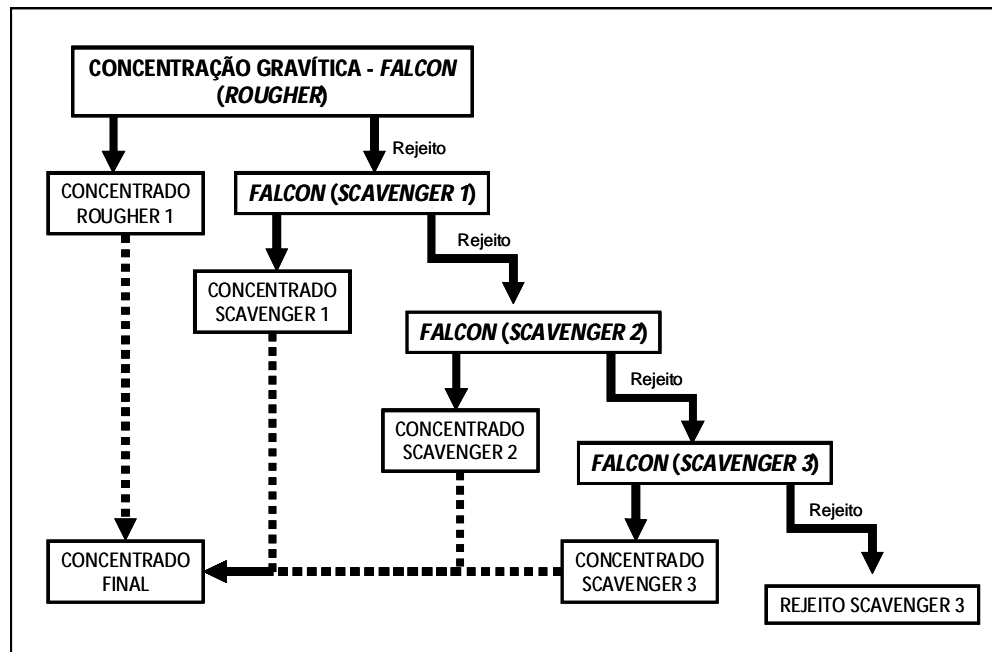


FIGURA 4.9. Fluxograma da rota C dos testes de concentração gravítica.

Os testes de concentração gravítica foram realizados em duplicata. A partir de um primeiro estágio *rougher*, partiu-se, em seguida, para o tratamento dos rejeitos numa seqüência *scavenger* em três estágios. Os concentrados de cada estágio foram incorporados em um único concentrado final.

A Tabela 4.9 apresenta os parâmetros empregados nos dois testes de concentração gravítica:

TABELA 4.9. Variáveis dos testes de concentração gravítica com *Falcon*

Teste	Campo Centrífugo (G)	Vazão de água de processo (l/min)	Vazão de polpa de alimentação (l/h)	pH	% Solidos
1 e 2	600	12,8	1,0	10,5	20,0

Após compilação dos resultados, um balanço de massas foi fechado.

4.3.4. Rota D

A rota D foi a última rota investigada. Conforme citado anteriormente, vale ressaltar que a amostra testada pode possuir algumas características distintas das demais. Embora represente o mesmo fluxo (*underflow* do espessador de lamas de Brucutu), esta foi oportunamente coletada em um momento de operação de usina distinto da anterior. Sendo assim, suas características químicas, físicas e mineralógicas (ainda que não tenha sido realizada uma caracterização específica para esta), não devem ser exatamente iguais aos da amostra 1 e 2.

Apenas concentração magnética foi testada nesta última etapa. Os testes foram realizados no laboratório da empresa INBRÁS, como forma de se investigar outras tecnologias de equipamentos de concentração. Foi utilizado um único concentrador eletromagnético de alta intensidade, escala de laboratório, modelo WHC-01B (nome comercial), (Figura 4.10).



FIGURA 4.10. Concentrado eletromagnético WHC-01B da INBRÁS.

Os testes se desenvolveram segundo a rota apresentada na Figura 4.11.

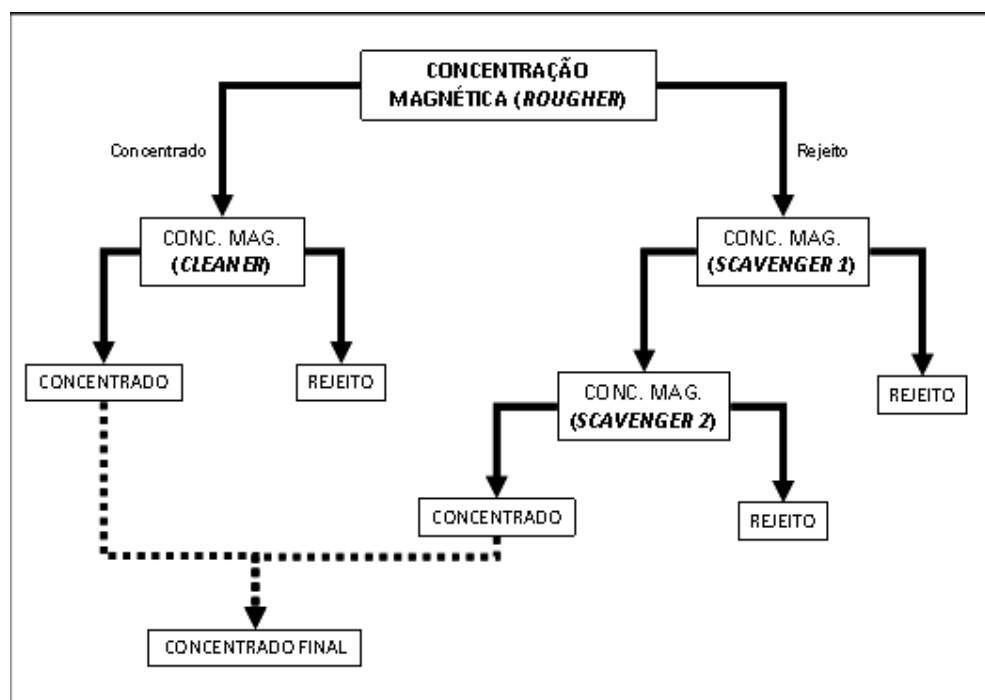


FIGURA 4.11. Fluxograma da rota D dos testes de concentração magnética em escala de bancada.

Os parâmetros do equipamento e as variáveis de processo podem ser observados na Tabela 4.10.

TABELA 4.10. Parâmetros do equipamento e variáveis dos testes de concentração magnética em escala de bancada

Teste	GAP (mm)	Campo (Gauss)	Corrente (A)	Massa alimentação (g)	% de Sólidos
1	1,5	14.500	22,0	560,1	30,0

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste capítulo serão abordados os principais resultados das análises de caracterização e testes de concentração descritos no capítulo anterior. Para tanto, serão divididos em dois tópicos básicos:

1) Caracterização das amostras: serão apresentados os resultados das análises realizadas com as duas amostras estudadas, bem como a qualidade da alimentação da usina, no momento de cada amostragem. A amostra 1, de pequeno volume, foi destinada exclusivamente à caracterização, podendo ser considerada como uma análise exploratória. Quanto à amostra 2, de grande volume, foi destinada aos testes de concentração. No entanto, uma alíquota foi retirada e direcionada a novos estudos de caracterização. Os resultados das seguintes análises serão apresentados: massa específica, percentual de sólidos, pH, distribuição granulométrica, química global e por faixa, identificação das fases e quantificação mineralógicas em DRX, MEV e microscopia óptica.

2) Testes de concentração: serão apresentados todos os resultados obtidos, bem como fluxograma e balanço de massas dos melhores cenários, simulando todo processo industrial de todas as rotas investigadas (rotas A, B, C e D).

5.1. Caracterização das amostras

Os resultados da etapa de caracterização auxiliaram a tomada de decisão quanto à definição das rotas de processo. Este tópico apresenta os resultados mais relevantes, comparando paralelamente as duas amostras (amostra 1 – análise exploratória; e amostra 2 – testes de concentração). Inicialmente serão apresentadas as qualidades da alimentação da usina (ROM – run of mine), no momento em que foram realizadas as coletas das amostras.

5.1.1. ROM

As qualidades da alimentação da usina (ROM), podem ser observadas através das Tabelas 5.1 e 5.2, respectivamente para as amostras 1 e 2.

TABELA 5.1. Qualidade do ROM para a amostra 1

Frações	Massa (t)	Massa (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)
+8,0 mm	4.692	12,3	61,6	4,7	0,078	2,36	0,098
-8,0+1,0mm	5.001	13,1	61,8	6,4	0,082	1,40	0,017
+1,0 mm	9.693	25,4	61,7	5,5	0,080	1,86	0,056
-1,0+0,15mm	7.089	18,6	42,5	36,4	0,023	0,68	0,006
-0,15mm	21.316	56,0	57,0	15,9	0,026	1,18	0,014
Global	38.097	100,0	55,5	17,1	0,039	1,26	0,023

TABELA 5.2. Qualidade do ROM para a amostra 2

Frações	Massa (t)	Massa (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)
+8,0 mm	2.417	7,6	62,2	6,9	0,049	1,43	0,021
-8,0+1,0mm	3.975	12,5	60,8	9,7	0,048	0,79	0,027
+1,0 mm	6.392	20,1	61,3	8,6	0,048	1,03	0,025
-1,0+0,15mm	9.127	28,7	42,5	37,8	0,016	0,39	0,016
-0,15mm	16.282	51,2	53,6	21,1	0,019	0,67	0,019
Global	31.800	100,0	52,0	23,4	0,024	0,66	0,019

Observa-se de imediato, que a qualidade química global do ROM alimentado no momento da primeira amostragem (amostra 1) estava mais rico em ferro (%Fe igual a 55,5) que o ROM associado à amostra 2 (%Fe igual a 52,0). No entanto, os contaminantes P, Al₂O₃ e Mn estavam maiores para a amostra 1. As granulometrias também se apresentaram distintas (%-0,15mm igual a 56% para ROM da amostra 1 e 51,2% para ROM da amostra 2).

5.1.2. Massa específica

A determinação da massa específica foi realizada em duplicata, pelo método do picnômetro, atingindo-se resultados bem próximos para as duas amostras. A Tabela 5.3 mostra os resultados.

TABELA 5.3. Determinação da massa específica para amostra 1 e amostra 2

Amostra	d (g/cm ³) min	d (g/cm ³) max	d (g/cm ³) média
amostra 1	3,86	3,88	3,87
amostra 2	3,81	3,83	3,82

5.1.3. Percentual de sólidos e determinação do pH

Foram calculados os percentuais de sólidos através da massa de polpa e massa seca medidas. E em seguida, determinado o pH de cada amostra (Tabela 5.4).

TABELA 5.4. Determinação da massa específica para amostra 1 e amostra 2

Amostra	Massa polpa (g)	Massa seca (g)	% Solidos	pH
amostra 1	1.477,60	295,80	20,02	6,50
amostra 2	1734,20	487,40	28,10	6,74

O percentual de sólidos da amostra 1 se apresenta bem menor que o da amostra 2. Este menor valor na primeira amostra pode ser explicada por distúrbios momentâneos na usina, ou até mesmo por erros de amostragem associados.

Quanto aos valores determinados de pH, estes se encontram bastante próximos entre cada amostra.

5.1.4. Análises Químicas e Granulométricas

As Tabelas 5.5 e 5.6 apresentam os resultados das distribuições granulométricas, química por faixa e química global das amostras 1 e 2, respectivamente.

TABELA 5.5. Resultados da distribuição granulométrica, química faixa e global da amostra 1

Malha (µm)	Distribuição Granulométrica			Análise Química (%)					
	Retido Simples (%)	Retido Acumulado (%)	Passante Acumulado (%)	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
1.000,0	0,00	0,00	100,00						
840,0	0,00	0,00	100,00						
710,0	0,09	0,09	99,91						
500,0	0,26	0,34	99,66						
420,0	0,43	0,77	99,23						
300,0	1,55	2,32	97,68	38,74	33,58	0,084	4,47	0,048	5,08
210,0	3,52	5,84	94,16						
150,0	3,61	9,45	90,55						
106,0	3,35	12,80	87,20						
75,0	4,73	17,53	82,47						
45,0	4,30	21,82	78,18						
31,8	4,50	26,32	73,68	62,54	7,09	0,031	0,75	0,016	1,84
22,8	0,98	27,29	72,71						
16,7	3,52	30,81	69,19						
11,6	5,67	36,48	63,52	53,89	9,03	0,107	5,01	0,045	7,28
8,8	4,10	40,58	59,42						
-8,8	59,42	100,00	0,00	42,63	12,10	0,203	13,44	0,138	12,98
Total	100,00								
			Global Calculada	44,37	16,11	0,155	9,67	0,099	9,89
			Global Analisada	45,91	15,42	0,155	9,28	0,089	8,35

TABELA 5.6. Resultados da distribuição granulométrica, química faixa e global da amostra 2

Malha (µm)	Distribuição Granulométrica			Análise Química (%)					
	Retido Simples (%)	Retido Acumulado (%)	Passante Acumulado (%)	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
2400,0	0,0	0,0	100,0						
1000,0	0,0	0,0	100,0						
840,0	0,0	0,0	100,0						
710,0	0,0	0,0	100,0						
500,0	0,0	0,0	100,0						
420,0	0,0	0,0	100,0						
300,0	0,1	0,1	99,9	52,58	22,98	0,019	0,79	0,023	1,34
210,0	0,3	0,4	99,6						
150,0	0,6	1,0	99,0						
106,0	0,5	1,5	98,5						
75,0	0,9	2,4	97,6						
45,0	1,3	3,7	96,3						
34,2	0,9	4,6	95,4						
24,5	0,9	5,5	94,5	56,44	10,76	0,082	3,19	0,060	5,37
17,9	3,1	8,6	91,4						
12,5	9,2	17,8	82,2						
9,4	5,8	23,7	76,3						
-9,4	76,3	100,0	0,0	44,66	11,00	0,180	12,49	0,169	11,74
Total	100,0								
			Global Calculada	46,62	11,41	0,160	10,74	0,148	10,46
			Global Analisada	46,70	10,89	0,157	10,21	0,144	10,29

A amostra 2 apresenta-se ligeiramente mais rica em Fe global que a amostra 1, além de seu teor de SiO_2 ser em torno de 5% menor. No entanto, os contaminantes P, Mn, Al_2O_3 e PPC são todos sensivelmente maiores para a segunda amostra. Destaca-se também, um maior teor de Fe na fração $+45\mu\text{m}$ na amostra 2 (52,58%), se comparado ao da amostra 1 (%Fe igual a 38,74%).

Pela distribuição granulométrica, também se observa que a amostra 2 é mais fina. Seu d_{80} é próximo de $10\mu\text{m}$, enquanto o d_{80} da amostra 1 é em torno de $45\mu\text{m}$. A Figura 5.1 ilustra em um gráfico as distribuições granulométricas das amostras analisadas.

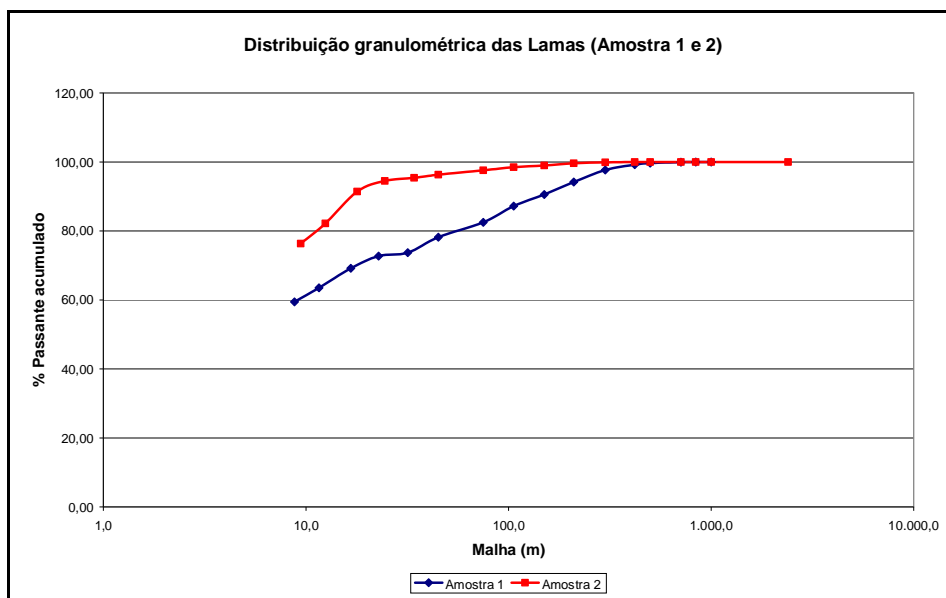


FIGURA 5.1. Distribuição granulométrica das amostras 1 e 2.

5.1.5. Análise por Difração de raios-X (DRX)

Os valores calculados foram baseados, principalmente, pela análise dos resultados de difração de raios-X (DRX), e complementados pelas análises químicas e pelos estudos por microscopia eletrônica de varredura (MEV) com microanálise EDS. As Tabelas 5.7 e 5.8 mostram, respectivamente, as composições mineralógica das amostras 1 e 2.

TABELA 5.7. Composição Mineralógica – Amostra 1

Fração	Massa (%)	Hematita	Goethita	Quartzo	Caolinita	Gibsite	Fechamento Mineralógico
+45,0µm	21,83	27,1	32,3	30,1	8,0	2,5	100,0
+20,0µm	5,48	77,1	14,3	7,1	0,0	1,5	100,0
+10,0µm	13,29	37,6	45,8	9,0	0,0	7,6	100,0
-10,0µm	59,4	20,0	48,8	2,5	20,6	8,1	100,0
Global	100	27,0	42,9	9,6	14,0	6,4	100,0

TABELA 5.8. Composição Mineralógica – Amostra 2

Fração	Massa (%)	Hematita	Goethita	Quartzo	Caolinita	Gibsite	Fechamento Mineralógico
+45,0µm	3,7	65,4	10,6	22,0	2,0	0,0	100,0
+10,0µm	14,2	46,1	38,5	9,3	3,0	3,1	100,0
-10,0µm	82,1	25,2	45,2	3,7	16,6	9,3	100,0
Global	100	29,7	43,0	5,2	14,1	8,1	100,0

5.1.6 Análise por Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV)

As amostras foram recebidas como material granulado, separado em frações granulométricas finas (na faixa de lama). As frações analisadas para a amostra 1 foram as seguintes: +45µm; -45µm +20µm; -20µm +10µm e -10µm. Quanto à amostra 2, foram analisadas as frações: +45µm; -45µm +10µm e -10µm.

Secções polidas foram preparadas para a fração +45µm, para análises por microscopia eletrônica de varredura / microanálise EDS e por microscopia óptica. As amostras mais finas foram estudadas diretamente como partículas dispersas por MEV-EDS. Os estudos microestruturais foram efetuados principalmente por microscopia eletrônica de varredura com amplo apoio de microanálises por EDS (MEV-EDS).

As microanálises mostradas abaixo de algumas fotos confirmam a identificação dos minerais presentes, já antecipada pelas análises de DRX e química.

5.1.6.1 Análise MEV da amostra 1

- **Fração +45µm**

A amostra +45µm mostrou algo inesperado: aproximadamente 65% da amostra não se compõem de partículas reais, mas sim de agregados de partículas muito menores. Estas

se estivessem dispersas, certamente passariam na peneira de abertura de $45\mu\text{m}$. O restante das partículas tem realmente diâmetro maior que $45\mu\text{m}$. Estas partículas apresentam composição mineralógica e química normal e acham-se praticamente totalmente liberadas. As feições minerais dominantes das partículas realmente grossas são hematita lamelar, goethita botrioidal e quartzo. Pouca hematita martítica também está presente. As fotos apresentadas nas Figuras 5.2 e 5.3 ilustram estes aspectos.

Os agregados são compostos pelos constituintes principais – hematita lamelar, quartzo e goethita botrioidal – unidos por um cimento constituído essencialmente por caolinita, gibsita e goethita terrosa. Esta presença significativa de argilominerais está consistente com a difração de raios-X e com o teor de alumínio mais alto desta fração granulométrica.

Acredita-se que esses agregados são formados durante a secagem e não se fragmentaram durante o peneiramento.

Assim, conclui-se que a composição desta fração granulométrica está fortemente contaminada por material muito mais fino, provavelmente menor que $10\mu\text{m}$.

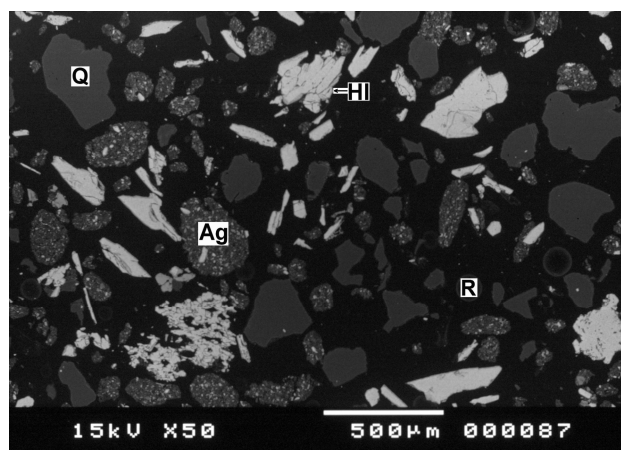


FIGURA 5.2. Fração $+45\mu\text{m}$ Amostra 1 global – Partículas de hematita lamelar (HI), quartzo (Q) e hematita granular. Há vários agregados (Ag) da lama fina, contendo minerais de ferro finos e argilominerais. As partículas não inclusas nos agregados estão altamente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER). Secção polida.

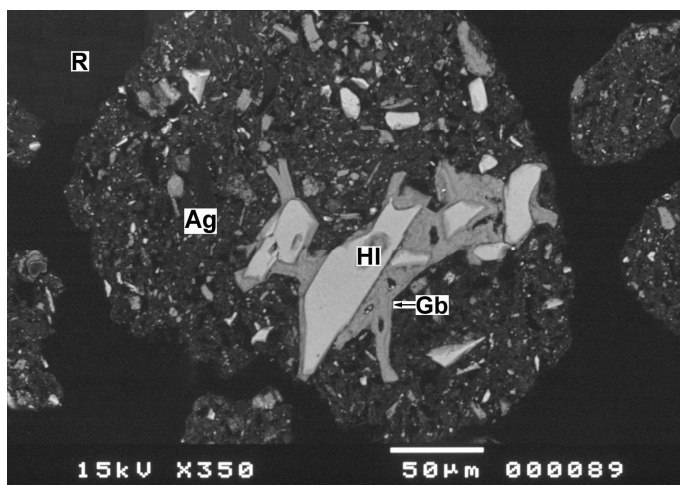


FIGURA 5.3. Fração +45µm Amostra 1 detalhe – Agregados (Ag) da lama fina, contendo minerais de ferro finos e argilominerais acham-se presentes. Partícula contendo goethita botrioidal (Gb) e hematita lamelar (Hl) está incluída no agregado maior. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER). Secção polida.

As microanálises das áreas Gb, Hl e Ag destacadas acima são mostradas na Tabela 5.9.

TABELA 5.9. Fração +45µm Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Gb, Hl e Ag

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Gb	0,90	0,70	98,30	0,00	0,00	0,00	0,00	0,10	0,00	Goethita
Hl	0,10	0,00	99,90	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita
Ag	25,70	22,50	52,00	0,00	0,00	0,20	0,00	0,00	0,00	Agregado

- **Fração -45µm +20µm**

Esta é a fração de maior teor de Fe₂O₃ e menores teores de SiO₂, Al₂O₃ e PPC. Consistentemente, a feição mineralógica dominante é a hematita lamelar (Figuras 5.4 e 5.5), seguida pela granular, com poucas goethita botrioidal e hematita martítica. O quartzo tem ocorrência média a baixa. A liberação das partículas está próxima de 100%.

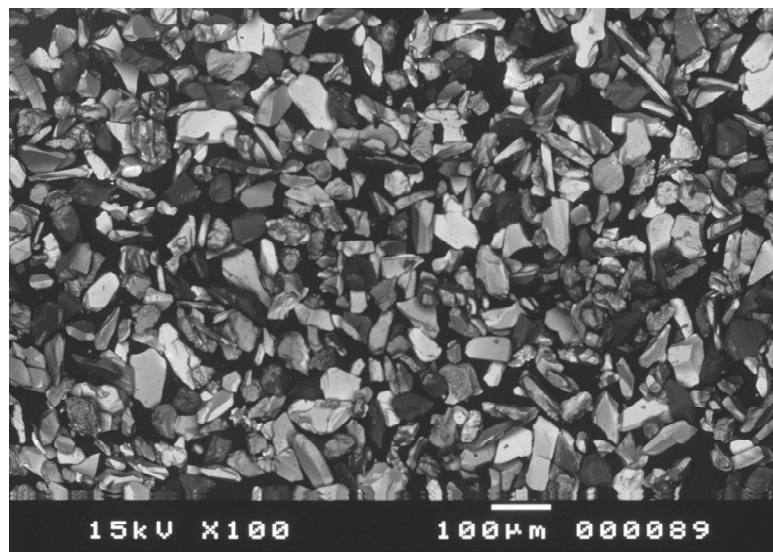


FIGURA 5.4. Fração $-45\mu\text{m} +20\mu\text{m}$ Amostra 1 global – Visão geral das partículas, com preponderância de hematita lamelar e granular; quartzo ocorre em quantidade menor. As partículas estão altamente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

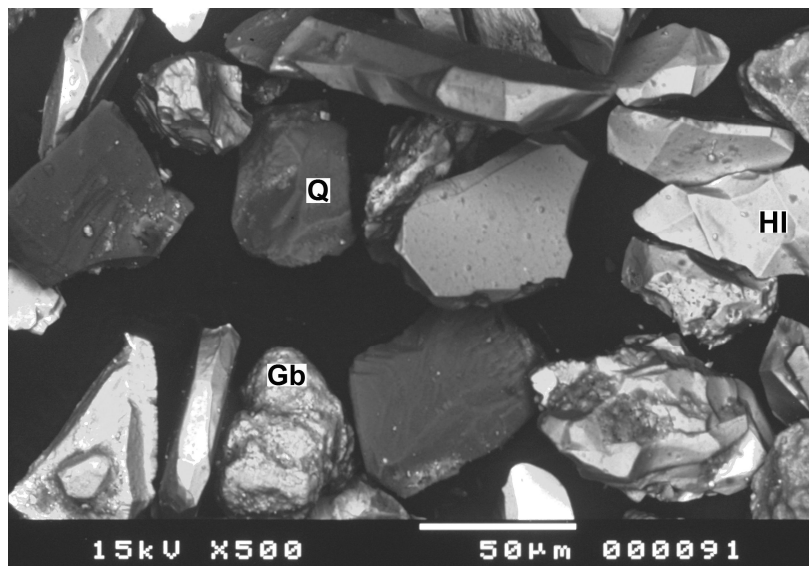


FIGURA 5.5. Fração $-45\mu\text{m} +20\mu\text{m}$ Amostra 1 detalhe – Partículas, com preponderância de hematita lamelar (HI) e granular; goethita botrioidal (Gb) e quartzo (Q) estão presentes em menor abundância. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

As microanálises das áreas Gb, Hl e Q são apresentadas na Tabela 5.10.

TABELA 5.10. Fração -45 μ m +20 μ m Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Gb, Hl e Q

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Gb	0,90	0,70	98,30	0,00	0,00	0,00	0,00	0,10	0,00	Goethita
Hl	0,10	0,00	99,90	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita
Q	99,60	0,10	0,30	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Quartzo

- **Fração -20 μ m +10 μ m**

Esta fração apresenta goethita botrioidal como feição mineral dominante, seguida pela hematita lamelar. Hematita martítica é mais rara. O quartzo mostra-se moderado. Um aspecto importante é a presença de gibsita, em partículas argilosas, associada à goethita terrosa (Figura 5.6 e 5.7). Também nesta fração, a liberação está praticamente em 100%.

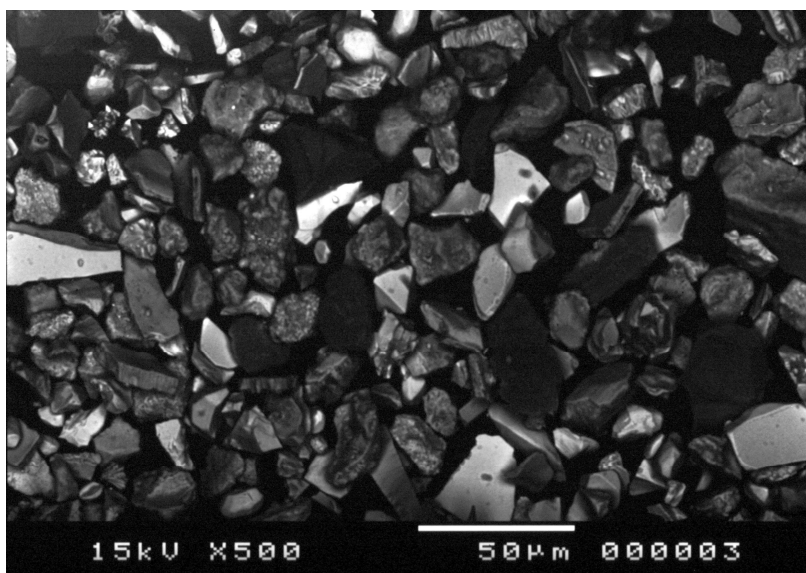


Figura 5.6. Fração +20 μ m -10 μ m Amostra 1 global – Partículas, com preponderância de goethita botrioidal (Gb), hematita lamelar (Hl) e martítica (Hm). Quartzo (Q) ocorre em menor abundância. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

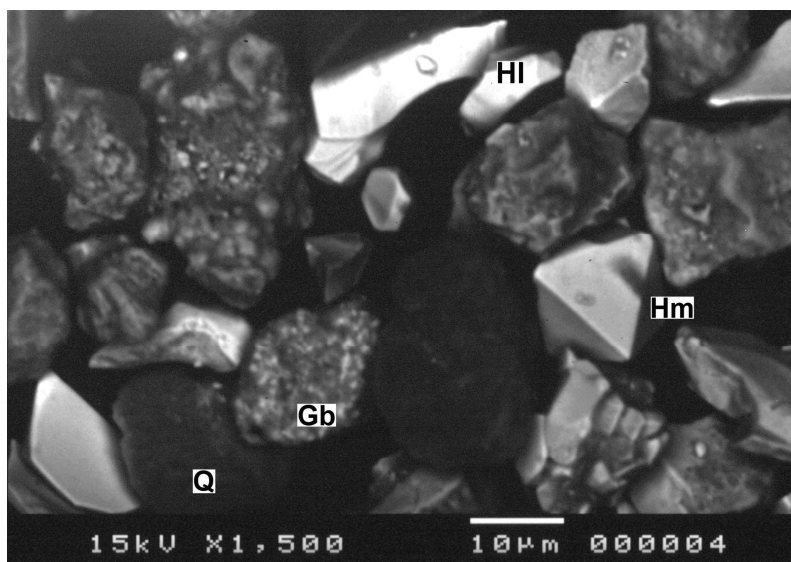


Figura 5.7. Fração +20µm -10µm Amostra 1 detalhe – Ampliação de área da foto anterior. Partículas, com preponderância de goethita botrioidal (Gb), hematita lamelar (Hl) e martítica (Hm). Desta última, há um cristal euédrico (Hm), pseudomórfico de magnetita. Quartzo (Q) ocorre em menor abundância. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

As microanálises das áreas destacadas acima, Gb, Hl, Hm e Q, são apresentadas na Tabela 5.11.

TABELA 5.11. Fração -20µm +10 µm Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Gb, Hl, Hm e Q

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Gb	3,40	4,60	90,60	0,00	0,00	0,00	0,80	0,10	0,50	Goethita
Hl	0,10	0,00	99,90	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita
Hm	0,20	0,00	99,80	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita
Q	99,50	0,00	0,50	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Quartzo

- **Fração -10µm**

Esta é a fração de maior quantidade em massa na granulometria, com 59%. O principal portador de ferro é a goethita, nas feições terrosa e botrioidal, seguida pela hematita lamelar. O principal argilomineral é a caolinita, seguido pela gibsitita. A caolinita contém a maior quantidade de sílica, pois o quartzo tem ocorrência relativamente baixa nesta fração (Figura 5.8 e 5.9)

Evidentemente, os minerais que ocorrem em partículas discretas, como hematita lamelar, goethita botrioidal e quartzo, acham-se 100% liberados. Já os argilominerais, principalmente caolinita e goethita terrosa, com alguma gibsita, formam agregados, de dispersão mais difícil.

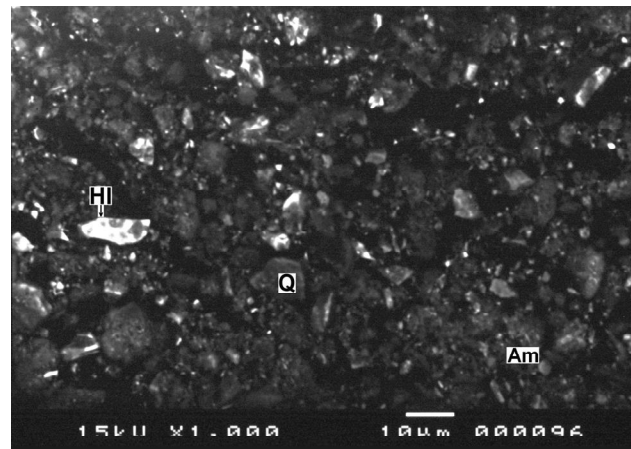


Figura 5.8. Fração -10µm Amostra 1 global – Partículas muito pequenas, com preponderância de goethita terrosa com mistura dos argilominerais (Am) caolinita e gibsita. Este conjunto de minerais compõem as partículas de cor escura. Notam-se algumas partículas de hematita lamelar (HI) e quartzo (Q), sendo este menos abundante. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

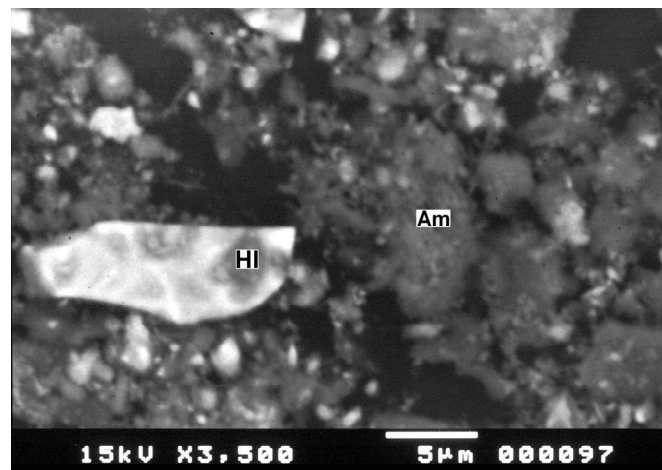


Figura 5.9. Fração -10µm Amostra 1 detalhe – Ampliação de área da foto anterior. Partículas muito pequenas, com preponderância de goethita terrosa com mistura dos argilominerais (Am) caolinita e gibsita. Este conjunto de minerais compõe os agregados de cor cinza escura. Nota-se partícula de hematita lamelar (HI) à esquerda. Outras menores estão presentes. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER)

As microanálises das áreas Am e HI são apresentadas na Tabela 5.12.

TABELA 5.12. Fração -10 μm Amostra 1 detalhe – Microanálises das áreas Am e HI

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Am	30,70	28,80	39,50	0,00	0,00	0,00	0,90	0,10	0,00	Argilominerais + goethita
HI	0,40	0,60	99,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita

5.1.6.2. Análise MEV da amostra 2

- **Fração +45 μm**

A amostra +45 μm mostrou pequena quantidade de agregados de partículas muito menores, correspondentes ao material muito fino. Isto é o contrário do observado na amostra 1, estudada previamente, que continha grande quantidades desses finos. Em ambos os casos, se estas partículas muito pequenas estivessem dispersas, certamente passariam na peneira de abertura de 45 μm . Alguns destes agregados estão mostrados nas Figuras 5.10 e 5.11.

O restante das partículas tem realmente diâmetro maior que 45 μm . Estas partículas apresentam composição mineralógica e química normal e acham-se praticamente totalmente liberadas. As feições minerais dominantes nas partículas são hematitas lamelar e granular, goethita botrioidal e quartzo. Pouca hematita martítica, goethita fibrosa e goethita martítica também estão presentes.

A goethita fibrosa formou-se a partir de anfibólios pré-existentes e são pseudomorfos desses silicatos.

Os agregados são compostos pelos constituintes principais – hematita lamelar, quartzo e goethita botrioidal – unidos por um cimento constituído essencialmente por caolinita, gibsitita e goethita terrosa. Acredita-se que esses agregados são formados durante a secagem e não se fragmentaram durante o peneiramento.

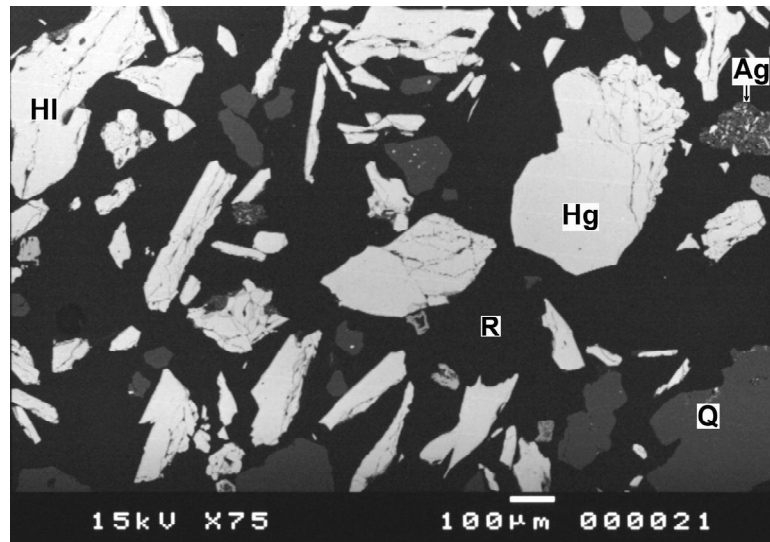


FIGURA 5.10. Fração +45µm Amostra 2 global – Partículas de hematita lamelar (HI), quartzo (Q) e hematita granular. Há vários agregados (Ag) da lama fina, contendo minerais de ferro finos e argilominerais. As partículas não incluídas nos agregados estão altamente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER). Secção polida.

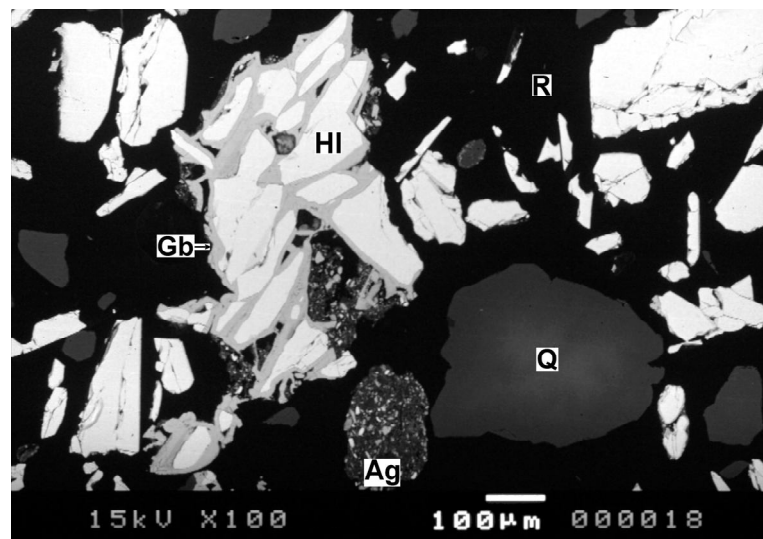


FIGURA 5.11. Fração +45µm Amostra 2 detalhe – Partículas de hematita lamelar (HI), hematita granular, quartzo (Q). Na parte central inferior, há um agregado (Ag) da lama fina, contendo minerais de ferro finos e argilominerais. Na região superior esquerda, vê-se uma partícula complexa, contendo grãos de hematita lamelar, cimentados por goethita botrioidal (Gb). Na parte inferior desta partícula, há poros grandes preenchidos pelo agregado. Em relação ao quartzo, a liberação é total nesta foto. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER). Secção polida.

Microanálises da fotomicrografia da Figura 5.11 são apresentadas na Tabela 5.13.

TABELA 5.13. Fração +45 μm Amostra 2 detalhe – Microanálises das áreas Ag, HI, Gb e Q

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Ag	25,30	23,90	50,60	0,00	0,00	0,20	0,00	0,00	0,00	Agregado
HI	0,50	0,20	99,30	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita
Gb	7,20	3,90	88,90	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Goethita
Q	99,90	0,00	0,10	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Quartzo

- **Fração -45 μm + 10 μm**

Esta fração apresenta hematita lamelar e goethita botrioidal como feições minerais dominantes, seguida pelas hematitas martítica e granular. Mais raras são a goethita fibrosa e a goethita martítica. O quartzo mostra-se moderado. Caolinita baixa e gibsita (bem baixa), ocorrem em partículas e agregados argilosos, associadas à goethita terrosa. Também nesta fração, a liberação está praticamente em 100%.

As Figuras 5.12 e 5.13, e suas respectivas microanálises (Tabelas 5.14 e 5.15), ilustram alguns destes aspectos.

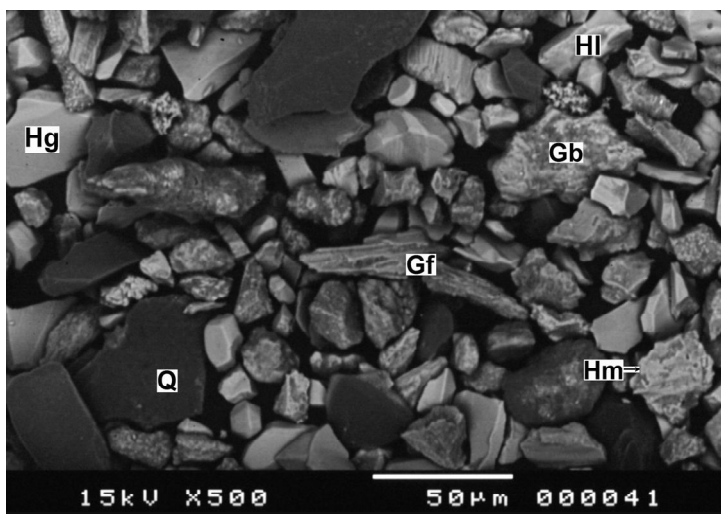


FIGURA 5.12. Fração -45 μm +10 μm Amostra 2 global – Partículas, com preponderância de hematita lamelar (HI), mas com presença de granular (Hg) e martítica (Hm). Goethitas botrioidal (Gb) e fibrosa (Gf) e pouco quartzo (Q) estão presentes. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

TABELA 5.14. Fração -45 μ m +10 μ m Amosra 2 global – Microanálises das áreas Gb, Gf e Q

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Gb	1,20	0,60	98,10	0,00	0,00	0,00	0,00	0,10	0,00	Goethita
Gf	2,10	1,70	96,20	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Goethita
Q	99,40	0,10	0,50	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Quartzo

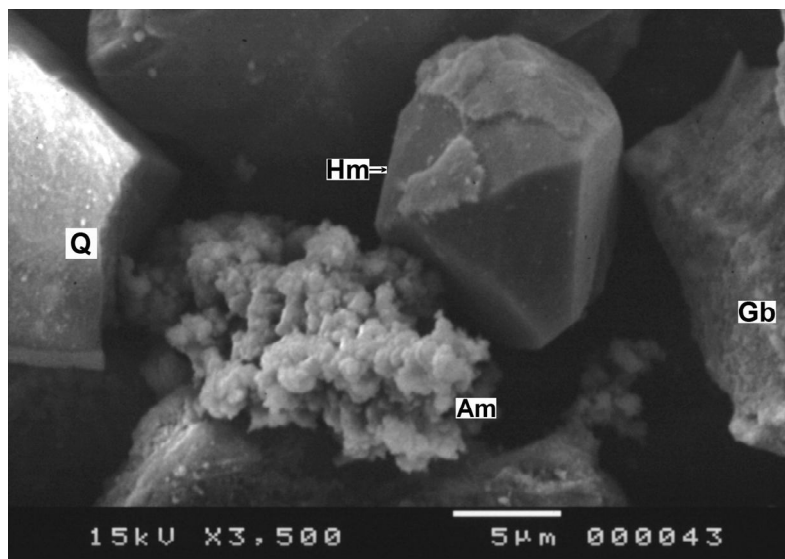


FIGURA 5.13. Fração -45 μ m +10 μ m Amostra 2 detalhe– Partículas pequenas, notando-se um cristal eúdrico de hematita martítica (Hm), ladeado por partículas de quartzo (Q) e goethita botrioidal (Gb). No centro, há agregado de lamelas muito pequenas de caolinita (Am). As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons secundários (IES).

TABELA 5.15. Fração -45 μ m +10 μ m Amostra 2 detalhe – Microanálises das áreas Am e Hm

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Am	49,50	44,90	5,30	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,30	Caolinita
Hm	0,40	0,20	99,40	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita

- **Fração - 10 μ m**

Esta é a fração de maior quantidade em massa na granulometria, com 82,1%. O principal portador de ferro é a goethita, nas feições terrosa, botrioidal e martítica,

seguida pela hematita lamelar. O principal argilomineral é a caolinita, seguido pela gibsita. A caolinita contém a maior quantidade de sílica, pois o quartzo tem ocorrência relativamente baixa nesta fração.

Há ocorrência discreta de mica (Mi), em cristais lamelares (Figura 5.14). Pela microanálise apresentada na Tabela 5.16, provavelmente trata-se da annita, um mineral do grupo da biotita.

Evidentemente, os minerais que ocorrem em partículas discretas, como hematita lamelar, goethita botrioidal e quartzo, acham-se 100% liberados. Já os argilominerais, principalmente caolinita e goethita terrosa, com alguma gibsita, formam agregados, de dispersão mais difícil (Figura 5.15).

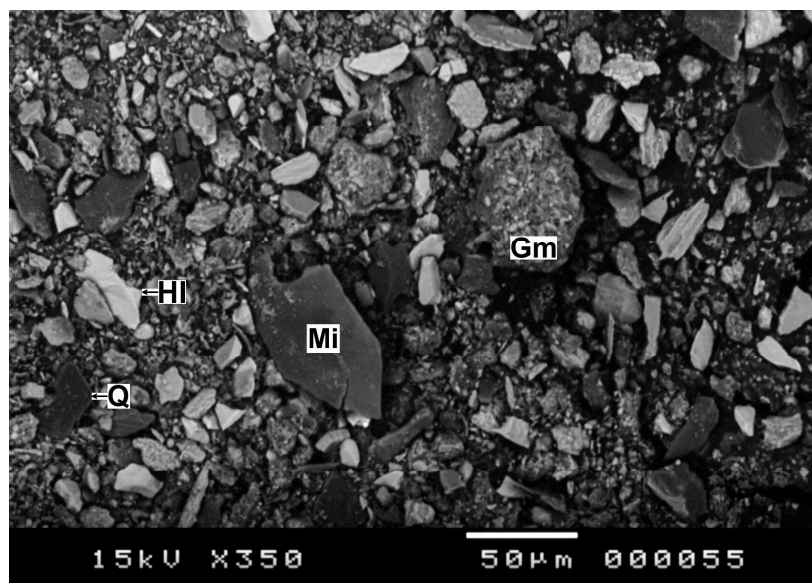


FIGURA 5.14. Fração -10µm Amostra 2 global – Partículas com preponderância de goethitas botrioidal e martítica (Gm). Hematita lamelar (HI) é também freqüente e alguma martítica. Quartzo (Q) ocorre em menor abundância. Há uma lamela de mineral micáceo (Mi), provavelmente annita, do grupo da biotita. As partículas muito pequenas correspondem a uma mistura de minerais de ferro com argilominerais. A liberação é praticamente total. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

TABELA 5.16. Fração -10 μ m Amostra 2 global – Microanálises das áreas Gb, Gf e Q

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Gb	3,10	4,30	91,80	0,00	0,00	0,00	0,60	0,20	0,00	Goethita
Gf	54,20	31,80	5,50	0,00	0,00	8,50	0,00	0,00	0,00	Mica
Q	0,30	0,00	99,70	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	Hematita

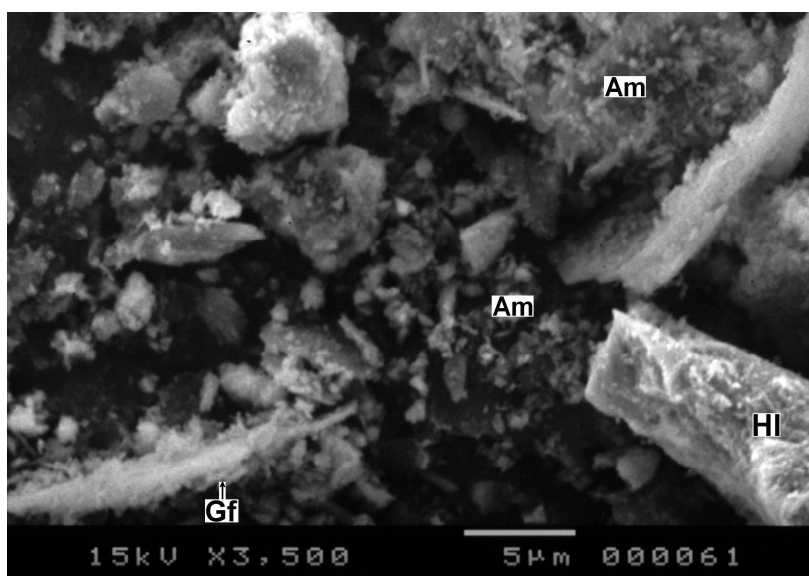


FIGURA 5.15. Fração -10 μ m Amostra 2 detalhe – Partículas muito pequenas, com preponderância de goethita terrosa com mistura dos argilominerais (Am) caolinita e gibsita. Este conjunto de minerais compõe as partículas de cor cinza mais escura. Nota-se uma partícula de goethita fibrosa (Gf). Também há presença de hematita lamelar (Hl) e pouco quartzo. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).

Microanálise da imagem da Figura 5.15 é apresentada na Tabela 5.17:

TABELA 5.17. Fração -10 μ m Amostra 2 detalhe – Microanálise da área Am

Área	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	Mineral
Am	19,30	17,70	62,40	0,00	0,00	0,00	0,40	0,00	0,20	Argilominerais + goethita

5.1.6.3. Comparativo dos resultados das amostras 1 e 2

A amostra de lama, de processamento de minério de ferro, tanto da amostra 1, quanto da amostra 2, estudadas mostram propriedades típicas deste material, inclusive o teor de ferro relativamente alto.

As frações +10 μ m mostram feições da hematita, principalmente a lamelar, como o segundo portador de ferro, sendo o primeiro a goethita, principalmente a botrioidal. Nestas frações, o quartzo tem ocorrência média e a presença de caolinita também é baixa.

A fração -10 μ m concentra uma grande quantidade dos argilominerais: caolinita e gibbsita, associados à goethita terrosa. O principal portador de ferro é a goethita, destacando-se a botrioidal.

Por um problema de preparação da amostra 1, agregados de argilominerais, contendo inclusive partículas de minerais maiores, foram observados na fração +45 μ m, embora no material disperso (polpa) eles ocorressem realmente na fração -10 μ m.

Quanto à amostra 2, como a fração -10 μ m é a mais abundante, com 82,1% em massa, sua composição química e mineralógica influem fortemente nas características da amostra global.

Em todas as frações granulométricas estudadas, de ambas as amostras, o grau de liberação está próximo de 100%.

5.2. Testes de concentração

A seguir são apresentados os principais resultados dos testes exploratórios e conclusivos das quatro rotas investigadas.

5.2.1. Rota A

A definição dos testes da rota A, na etapa de concentração magnética, estágio rougher e flotação, estágio cleaner, foram baseados em testes exploratórios iniciais, pelos quais os resultados parametrizaram os testes conclusivos.

Os tópicos a seguir apresentam os resultados dos testes de concentração magnética piloto (estágio rougher) e flotação convencional em bancada (estágio cleaner).

5.2.1.1. Concentração magnética (*rougher*)

- Testes com o equipamento A

Os primeiros seis testes exploratórios com o concentrador magnético piloto A foram realizados com o pH natural da polpa, próximo de 7,38. As demais variáveis empregadas estão descritas no capítulo anterior. A Tabela 5.18 apresenta o fechamento dos resultados.

TABELA 5.18. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento A em pH igual a 7,38

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
1	Alimentação	100,0	100,0	46,80	12,64	0,169	9,97	0,148	9,13	1,08
	Concentrado	19,4	20,0	48,30	11,64	0,158	9,28	0,144	8,58	
	Rejeito	80,6	80,0	46,44	12,94	0,168	10,28	0,156	9,17	
2	Alimentação	100,0	100,0	46,80	12,64	0,169	9,97	0,148	9,13	1,24
	Concentrado	24,9	27,2	51,21	9,92	0,144	7,92	0,125	7,62	
	Rejeito	75,1	72,8	45,34	13,54	0,178	10,70	0,158	9,54	
3	Alimentação	100,0	100,0	46,80	12,64	0,169	9,97	0,148	9,13	1,24
	Concentrado	19,7	21,7	51,64	9,81	0,142	7,83	0,125	7,26	
	Rejeito	80,3	78,3	45,61	13,29	0,175	10,46	0,159	9,52	
4	Alimentação	100,0	100,0	46,80	12,64	0,169	9,97	0,148	9,13	1,19
	Concentrado	20,8	22,5	50,57	10,22	0,145	8,15	0,129	7,94	
	Rejeito	79,2	77,5	45,81	13,18	0,173	10,43	0,157	9,61	
5	Alimentação	100,0	100,0	46,80	12,64	0,169	9,97	0,148	9,13	1,20
	Concentrado	19,9	21,6	50,85	10,15	0,140	8,06	0,129	7,77	
	Rejeito	80,1	78,4	45,79	13,24	0,176	10,53	0,159	9,44	
6	Alimentação	100,0	100,0	46,57	12,90	0,169	9,88	0,152	9,21	1,17
	Concentrado	26,2	27,9	49,74	11,03	0,155	8,60	0,141	7,78	
	Rejeito	73,8	72,1	45,45	13,78	0,177	10,58	0,168	9,17	

Os próximos cinco testes empregaram diferentes variáveis, ajustando e fixando o pH da polpa de alimentação para o valor próximo de 10,5 em todos os testes. A Tabela 5.19 apresenta os resultados destes testes.

TABELA 5.19. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento A em pH igual a 10,5

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
7	Alimentação	100,0	100,0	46,89	12,42	0,162	9,67	0,153	9,43	1,37
	Concentrado	37,6	42,5	52,92	9,19	0,144	7,15	0,121	6,74	
	Rejeito	62,4	57,5	43,25	14,03	0,199	12,48	0,197	10,41	
8	Alimentação	100,0	100,0	46,89	12,42	0,162	9,67	0,153	9,43	1,27
	Concentrado	31,5	34,8	51,76	10,37	0,143	7,75	0,122	6,46	
	Rejeito	68,5	65,2	44,65	14,35	0,186	11,24	0,175	9,64	
9	Alimentação	100,0	100,0	46,89	12,42	0,162	9,67	0,153	9,43	1,30
	Concentrado	28,1	31,2	52,06	9,69	0,139	7,49	0,132	7,06	
	Rejeito	71,9	68,8	44,87	14,06	0,181	10,81	0,174	9,70	
10	Alimentação	100,0	100,0	46,89	12,42	0,162	9,67	0,153	9,43	1,26
	Concentrado	22,9	25,0	51,36	9,77	0,145	7,77	0,131	7,70	
	Rejeito	77,1	75,0	45,57	13,85	0,175	10,43	0,164	9,39	
11	Alimentação	100,0	100,0	46,89	12,42	0,162	9,67	0,153	9,43	1,28
	Concentrado	20,8	23,2	52,32	9,67	0,141	7,57	0,125	6,99	
	Rejeito	79,2	76,8	45,47	13,79	0,178	10,59074	0,181836	9,20	

Todos os resultados dos testes exploratórios utilizando o equipamento A, apresentaram resultados muito abaixo do esperado. Em todos os testes, a qualidade do concentrado está muito próxima à qualidade da alimentação. As recuperações mássicas e metalúrgicas se mantêm muito baixas, logo também, o índice de seletividade de Gaudin também não atingiu nenhum resultado relevante.

- **Testes com o equipamento B**

De forma similar aos testes exploratórios apresentados no item anterior, a Tabela 5.20 apresenta o fechamento dos resultados (reconciliados pelo software Bilmat), da primeira etapa de testes com o equipamento B. Neste primeiro momento foi investigado o pH natural igual a 7,38, aumentando o campo magnético de 12.000 a 18.000 gauss, a cada 2.000 gauss. As demais variáveis apresentadas no capítulo anterior se mantiveram constantes em todos os testes.

TABELA 5.20. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento B em pH igual a 7,38

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
12	Alimentação	100,0	100,0	46,18	13,28	0,168	10,02	0,154	9,37	1,46
	Concentrado	13,4	15,9	54,71	8,09	0,116	6,49	0,107	6,52	
	Rejeito	86,6	84,1	44,86	14,08	0,176	10,56	0,162	9,81	
13	Alimentação	100,0	100,0	46,63	12,97	0,164	10,02	0,152	9,30	1,42
	Concentrado	15,9	18,6	54,50	8,25	0,122	6,65	0,111	6,53	
	Rejeito	84,1	81,4	45,15	13,86	0,172	10,66	0,159	9,82	
14	Alimentação	100,0	100,0	46,50	13,04	0,165	10,09	0,158	9,33	1,44
	Concentrado	16,8	19,5	54,12	8,18	0,120	6,60	0,116	6,75	
	Rejeito	83,2	80,5	44,96	14,02	0,173	10,79	0,167	9,85	
15	Alimentação	100,0	100,0	46,32	13,17	0,170	10,18	0,161	9,39	1,47
	Concentrado	16,5	19,6	54,78	8,06	0,125	6,42	0,111	6,61	
	Rejeito	83,5	80,4	44,64	14,19	0,179	10,93	0,171	9,94	

Pelos resultados anteriores, percebe-se que nenhum teste apresentou teores de Fe maiores do que 55%, e as recuperações também permaneceram muito baixas.

Nos testes 16 a 19, cujos resultados são apresentados na Tabela 5.21, praticamente todas as variáveis permaneceram constantes e na mesma seqüência da tabela anterior. A exceção foi o pH da polpa que foi alterado para 10,3, ou seja, polpa de alimentação dispersa.

TABELA 5.21. Resultados dos testes exploratórios com o equipamento B em pH igual a 10,3

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
16	Alimentação	100,0	100,0	46,16	13,33	0,166	10,19	0,155	9,36	2,82
	Concentrado	11,2	15,4	63,43	2,66	0,072	2,39	0,059	3,42	
	Rejeito	88,8	84,6	43,97	14,68	0,178	11,18	0,167	10,11	
17	Alimentação	100,0	100,0	45,88	13,32	0,171	10,21	0,157	9,55	2,66
	Concentrado	12,9	17,8	63,07	3,06	0,084	2,50	0,069	3,74	
	Rejeito	87,1	82,2	43,32	14,84	0,184	11,35	0,170	10,41	
18	Alimentação	100,0	100,0	46,40	12,99	0,172	9,95	0,153	9,43	3,12
	Concentrado	23,8	32,5	63,27	2,56	0,100	2,47	0,063	3,93	
	Rejeito	76,2	67,5	41,13	16,25	0,195	12,29	0,181	11,15	
19	Alimentação	100,0	100,0	46,12	13,26	0,168	10,20	0,155	9,45	3,12
	Concentrado	15,0	20,7	63,52	2,30	0,083	2,26	0,062	3,89	
	Rejeito	85,0	79,3	43,04	15,20	0,183	11,60	0,171	10,43	

Todos os testes em pH igual a 10,3 apresentaram bons resultados do ponto de vista da qualidade de Fe no concentrado. Possivelmente, este fato se deve ao fenômeno de dispersão, que foi induzido às partículas presentes na polpa. Ressalta-se também, que o

teste 18 apresentou um ponto anômalo em relação à tendência dos resultados. Este teste foi, portanto, invalidado. Isto pode ser observado mais claramente através do gráfico da Figura 5.16.

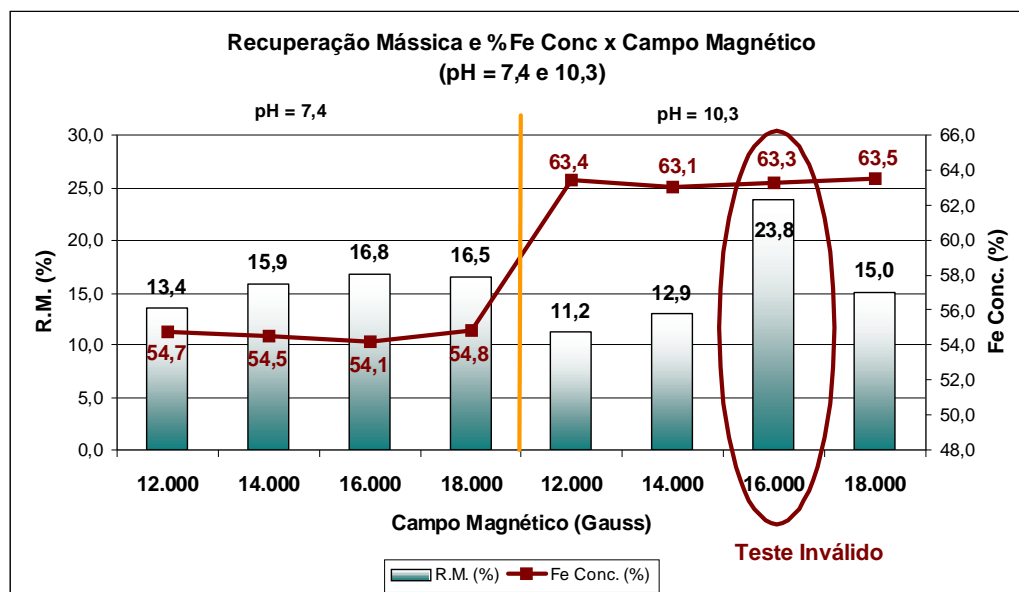


FIGURA 5.16. Comparação entre resultados dos testes com o equipamento B considerando pH em 7,4 e 10,3.

De acordo com os resultados acima, foi definido que o melhor teste foi aquele em que se obteve recuperação mássica de 12,9% e teor de ferro no concentrado igual a 63,1% (Teste 17), utilizando-se o equipamento “B”. As principais variáveis observadas foram:

- ✓ GAP da matriz = 1,5mm.
- ✓ Campo magnético = 14.000 gauss – possível de ser utilizado industrialmente.
- ✓ pH = 10,3 – obtido através de dosagem de NaOH na polpa de alimentação.
- ✓ % Sólidos = 30,0%.

• **Teste conclusivo – Rota A (*rougher*)**

Para o teste conclusivo da etapa de concentração magnética (*rougher*), utilizou-se, portanto, os mesmos parâmetros observados anteriormente. A Tabela 5.22 apresenta os resultados.

TABELA 5.22. Resultados do teste conclusivo de concentração magnética

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metalúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
Conclusivo (<i>rougher</i>)	Alimentação	100,0	100,0	46,29	13,03	0,149	9,98	0,130	9,54	2,75
	Concentrado	16,7	22,7	63,02	2,87	0,08	2,75	0,06	3,70	
	Rejeito	83,3	77,3	42,94	14,79	0,17	11,94	0,17	10,69	

Pode-se confirmar a qualidade favorável do concentrado (%Fe > 63,0%), e uma maior recuperação mássica (16,7%) e metalúrgica (22,7%) se comparado aos resultados do teste exploratório.

5.2.1.2. Flotação convencional (*cleaner*)

A massa de concentrado gerada no teste conclusivo do estágio *rougher* foi então, direcionada a ensaios de flotação convencional em bancada no CPT da VALE.

A Tabela 5.23 apresenta os resultados, os quais foram reconciliados pelo software Bilmat.

TABELA 5.23. Resultados do teste de flotação convencional em bancada – estágio *cleaner*

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
1	Alimentação	100,0	100,0	62,85	3,04	0,084	2,70	0,062	3,97	2,16
	Concentrado	63,0	65,7	65,53	1,40	0,071	1,57	0,048	3,18	
	Rejeito	37,0	34,3	58,28	5,84	0,107	4,64	0,085	5,31	
2	Alimentação	100,0	100,0	63,01	3,01	0,083	2,59	0,061	3,89	1,95
	Concentrado	49,2	50,9	65,18	1,31	0,073	1,59	0,051	3,40	
	Rejeito	50,8	49,1	60,91	4,66	0,093	3,56	0,072	4,37	
3	Alimentação	100,0	100,0	62,85	3,00	0,083	2,75	0,063	3,87	1,77
	Concentrado	36,5	38,4	65,96	1,36	0,059	1,33	0,042	2,65	
	Rejeito	63,5	61,6	61,07	3,94	0,096	3,58	0,076	4,58	
4	Alimentação	100,0	100,0	62,79	2,96	0,085	2,73	0,063	3,85	2,15
	Concentrado	60,5	63,0	65,31	1,32	0,069	1,55	0,047	3,02	
	Rejeito	39,5	37,0	58,92	5,48	0,109	4,53	0,087	5,11	
5	Alimentação	100,0	100,0	62,68	3,04	0,084	2,79	0,065	3,89	2,41
	Concentrado	76,8	79,4	64,79	1,58	0,074	1,93	0,056	3,29	
	Rejeito	23,2	20,6	55,70	7,88	0,117	5,64	0,094	5,87	
6	Alimentação	100,0	100,0	62,87	3,14	0,084	2,78	0,063	3,92	2,02
	Concentrado	57,8	60,9	66,26	1,50	0,061	1,51	0,042	2,77	
	Rejeito	42,2	39,1	58,23	5,38	0,114	4,51	0,090	5,50	
7	Alimentação	100,0	100,0	62,87	2,93	0,084	2,69	0,062	3,94	2,44
	Concentrado	84,5	86,7	64,53	1,82	0,077	2,05	0,056	3,49	
	Rejeito	15,5	13,3	53,83	9,02	0,118	6,18	0,097	6,43	
8	Alimentação	100,0	100,0	62,68	3,05	0,084	2,65	0,063	3,94	2,28
	Concentrado	72,7	75,4	65,06	1,56	0,072	1,63	0,051	3,22	
	Rejeito	27,3	24,6	56,33	7,01	0,114	5,35	0,095	5,85	
9	Alimentação	100,0	100,0	62,82	2,97	0,093	2,71	0,062	3,95	2,14
	Concentrado	69,9	72,2	64,88	1,53	0,085	1,95	0,056	3,50	
	Rejeito	30,1	27,8	58,04	6,29	0,112	4,46	0,078	4,99	
10	Alimentação	100,0	100,0	62,78	3,00	0,095	2,71	0,063	3,91	1,83
	Concentrado	62,4	64,0	64,36	1,66	0,090	2,09	0,058	3,53	
	Rejeito	37,6	36,0	60,15	5,21	0,102	3,73	0,071	4,54	

De modo geral, observa-se que todos os testes apresentaram baixos índices de seletividade, bem como baixos fatores de enriquecimento, gerando muita perda de ferro para os rejeitos. Possivelmente isto é causado devido ao arraste hidráulico de ultrafinos e/ou pelo fenômeno de *slimes coating*.

De qualquer maneira, o melhor resultado foi gerado a partir dos parâmetros empregados no teste 7, que são:

- ✓ Dosagem de amido = 1000g/t
- ✓ Dosagem de amina = 1500g/t_{SiO₂}
- ✓ pH = 10,5
- ✓ % Sólidos = 30,0%

Também, não foi observado nenhum ganho com a adição do dispersante hexametáfosfato de sódio, nas dosagens aplicadas. A recuperação mássica atingida na

flotação foi de 84,5%; recuperação metalúrgica de 86,7%; teor de ferro no concentrado igual a 64,53% e índice de seletividade de Gaudin de 2,44.

5.2.1.3. Balanço de massas – Rota A

O melhor resultado obtido nos estudos da rota A envolveu, portanto, concentração magnética com polpa de alimentação dispersa em pH igual a 10,3, campo magnético de 14.000 gauss e GAP de 1,5mm (estágio *rougher*). Em seguida, flotação em célula convencional, com 1.000g/t e 1.500g/t_{SiO₂} de dosagens de amido e amina, respectivamente (estágio *cleaner*).

Após o fechamento global do circuito, foram obtidos os seguintes resultados (Tabela 5.24):

TABELA 5.24. Resultados Rota A

Resumo Rota A	
Fe Alimentação (%)	46,3
Fe Rejeito (%)	44,6
Fe Concentrado (%)	64,4
Rec. Mássica (%)	10,1
Rec. Metalúrgica (%)	14,1
Produtividade (t/h)	37,5
Produção Anual (t/a)	288.943

Para fins de uma análise mais detalhada, a Figura 5.17 apresenta o fluxograma proposto, juntamente com o balanço de massas projetado. Para isto, foram utilizados os valores de teor e partições atingidos no melhor cenário descrito, empregado valores de referência padrão e industrial das vazões de água de lavagem de concentrado e de médio e simulado as partições de massas nos hidrociclones de adensamento, através do modelo de Plitt.

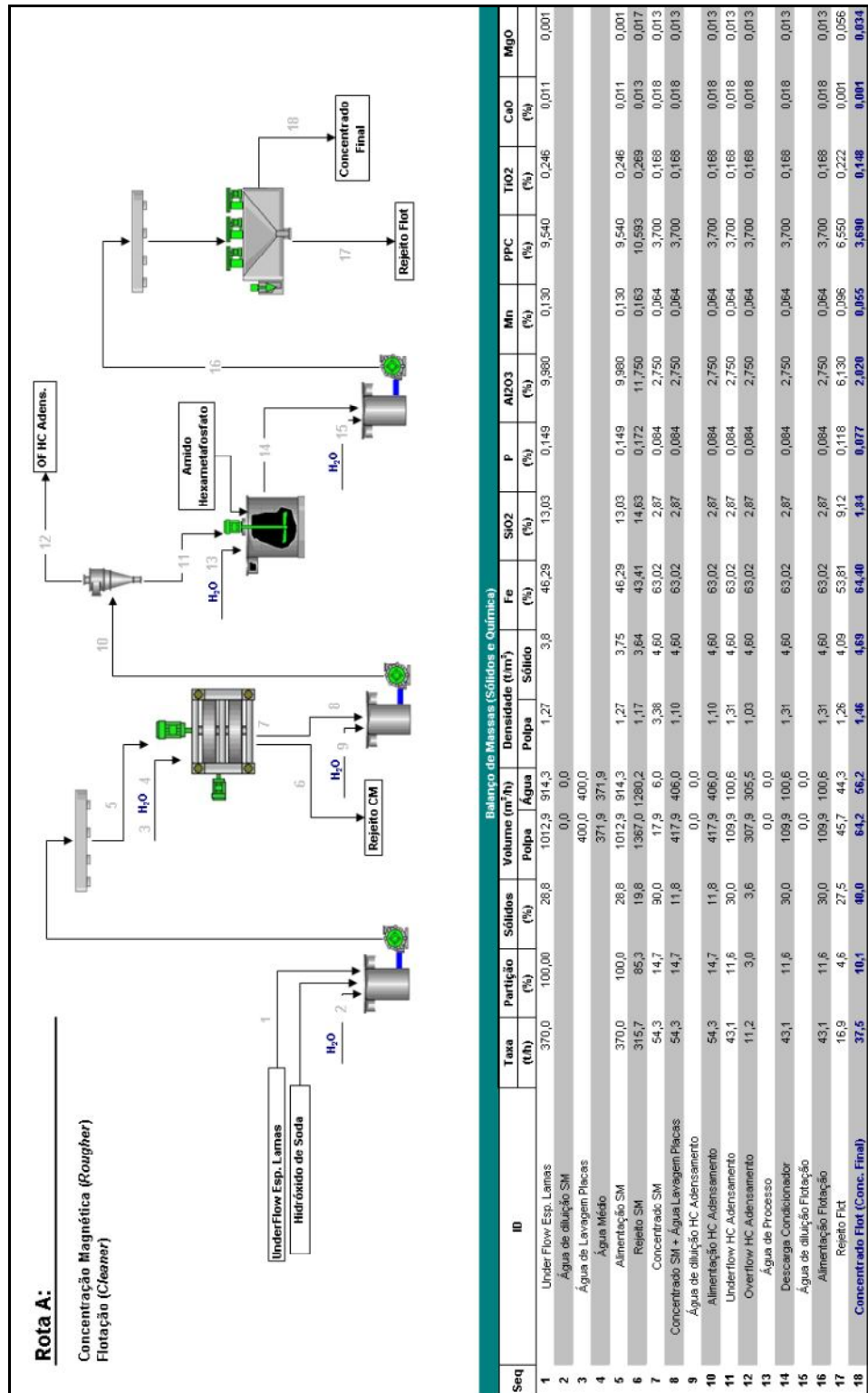


FIGURA 5.17. Fluxograma e balanço de massas – Rota A.

5.2.2. Rota B

Inicialmente, foram realizados ensaios exploratórios em célula de flotação convencional em bancada nos laboratórios do CPT da VALE e de Tratamento de Minérios da UFMG. A melhor combinação de parâmetros definida balizou, em seguida, os testes de flotação pneumática.

5.2.2.1. Flotação convencional em bancada

A Tabela 5.25 apresenta a mesma seqüência de testes apresentada no capítulo anterior. Os resultados foram novamente reconciliados no software Bilmat.

TABELA 5.25. Resultados do teste de flotação convencional em bancada – estágios *rougher e cleaner*

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
1	Alimentação	100,0	100,0	46,81	12,16	0,157	10,03	0,148	9,70	1,40
	Concentrado	60,4	64,4	49,89	9,66	0,155	8,77	0,150	9,27	
	Rejeito	39,6	35,6	42,11	15,98	0,160	11,95	0,144	10,35	
2	Alimentação	100,0	100,0	46,63	12,26	0,154	10,07	0,140	9,71	1,66
	Concentrado	39,5	44,4	52,43	6,98	0,154	7,74	0,137	9,40	
	Rejeito	60,5	55,6	42,84	15,72	0,154	11,59	0,142	9,90	
3	Alimentação	100,0	100,0	46,63	12,24	0,155	10,09	0,141	9,68	1,73
	Concentrado	27,1	31,1	53,53	5,92	0,151	7,21	0,130	9,54	
	Rejeito	72,9	68,9	44,06	14,59	0,157	11,16	0,145	9,73	
4	Alimentação	100,0	100,0	46,62	12,22	0,158	10,12	0,142	9,67	1,72
	Concentrado	19,1	21,9	53,41	5,54	0,164	7,07	0,137	9,90	
	Rejeito	80,9	78,1	45,02	13,80	0,156	10,84	0,143	9,62	
5	Alimentação	100,0	100,0	46,83	12,39	0,161	10,09	0,140	9,07	1,59
	Concentrado	38,2	42,8	52,40	7,40	0,156	7,76	0,135	8,44	
	Rejeito	61,8	57,2	43,37	15,47	0,164	11,53	0,143	9,46	
6	Alimentação	100,0	100,0	46,64	12,66	0,161	10,15	0,144	8,83	1,61
	Concentrado	43,2	47,7	51,58	7,65	0,162	8,22	0,141	8,78	
	Rejeito	56,8	52,3	42,89	16,46	0,160	11,61	0,146	8,86	
7	Alimentação	100,0	100,0	46,77	12,52	0,160	10,19	0,139	8,92	1,63
	Concentrado	45,1	49,9	51,68	7,58	0,162	8,40	0,137	8,69	
	Rejeito	54,9	50,1	42,73	16,58	0,159	11,66	0,140	9,10	
8	Alimentação	100,0	100,0	46,74	12,59	0,161	10,27	0,138	8,79	1,63
	Concentrado	45,7	50,6	51,74	7,66	0,162	8,45	0,133	8,71	
	Rejeito	54,3	49,4	42,54	16,73	0,160	11,79	0,142	8,86	

Nota-se claramente que a flotação convencional não é uma operação adequada à concentração de ultrafinos. Produz fatores de enriquecimento e índices de seletividade de Gaudin muito baixos (I.S.G. $\leq 1,73$ em todos os testes). De qualquer modo, o resultado apresentado no teste 2 parece ser o mais favorável.

Estes resultados reforçam o conhecimento comum sobre o efeito deletério de ultrafinos na flotação tradicional de minério de ferro, como já citado anteriormente através de Turrer (2004), Klassen e Mokrousov (1963), Sivamohan (1990) e Pease *et al.* (2005).

Os parâmetros empregados no teste 2, o qual não se empregou o dispersante hexametáfosfato de sódio, foram os seguintes:

- ✓ Dosagem de amido = 1.000g/t
- ✓ Dosagem de amina = 2000g/tSiO₂
- ✓ pH = 10,5
- ✓ % Sólidos = 30,0%

5.2.2.2. Micro-deslamagem e flotação convencional em bancada

A Tabela 5.26 apresenta os resultados da micro-deslamagem, cujo *underflow* gerado alimentou parte dos testes de flotação convencional seguintes.

TABELA 5.26. Resultados do teste de Micro-deslamagem

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
1	Alimentação	100,0	100,0	46,90	12,73	0,156	10,01	0,15	8,80	1,17
	UnderFlow	18,0	21,34	55,64	11,69	0,071	3,74	0,061	4,03	
	OverFlow	82,0	78,7	44,98	12,96	0,175	11,39	0,165	9,85	

Deve-se destacar a baixa partição em massa de 18,0% para *underflow* e o teor de ferro enriquecendo-se de 46,9% para 55,64%. Possivelmente este fluxo constitui em sua maior parte de partículas maiores do que 10,0 µm. Conforme evidenciado na análise granulométrica da amostra 2, a massa desta fração representa aproximadamente 20,0% em relação ao total, e seu teor de Fe tem média próxima de 55,0%.

Os resultados de flotação convencional em bancada são apresentados na Tabela 5.27. Os testes 3, 4 e 5 foram alimentados a partir da amostra gerada no fluxo de *underflow* da micro-deslamagem.

TABELA 5.27. Resultados dos testes conclusivos de flotação convencional em bancada

Teste	Fluxo	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
1	Alimentação	100,0	100,0	47,02	12,21	0,158	10,351	0,135	9,192	1,83
	Concentrado	38,0	44,48	55,04	6,18	0,141	6,550	0,116	7,530	
	Rejeito	62,0	55,5	42,10	15,90	0,169	12,680	0,147	10,210	
2	Alimentação	100,0	100,0	47,22	12,72	0,147	10,305	0,124	8,520	1,95
	Concentrado	24,7	30,06	57,36	5,22	0,116	5,150	0,103	6,360	
	Rejeito	75,3	69,9	43,89	15,18	0,157	12,000	0,131	9,230	
3	Alimentação	100,0	100,0	55,65	11,70	0,071	3,738	0,061	4,006	4,71
	Concentrado	66,4	76,45	64,08	2,25	0,061	1,951	0,049	2,730	
	Rejeito	33,6	23,5	38,99	30,37	0,090	7,267	0,084	6,527	
4	Alimentação	100,0	100,0	55,64	11,69	0,071	3,740	0,061	4,026	5,21
	Concentrado	67,4	78,2	64,58	2,02	0,059	1,865	0,051	2,880	
	Rejeito	32,6	21,8	37,18	31,66	0,096	7,612	0,081	6,394	
5	Alimentação	100,0	100,0	55,64	11,69	0,071	3,740	0,061	4,035	3,63
	Concentrado	79,5	87,6	61,34	5,14	0,066	2,650	0,056	3,570	
	Rejeito	20,5	12,4	33,59	37,03	0,091	7,955	0,079	5,835	

O teste 4 apresenta-se como o melhor teste, por ter tido o maior índice de seletividade (I.S.G = 5,21), e ter gerado a melhor qualidade no concentrado. Vale notar que neste teste, no qual se adicionou 200g/t de hexametáfosfato, obteve-se apenas 1,0% a mais em recuperação mássica e qualidades dos produtos muito semelhantes às do teste 3 (sem adição de hexametáfosfato). A massa que alimentou ambos os testes foi originada a partir do *underflow* da micro-deslamagem. Conforme apresentado no capítulo anterior, para o teste 4, utilizou-se os seguintes parâmetros:

- ✓ Dosagem de amido = 1.000g/t
- ✓ Dosagem de amina = 2.000g/t_{SiO₂}
- ✓ pH = 10,5
- ✓ % Sólidos = 30,0%
- ✓ Hexametáfosfato de sódio = 200,0g/t

5.2.2.3. Flotação pneumática

Os resultados dos testes de flotação pneumática sem dispersão e com dispersão podem ser observados nas Tabelas 5.28 e 5.29, respectivamente.

TABELA 5.28. Resultados do teste de flotação pneumática sem dispersão

Fluxo	Tempo (min)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)
Alimentação	0,0	46,53	12,31	0,171	10,080	0,162	9,300
	1,0	46,56	12,76	0,171	10,310	0,157	9,240
	5,0	47,44	11,21	0,177	9,560	0,165	9,660
	10,0	47,94	10,72	0,160	9,270	0,166	9,550
	17,0	45,09	13,39	0,164	11,280	0,160	9,620
	20,0	46,09	12,32	0,163	10,560	0,171	9,540
	25,0	47,55	11,17	0,154	10,030	0,164	9,330
	30,0	47,71	10,61	0,150	9,750	0,170	9,570
35,0	47,82	10,74	0,157	9,960	0,176	9,280	
Concentrado	0,0	48,70	11,65	0,155	9,050	0,138	8,730
	1,0	46,65	11,88	0,169	10,350	0,164	9,720
	5,0	46,94	11,92	0,179	10,420	0,164	9,370
	10,0	47,39	11,42	0,174	10,250	0,167	9,290
	17,0	47,96	10,79	0,171	9,970	0,167	9,420
	20,0	48,54	10,66	0,166	9,670	0,162	9,130
	25,0	49,02	10,30	0,162	9,440	0,141	8,900
	30,0	49,33	10,12	0,159	9,320	0,162	8,940
35,0	49,35	9,52	0,169	9,460	0,183	9,100	
Rejeito	0,0	36,53	26,80	0,143	11,400	0,140	8,930
	1,0	38,11	21,25	0,161	12,490	0,160	10,030
	5,0	38,69	20,92	0,164	12,640	0,160	9,570
	10,0	38,55	20,74	0,161	12,550	0,159	9,840
	17,0	40,00	19,08	0,158	12,910	0,163	9,710
	20,0	39,55	19,87	0,156	12,410	0,159	9,980
	25,0	40,62	18,40	0,162	12,690	0,164	9,800
	30,0	40,60	18,39	0,160	12,730	0,163	9,910
35,0	41,85	16,62	0,165	12,480	0,172	9,900	

TABELA 5.29. Resultados do teste de flotação pneumática com dispersão

Fluxo	Tempo (min)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)
Alimentação	0,0	49,10	11,75	0,142	8,850	0,145	8,080
	1,0	49,43	11,24	0,152	8,690	0,148	8,310
	5,0	49,11	10,92	0,157	9,070	0,155	8,600
	10,0	49,41	10,46	0,159	9,040	0,161	8,780
	15,0	49,04	10,77	0,151	8,970	0,159	8,900
	20,0	49,00	9,92	0,152	9,040	0,157	9,070
	25,0	49,05	9,96	0,157	9,030	0,159	9,120
	30,0	51,02	9,17	0,151	8,300	0,154	8,360
35,0	49,70	9,24	0,164	8,970	0,174	8,900	
Concentrado	0,0	48,20	11,81	0,161	10,110	0,163	9,050
	1,0	47,91	11,55	0,159	9,700	0,143	9,100
	5,0	47,45	11,46	0,184	10,520	0,171	9,410
	10,0	47,68	10,92	0,174	10,080	0,170	9,200
	15,0	47,84	10,57	0,170	10,000	0,162	9,720
	20,0	48,08	10,26	0,174	9,980	0,163	9,550
	25,0	48,41	9,96	0,175	9,860	0,169	9,540
	30,0	48,68	9,93	0,180	9,830	0,169	9,630
35,0	49,59	9,10	0,168	9,120	0,168	9,130	
Rejeito	0,0	33,47	33,48	0,118	10,820	0,118	7,580
	1,0	33,18	30,25	0,137	11,850	0,141	8,790
	5,0	36,41	25,41	0,141	12,050	0,144	9,100
	10,0	37,59	22,37	0,149	12,350	0,143	9,660
	15,0	37,58	22,27	0,142	12,780	0,145	9,320
	20,0	38,50	20,92	0,159	13,100	0,154	9,640
	25,0	38,25	20,27	0,140	13,910	0,147	9,740
	30,0	38,56	20,75	0,142	13,310	0,152	9,600
35,0	39,50	19,25	0,173	13,450	0,162	10,030	

Pela análise das tabelas acima, fica evidente que nenhuma amostra de nenhum teste apresentou resultado satisfatório nas qualidades de seus produtos. Os maiores teores de Fe atingidos sequer ultrapassaram o valor de 50,0%, para o tempo de 35,0min (sem dispersão: Fe = 49,35% e com dispersão: Fe = 49,59%).

5.2.2.4. Balanço de massas – Rota B

Os testes de flotação realizados para rota B demonstraram que o melhor cenário proposto foi baseado em micro-deslamagem como etapa prévia, e em seguida, flotação em célula convencional (1.000g/t e 2.000g/t_{SiO₂} de dosagem de amido e amina, respectivamente). Também foi dosado hexametáfosfato de sódio a 200g/t.

Vale ressaltar que a rota B também promoveu menores valores nos teores dos principais contaminantes, se comparados com a rota A. (P 0,059% da rota B x 0,077% da rota A, Al₂O₃ 1,865% da rota B x 2,02% da rota A, Mn 0,051% da rota B x 0,055% da rota A e PPC 2,88% da rota B x 3,69% da rota A).

A Tabela 5.30 apresenta um resumo do resultado global do circuito.

TABELA 5.30. Resultados Rota B

Resumo Rota B	
Fe Alimentação (%)	46,9
Fe Rejeito (%)	44,5
Fe Concentrado (%)	64,6
Rec. Mássica (%)	12,1
Rec. Metalúrgica (%)	16,7
Produtividade (t/h)	44,9
Produção Anual (t/a)	345.774

O fluxograma e o balanço de massas projetado são detalhados na Figura 5.18. Foram considerados os mesmos valores de densidade obtidos nos testes.

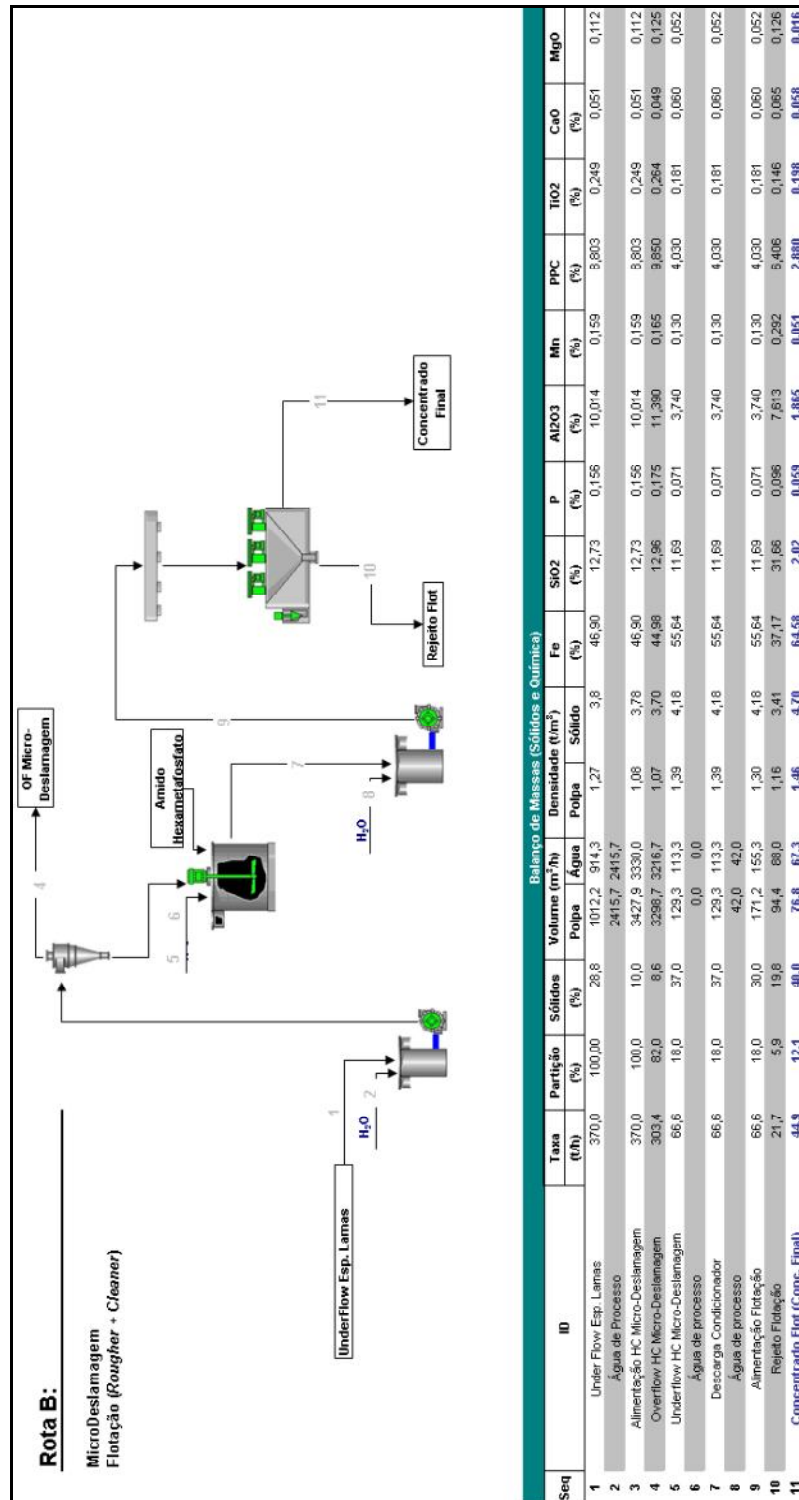


FIGURA 5.18. Fluxograma e balanço de massas – Rota B.

5.2.3. Rota C

Os testes de concentração gravítica no equipamento Falcon foram realizados em duplicata conforme mencionado no capítulo anterior. As Tabelas 5.31 e 5.32 apresentam os resultados de ambos os testes.

TABELA 5.31. Resultados do teste 1 de concentração gravítica no equipamento Falcon

Teste	Estágio	Fluxo	Alimentação Nova (%)	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
1	Rougher	Alimentação	100	100,0	100,0	47,16	12,46	0,157	10,073	0,147	9,032	1,56
		Concentrado	13,6	13,6	17,74	61,38	7,43	0,054	1,740	0,038	2,640	
		Rejeito	86,4	86,4	82,3	44,92	13,25	0,17	11,387	0,164	10,041	
	Scavenger I	Alimentação	86,4	100,0	100,0	44,92	13,25	0,173	11,387	0,164	10,041	1,14
		Concentrado	12,0	13,8	16,66	54,07	12,85	0,096	3,650	0,067	5,190	
		Rejeito	74,4	86,2	83,3	43,45	13,32	0,185	12,630	0,180	10,820	
	Scavenger II	Alimentação	74,4	100,0	100,0	43,45	13,32	0,185	12,630	0,180	10,820	1,12
		Concentrado	0,54	0,73	0,85	50,78	12,40	0,080	10,796	0,088	7,998	
		Rejeito	73,9	99,3	99,1	43,40	13,33	0,186	12,643	0,181	10,841	
	Scavenger III	Alimentação	73,9	100,0	100,0	43,40	13,33	0,186	12,643	0,181	10,841	1,22
		Concentrado	0,53	0,72	0,8	50,60	10,52	0,031	10,770	0,031	8,095	
		Rejeito	73,3	99,3	99,2	43,34	13,35	0,187	12,657	0,182	10,861	
-	Global	Alimentação	100	100,0	100,0	47,16	12,46	0,157	10,073	0,147	9,032	1,33
		Concentrado	26,65	26,65	32,6	57,67	10,02	0,073	2,960	0,052	4,001	
		Rejeito	73,3	73,3	67,4	43,34	13,35	0,187	12,657	0,182	10,861	
		Alimentação	100	100,0	100,0	47,16	12,46	0,157	10,073	0,147	9,032	

TABELA 5.32. Resultados do teste 2 de concentração gravítica no equipamento Falcon

Teste	Estágio	Fluxo	Alimentação Nova (%)	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
2	Rougher	Alimentação	100	100,0	100,0	47,05	12,10	0,157	10,558	0,146	8,924	1,35
		Concentrado	15,7	15,7	19,91	59,47	9,22	0,053	2,035	0,039	2,974	
		Rejeito	84,3	84,3	80,1	44,73	12,64	0,177	12,151	0,166	10,036	
	Scavenger I	Alimentação	84,3	100,0	100,0	44,73	12,64	0,177	12,151	0,166	10,036	1,02
		Concentrado	1,3	1,5	1,84	53,76	14,64	0,070	2,820	0,054	4,540	
		Rejeito	83,0	98,5	98,2	44,59	12,61	0,179	12,297	0,168	10,122	
	Scavenger II	Alimentação	83,0	100,0	100,0	44,59	12,61	0,179	12,297	0,168	10,122	1,11
		Concentrado	1,85	2,2	2,76	55,28	12,67	0,079	2,700	0,055	4,410	
		Rejeito	81,1	97,8	97,2	44,34	12,61	0,181	12,515	0,170	10,252	
	Scavenger III	Alimentação	81,1	100,0	100,0	44,34	12,61	0,181	12,515	0,170	10,252	1,23
		Concentrado	3,63	4,47	5,7	56,57	10,83	0,085	2,850	0,066	5,000	
		Rejeito	77,5	95,5	94,3	43,77	12,69	0,185	12,968	0,175	10,498	
-	Global	Alimentação	100	100,0	100,0	47,05	12,10	0,157	10,558	0,146	8,924	1,30
		Concentrado	22,5	22,5	27,9	58,33	10,08	0,061	2,266	0,046	3,508	
		Rejeito	77,5	77,5	72,1	43,77	12,69	0,185	12,968	0,175	10,498	
		Alimentação	100	100,0	100,0	47,05	12,10	0,157	10,558	0,146	8,924	

A qualidade química no concentrado e índice de seletividade do estágio *rougher* foram ligeiramente maiores no teste 1 do que no teste 2. O maior teor de ferro obtido foi de 61,38% no concentrado *rougher* do teste 1. No circuito global, obteve-se qualidades de concentrado bastante próximas, embora as recuperações mássicas e metalúrgicas do teste 1 sejam maiores do que as do teste 2 (26,65% x 22,52% - recuperação mássica e 32,8% x 27,9% - recuperação metalúrgica).

Os resultados também mostram que a seqüência de estágios *scavenger* não favoreceu a qualidade do concentrado global, tampouco o rejeito final gerado. No teste 1, o teor de

ferro no rejeito *rougher* é de 44,56% passando-se para 43,37%. Enquanto no teste 2, é de 44,70% no estágio *rougher* atingindo-se 43,93% no rejeito final. Logo, não se obteve nenhuma diminuição significativa nos teores de ferro nos rejeitos ao longo da rota proposta.

5.2.3.1. Balanço de massas – Rota C

Para fins comparativos com as demais rotas estudadas, a Tabela 5.33 apresenta o resultado global do circuito, considerando apenas a utilização do estágio *rougher*.

TABELA 5.33. Resultados Rota C

Resumo Rota C	
Fe Alimentação (%)	47,2
Fe Rejeito (%)	44,9
Fe Concentrado (%)	61,4
Rec. Mássica (%)	13,6
Rec. Metalúrgica (%)	17,7
Produtividade (t/h)	50,4
Produção Anual (t/a)	388.746

Por ter gerado resultados bastante inferiores às demais rotas já estudadas, não foi realizado balanço de massas completo e detalhado para este cenário. Portanto, vale ressaltar que os valores de produtividade e produção, podem ainda estar superestimados, uma vez que não foram consideradas as perdas de massa dentro da realidade industrial (adensamento de produtos, filtragens, entre outros).

5.2.4 Rota D

A Tabela 5.34 apresenta os resultados da Rota D, após terem sido reconciliados no software Bilmatt. Como se deve observar, além do circuito completo – Circuito 1 (*rougher, cleaner, scavenger I e scavenger II*), também é apresentado o resultado do circuito hipotético – Circuito 2, no qual a única diferença é a não utilização dos estágios *scavenger I e scavenger II*.

TABELA 5.34. Resultados do teste de concentração magnética na INBRÁS

Teste	Estágio	Fluxo	Alimentação Nova (%)	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metaúrg. (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Mn (%)	PPC (%)	I.S. GAUDIN
1	Rougher	Alimentação	100	100,0	100,0	51,17	9,25	0,168	7,880	0,081	8,970	3,10
		Concentrado	27,8	27,8	34,66	63,84	1,74	0,089	2,058	0,045	4,261	
		Rejeito	72,2	72,2	65,3	46,30	12,14	0,198	10,119	0,095	10,781	
	Cleaner	Alimentação	27,8	100,0	100,0	63,84	1,74	0,089	2,058	0,045	4,261	2,42
		Concentrado	18,9	68,2	71,30	66,76	0,76	0,055	0,970	0,029	2,450	
		Rejeito	8,84	31,8	28,7	57,58	3,83	0,161	4,390	0,080	8,140	
	Scavenger I	Alimentação	72,2	100,0	100,0	46,30	12,14	0,198	10,119	0,095	10,781	3,39
		Concentrado	2,48	3,4	4,62	62,33	1,49	0,130	2,450	0,064	6,068	
		Rejeito	69,7	96,6	95,4	45,73	12,52	0,201	10,392	0,096	10,949	
	Scavenger II	Alimentação	2,48	100,0	100,0	62,33	1,49	0,130	2,450	0,064	6,068	1,37
		Concentrado	0,93	37,50	39,2	65,24	1,02	0,093	1,600	0,048	3,630	
		Rejeito	1,55	62,5	60,8	60,59	1,77	0,152	2,960	0,073	7,530	
	Global - Circuito 1 -	Alimentação	100	100,0	100,0	51,17	9,25	0,168	7,880	0,081	8,970	4,55
		Concentrado	19,9	19,9	25,9	66,69	0,77	0,057	0,999	0,030	2,505	
		Rejeito	80,1	80,1	74,1	47,32	11,35	0,196	9,586	0,094	10,573	
	Global - Circuito 2 -	Alimentação	100	100,0	100,0	51,17	9,25	0,168	7,880	0,081	8,970	4,56
		Concentrado	18,9	18,9	24,7	66,76	0,76	0,055	0,970	0,029	2,450	
		Rejeito	81,1	81,1	75,3	47,53	11,23	0,194	9,495	0,093	10,493	

O resultado global do Circuito 1 representa a ponderação dos concentrados gerados nos estágios *cleaner* e *scavenger II*, tendo a possibilidade de recirculação dos rejeitos *cleaner* (57,58%) e *scavenger II* (60,59%).

O Circuito 2 possui como concentrado final apenas o concentrado *cleaner*, enquanto o rejeito *rougher* é tratado como rejeito final. O rejeito *cleaner* tem a possibilidade de se tornar carga circulante pelo seu alto teor de ferro (57,58%).

Não se observa, portanto, ganhos significativos para o Circuito 1 (completo), em comparação ao Circuito 2, do ponto de vista de recuperação mássica e metalúrgica. A mesma análise também vale para a qualidade final dos produtos. Desta maneira decidiu-se prosseguir a análise considerando a aplicação apenas do Circuito 2, representando a rota D, ou seja, sem o tratamento do rejeito *rougher*. Além de se tratar de um projeto mais simples, possui um custo de investimento e operacional menor e de performance de processo compatível ao original (circuito completo).

Vale também ressaltar que, como se trata de uma amostra distinta das demais, a qualidade química da alimentação da Rota D (%Fe=51,17), é superior ao da amostra 2 testada nas demais rotas (%Fe≈46,70). Este fato favorece uma maior recuperação mássica.

Embora esta amostra se apresentasse mais rica, pode-se afirmar que a rota D, a qual se empregou um concentrador eletromagnético de alta intensidade, em escala de bancada,

foi a que apresentou melhores resultados, de maneira geral. Além dos maiores valores obtidos de recuperação mássica (18,9%) e metalúrgica (24,7%), comparado às demais rotas estudadas, observa-se também um maior índice de seletividade (I.S Gaudin = 4,56) e produtos com melhores qualidades químicas.

5.2.4.1. Balanço de massas – Rota D

A Tabela 5.35 apresenta um resumo do resultado global do circuito.

TABELA 5.35. Resultados Rota D

Resumo Rota D	
Fe Alimentação (%)	51,2
Fe Rejeito (%)	48,9
Fe Concentrado (%)	66,8
Rec. Mássica (%)	12,7
Rec. Metalúrgica (%)	16,6
Produtividade (t/h)	47,1
Produção Anual (t/a)	363.026

Para o fechamento do balanço industrial, foram utilizados os mesmos valores de teor e partições de massa obtidos, empregado valores de referência padrão e industrial das vazões de água de lavagem de concentrado e de médio e simulado as partições de massas nos hidrociclones de adensamento, através do modelo de Plitt. A Figura 5.19 apresenta o fluxograma e o balanço de massas do circuito proposto.

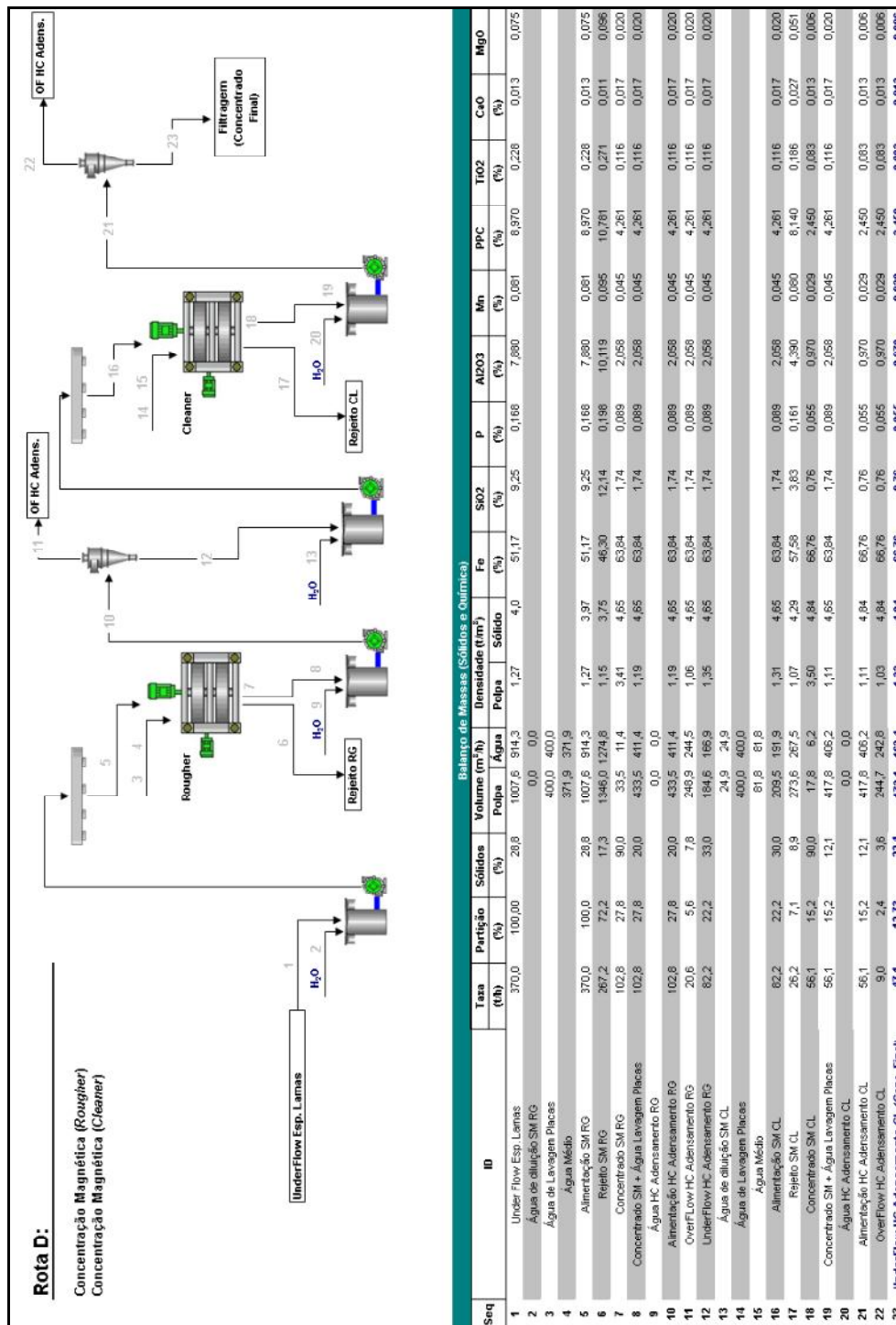


FIGURA 5.19. Fluxograma e balanço de massas – Rota D.

6 CONCLUSÕES

6.1. Caracterização das amostras

Os resultados da etapa de caracterização e análise das diversas amostras evidenciaram que o material proveniente do *underflow* do espessador de lamelas de Brucutu possui valores de teor de Fe global que oscilam em torno de 46,0% a 51,0%. Em relação à distribuição granulométrica das partículas também foi observado diferença razoável entre as duas amostras caracterizadas. A amostra 1 possui d_{80} próximo de 45 μ m, enquanto a amostra 2 possui d_{80} em torno de 10 μ m.

Quanto aos resultados da caracterização mineralógica, tanto na amostra 1 quanto na amostra 2, as frações acima de 10 μ m mostram feições da hematita, principalmente a lamelar, como o segundo portador de ferro, sendo o primeiro a goethita, principalmente a botrioidal. Nestas frações, o quartzo tem ocorrência média e a presença de caolinita também é baixa. Em relação à fração abaixo de 10 μ m, esta concentra uma grande quantidade dos argilominerais, caolinita e gibsita, associados à goethita terrosa. A caolinita é o principal portador de SiO₂. Em todas as frações granulométricas estudadas, o grau de liberação está próximo de 100%. Os resultados globais de ambas as amostras apresentam aproximadamente 43% de goethita; 27% a 29% de hematita; 14% de caolinita; 5% a 10% de quartzo e 6% a 8% de gibsita.

6.2. Testes de concentração

Dentre as rotas de processo estudadas, aquela em que se obtiveram os melhores resultados, do ponto de vista de recuperação mássica, metalúrgica, seletividade de processo e qualidade química do concentrado foi a “rota D” (apesar de ter sido alimentada com amostra de 51,0% em Fe, mais rica que as demais).

O único equipamento utilizado foi o concentrador magnético de laboratório tipo WHIMS, com GAP de 1,5mm, campo magnético de 14.500 gauss e % sólidos igual a 30,%; em ambos os estágios *rougher* e *cleaner*.

A produção anual calculada foi de 363.026 t/a, considerando um rendimento operacional de 88,0%, operando 365 dias por ano. A qualidade de Fe no concentrado é de 66,8% e teor de SiO₂ igual a 0,76%. O teor de PPC é de 2,45%, valor razoável devido à grande quantidade de argilominerais e outros minerais contaminantes presentes na alimentação. A recuperação mássica atingida foi de 12,7%. Isto representa um aumento em torno de 1,0 % na recuperação mássica da usina de Brucutu, bem como diminuição na mesma proporção da massa direcionada para a barragem de rejeitos.

7 RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

A recuperação de quase 13,0% da massa do *underflow* do espessador de lamas de Brucutu representa um avanço nos estudos tecnológicos referentes à recuperação de minerais de Fe presentes nos rejeitos da VALE.

No entanto, o alto teor de Fe ainda presente nos rejeitos das rotas testadas aponta para a necessidade da continuação de novas investigações tecnológicas e para um potencial aumento na recuperação de minerais úteis deste material.

Minerais de difícil concentrabilidade se mostraram presentes nos estudos de caracterização, tais como a caolinita, goethita terrosa, gibsita, dentre outros argilominerais, sendo o fator que mais colaborou para os baixos índices de seletividade resultantes dos testes.

A partir dos resultados alcançados para a rota D, observa-se uma redução próxima de 360.000 toneladas de minério por ano ou dentro do mesmo período, quase 1.000.000m³ de volume de rejeito a menos descartado nas barragens. Considerando a margem de preço de *pellet feed* em torno de US\$ 120,00 por tonelada, pode-se estimar um retorno anual de aproximadamente US\$ 43.200.000,00 ou R\$ 73.440.000,00 com dólar médio de R\$ 1,70. O custo de investimento deste projeto giraria em torno de R\$ 25.000.000,00, mostrando-se, portanto, ser viável a implantação do projeto proposto. Vale ainda ressaltar, que equipamentos existentes podem ser utilizados, inclusive os próprios concentradores magnéticos, o que diminuiria ainda mais o custo total do projeto.

Em relação à rota B, numa análise preliminar, além da produção e qualidade menores que as apresentadas para a rota D, o custo de investimento do projeto implantado se tornaria maior, bem como um custo operacional maior, devido, principalmente, à necessidade de um repotenciamento na nova planta de reagentes, ou até mesmo a implantação de uma nova planta.

8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Realizar testes piloto com a melhor rota proposta, e estudar os efeitos de diferentes graus de dispersão, bem como utilização de amostras mais pobres, com teores de Fe abaixo de 50%.

Caracterizar os rejeitos gerados nos testes piloto, propondo novas rotas e/ou investigar novas aplicações para este material.

Apesar de terem sido obtidos bons resultados com a rota proposta de concentração magnética (*rougher e cleaner*), recomenda-se também: i) realizar testes de concentração com o concentrado do *Falcon* em célula de flotação ou concentrador magnético; ii) realizar testes piloto de micro-deslamagem seguida de flotação em colunas; iii) estudar a aplicação de novos reagentes coletores de caolinita, gibsita e outros argilominerais na flotação de material ultrafino pós deslamado.

Realizar estudos de concentração de ultrafinos nas demais unidades da VALE. Para isto, pode ser utilizada uma planta piloto padronizada, contendo concentrador magnético e hidrociclones para adensamento dos fluxos.

9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARAUJO, A. C., SANTOS, L. D., GIRODO A. C., PINTO C. L. L., GALÉRY R., PAPINI R. M., VALADÃO G. E. S., CASTRO L. F. A., TAVARES R. P. (2008) Minérios de ferro: Processos de Obtenção e sua Utilização na Siderurgia. Apostila do curso ABM, Belo Horizonte, MG.

ARAUJO, A. C., VIANA, P. R. M. (2004) Minérios de ferro e seus métodos de concentração. Apostila curso ABM, Belo Horizonte, MG.

BAKER, M. W., GOPALAKRISHNAN, S., MILLER, J. D., ROGOVIN, Z. (1986) Hold-up Volume and Mean Residence Time Measurements in the Air-Sparged Hydrocyclone, 17th Annual Meeting of the Fine Particle Society, University of Tulsa, USA.

BURT, R.O. (1984) Gravity Concentration Technology, Elsevier, Amsterdam.

CAPPONI, F., MATIOLO, E., RUBIO, J. (2005) Flotação Extensora de Finos de Minérios de Cobre e Molibdênio, Anais do XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Natal, PE.

CARNEIRO, M. A., VIDAL J. A. N. e NAJAR, F. J. (1985) Avaliação de matérias-primas e sua influência na produtividade da sinterização, Metalurgia, ABM, v.40, n. 321, p.429-433.

CHAVES, A.P., LEAL FILHO, L. S. (2004) Tratamento de minérios. Centro Tecnologia Mineral, 4ª Ed., cap 10, p. 411, Rio de Janeiro, RJ.

CHAVES, A.P., FILHO L.S.L., BRAGA P.F.A. (2010) Tratamento de minérios. Centro Tecnologia Mineral, 5ª Ed., p. 465, Rio de Janeiro, RJ.

CORNELL, R.M. e SCHWERTMANN, U. (1996) The Iron Oxides: Structure, properties, reactions, occurrence and uses. VCH Publishers, New York.

CRISTIE, T., BRATHWAITE, B. (1997) Mineral commodity report 15 – iron. Institute of Geological and Nuclear Sciences Ltd, New Zealand.

CRUZ, M. R. (2010) Flotação Fracionada: Aumento do Rendimento da Flotação Através da Divisão da Alimentação em Duas Frações Granulométricas. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG.

DANA, J. D. e HURLBUT JR., C. S. (1984) Manual de Mineralogia. Ed. Livros Técnicos e Científicos Ed. S.A, Rio de Janeiro, RJ, 9ª Ed. 642.

Departamento de Petrologia e Metalogenia, Instituto de Geociências Exatas. Universidade Estadual Paulista, Rio Claro, SP. Disponível em: <www.rc.unesp.br/museudpm> Acessado em 07/07/2011.

Instituto Brasileiro de Mineração IBRAM. Estatísticas. Ferro. Disponível em: < www.ibram.org.br/sites/700/784/00000727.pdf. > Acessado em 19/08/2011.

JESUS, C. A. G. (2010) Ferro. In: Sumário Mineral 2010, Departamento Nacional de Produção Mineral, Brasília, DF.

KLASSEN, V. I., MOKROUSOV, V. A. (1963) An Introduction to the Theory of Flotation, p. 493. Butterworths, Londres, United Kingdom.

LIMA, N. P. (2010) Avaliação do Processo de Flotação Para Diferentes Frações Granulométricas. Tese de doutorado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG.

LINS, F. A. F. (2004) Tratamento de minérios. Centro Tecnologia Mineral, cap. 6, p. 241-245, Rio de Janeiro, RJ.

LUZ, A. B.; SAMPAIO J. A.; (2004) Tratamento de minérios. Centro Tecnologia Mineral, cap 8, p. 305-309, Rio de Janeiro, RJ.

MAPA, P. S. (2006) Rota de processo para o *underflow* da deslamagem de minérios de ferro do concentrador da Samarco Mineração S.A. Dissertação de mestrado do Curso de

Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

MARTINS, L. (2007) Estudo da flotação de minério silicatado de zinco sem a etapa de deslamagem. Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG.

MILLER, J. D. (1991) The Status of Air-Sparged Hydrocyclone Flotation Technology, 4th Asian Symposium on Mineral Processing, Philippines.

MILLER, J. D., WANG, X., YIN, D., LU, Y. (2001) Air-Sparged Hydrocyclone Flotation Technology for Efficient Recovery of Florida Phosphate Minerals – Final Report, Florida Institute of Phosphate Research – FIPR, Florida, USA.

MORRIS, R. C. (1985) Genesis of iron ore in banded iron formation by supergene and supergene metamorphic processes - a conceptual model. In Handbook of Strata-bound and Stratiform Ore Deposits, Vol. 13, Wolf, K. H. (ed.). Elsevier, 73-235. Amsterdam, Holland.

OLIVEIRA, P.S. (2006) Rotas para recuperação de ferro fino contido no *underflow* do espessador de lama da usina de Conceição. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

PEASE, J. D., CURRY, D. C., YOUNG, M. F. (2005) Designing Flotation Circuits for High Fines Recovery, Minerals Engineering, Vol. 19, p. 831-840.

PEREIRA, C.A., (2004) Estudo da Dispersão e Concentração de Minério Calamínico, Tese de doutorado, CPGEM UFMG, 160 p.

PERES, A. E. C. (1999) Flotação. Escola de Engenharia da UFMG, 298 p, Belo Horizonte, MG.

PERES, A. E. C., SALUM, M. J. G. (2004) Métodos de concentração. In: Apostila de Tratamento de Minérios, Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da UFMG, p.109-149. Belo Horizonte, MG.

PERES, A. E. C. (2010) Propriedades das interfaces. Belo Horizonte: UFMG. (Notas de aula).

PERES, A.. E. C. (2010) Flotação. Belo Horizonte: UFMG. (Notas de aula).

PINTO, C. L. L. (1989) Efeito do amido, amilose e amilopectina na depressão de oximerais. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, MG

Projeto Casa de Pedra – CSN, Merrill Lynch – Conferência Rio Sources, Rio de Janeiro, RJ, 2006.

QUEIROZ, L. A. (2008) Caracterização de minérios da Mina de Brucutu, Vale, focada na previsibilidade das operações de concentração mineral, Tese de Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Escola de Engenharia da UFMG, 355p. Belo Horizonte, MG.

ROBERTO, J. B. (2010) Influência dos diversos tipos litológicos nas operações de concentração da instalação de beneficiamento de Brucutu. Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

ROCHA, L. (2008) Estudo de aproveitamento econômico das lamas de uma mineração de ferro, através de concentração por flotação catiônica reversa. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

SAMPAIO, J.A., JULIANELLI, K.M., PENNA, M.T.M. (2002) Ferro - Mina N5 - Carajás / CVRD. CETEM: Comunicação técnica elaborada para o livro Usina de Beneficiamento de Minérios do Brasil. Rio de Janeiro, RJ. Disponível em: <www.cetem.gov.br/publicação/CTs/CT2002-159-00>. Acessado em 29/09/2011.

SANTOS, I. J. (2003) Estudo da produção de concentrados de minério de ferro a partir de rejeitos da Barragem de Germano. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral). Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto, MG.

SIVAMOHAN, R. (1990) The Problem of Recovering Very Fine Particles in Mineral Processing – A Review, *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 28, Elsevier Science Publishers B. V., p. 247-288. Amsterdam, Holland.

TAKEHARA, L. (2004) Caracterização geometalúrgica dos principais minérios de ferro brasileiros – fração Sinter Feed. Tese de doutorado, Programa de Pós Graduação em Geociências, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, RS.

TURRER, H. D. G., (2004) Utilização de Poliacrilamidas de Alto Peso Molecular na Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro, Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), Belo Horizonte, MG.

TURRER, H. D. G., (2007) Polímeros depressores na flotação de minério de ferro, Tese de Doutorado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), Belo Horizonte, MG.

van DEVENTER, J. S., NIEUWOUDT, D. J., DUNNE, R. C. (1988) Advances in the Use of an Air-Sparged Hydrocyclone for the Flotation of Pyrite, *Perth Gold 88*, p. 102-106.

VIEIRA, A. M. (1995) Flotação: alguns tópicos, Apostila de curso ministrado na Samarco Mineração S/A. Mina do Germano, 49p. Mariana, MG.

VIEIRA, C. B.; SESHADRI, V.; PENA, E. Q. e ROSIÈRE, C. A. (1998) Avaliação técnica de minérios de ferro para sinterização nas siderúrgicas e minerações brasileiras: Análise crítica. In: XXIX SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO - XIII SEMINÁRIO DE CONTROLE QUÍMICO EM METALURGIA - IX SEMINÁRIO DE CARBOQUÍMICOS, ABM, Anais, p. 555–565, Belo Horizonte, MG.

VIEIRA, M.G. (2008) Produção de pellet feed a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da Samarco. Dissertação de mestrado do Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

WOLFF, A.P. (2009) Caracterização de rejeitos de minério de ferro de minas da VALE. Dissertação do programa de pós-graduação em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG.