

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

“Rota de processo para concentração de minérios de ferro hidratados”

Autor: Gunter Chaves Lipper

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte, Novembro de 2012.

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

Gunter Chaves Lipper

**ROTA DE PROCESSO PARA CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIOS DE FERRO
HIDRATADOS**

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa
de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e
de Minas da Universidade Federal de Minas
Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
Novembro de 2012

Esta dissertação de mestrado é dedicada à razão de minha existência: meus filhos Eduardo e Gustavo; à memória de meu pai Gerhard; à minha mãe Neide; minhas irmãs e à minha esposa Letícia.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a DEUS e a todos que colaboraram para a realização deste trabalho e especialmente:

À Vale, pela oportunidade de desenvolver algo inovador e inédito que possa a ser utilizado pela empresa em um futuro breve.

Aos Gerentes Vale Marcelo Ferreira Calixto e Joaquim Pedro de Toledo por acreditarem que através da relação Universidade/Empresa é construído um conhecimento sólido, contribuindo então para novas descobertas e na modernização dos Processos até então existentes.

Ao meu amigo e orientador Prof. PhD. Antônio Eduardo Clark Peres da UFMG que através de seus conhecimentos inigualáveis e de sua ótima vontade e bom humor, soube traduzir em realidade este trabalho.

Ao Gerente Vale Marco Túlio Santiago que autorizou o CPT de Alegria a realizar os ensaios pertinentes a esta pesquisa de mestrado e a disponibilização das amostras.

Destaco meu amigo e colega Vale Eng. Nilson Nedes de Paula, que com seu esforço e dedicação, realizou toda a etapa de testes deste trabalho com a colaboração dos colegas Marcos Henrique, Luiz Cláudio e Regisvander.

Aos amigos da Vale Cristiano Sales, Natasha Souza e Kelly Pires pela ajuda na realização dos ensaios e contribuições a esta dissertação.

Aos membros da banca examinadora: Dr. Neymayer Lima e o Professor Dr. George Eduardo Sales Valadão pelas avaliações técnicas e valiosas dicas.

Agradeço ao MCT/CT-Mineral/VALE/CNPq.

RESUMO

O beneficiamento de minérios de ferro é movido pelas características mineralógicas, texturais, estruturais e físico-químicas. Um minério específico pode exigir modificações das técnicas atuais de concentração de tal maneira que não exista literatura sobre o assunto. Algumas minas da Vale possuem litotipos com características peculiares as quais influenciam a qualidade do concentrado final de minério de ferro. Essas características, observadas principalmente nos minérios goethíticos, são a alta porosidade e altos teores dos contaminantes como Al_2O_3 , P, Mn, PPC, etc. Este trabalho tem como objetivo desenvolver uma rota de processo inovadora para reduzir a influência negativa dos minérios hidratados, principalmente os goethíticos, na qualidade do concentrado de minério de ferro de alto teor. Este tema aumenta de importância pelo fato do mercado externo demandar alta qualidade com preços acessíveis, principalmente em épocas de crise mundial. As amostras testadas foram coletadas na região do Projeto Apolo e separadas em rico, goethítico e *blending*. Foram realizadas as etapas de caracterização mineralógica e os testes foram divididos com base no tamanho 0,15 mm, ou seja etapas de geração de sinter feed e pellet feed. Para efeito comparativo foram utilizados os dados do Projeto Apolo da Vale. Para a etapa de obtenção de sinter feed, chegou-se à conclusão que a rota de processo adotada no projeto é a melhor e o projeto deve continuar conforme concepção original. Foi testada a atrição anterior à deslamagem sem resultados satisfatórios. Na etapa de obtenção de pellet feed, foi comprovado que o circuito convencional de flotação deve ser dividido em grossos e finos, ou seja, abaixo de 0,15 e acima de 0,045 mm e abaixo de 0,045 mm, com esta divisão espera-se um ganho de 2% na recuperação mássica no concentrado final sem perda de qualidade. Além da amostra de concentrado da primeira etapa de obtenção de pellet feed, foram testadas outras amostras com níveis diferentes de hidratação em pH 7, utilizando-se sulfato de sódio como ativador de superfície da hematita, aquecimento da polpa em 85°C para diminuir a tensão superficial e melhorar a estabilidade de bolhas e também foi testada a utilização de ultrassom para expulsão das partículas ultrafinas dos interstícios das partículas maiores porosas. Foi então demonstrado que é possível flotar hematita e aumentar cerca de 0,5% nos pontos percentuais de Fe do concentrado final mas estudos adicionais e mais profundos devem ser desenvolvidos nesta linha.

ABSTRACT

The beneficiation of iron ore is moved by the mineralogical characteristics, texture, structure and physic-chemistry. A specific ore may require modifications to the current concentration techniques so that there is no literature on the subject. Some mines of Vale have lithotypes with peculiar characteristics which influence the quality of the final concentrate of iron ore. These characteristics, especially observed in goethitic ores are the high porosity and high levels of contaminants such as Al_2O_3 , P, Mn, PPC, etc. This study aims to develop an innovative process route to reduce the negative influence of hydrated minerals, mainly the goethitic ones, in the quality of an iron ore concentrate with high grade. This issue increases in importance with the external market demand of high quality especially in times of global crisis. Samples were collected in the area of Project Apolo and separated into rich, goethitic and blending. The steps of mineralogical characterization and the test works were carried out and the tests were divided based on the 0.15 mm size, ie steps of generating sinter feed and pellet feed. For comparison reasons the data from the Apolo Project from Vale were used. For the stage of sinter feed stage, the conclusion was that the process route adopted by the project is the best one and such project should keep the original conception. An attrition test work prior to the desliming stage was performed without satisfactory results. In the stage of feed pellet generation, it was confirmed that the conventional flotation must be divided into coarse and fine circuits, ie below 0.15 and above 0.045 mm and below 0.045 mm, this division should provide a gain of 2% in the mass recovery of the final concentrate without quality losses. Beyond the sample taken from the first pellet feed generation stage, test works with other samples with different levels of hydration were carried out using the pH 7, sodium sulfate as activator of the hematite surface, heating the slurry at 85°C to reduce the surface tension and to improve the bubbles stability and ultrasound was also tested in order to expulse ultrafine particles from the porous interstices of larger particles. So it was demonstrated that it is possible to float hematite and increase by about 0.5% in the Fe percentage points in the final concentrate but further and deeper studies must be conducted in this line.

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	19
2	OBJETIVOS	20
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	21
3.1	Propriedades e características dos principais minerais portadores de ferro: hematita, magnetita e goethita.....	21
3.1.1	Hematita ($\alpha - \text{Fe}_2\text{O}_3$)	23
3.1.2	Magnetita ($\text{Fe}^{2+}\text{Fe}_2^{3+}\text{O}_4$ ou Fe_3O_4).....	24
3.2	Propriedades e características dos principais minerais de ganga associados ao de minério de ferro: quartzo, caolinita e gibbsita	27
3.2.1	Quartzo (SiO_2)	27
3.2.2	Caolinita [$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$]	28
3.2.3	Gibbsita [$\text{Al}(\text{OH})_3$]	28
3.3	Principais depósitos de minério de ferro do Brasil.....	28
3.4	Principais processos de concentração de minério de ferro	29
3.4.1	Concentração magnética	29
3.4.2	Flotação.....	32
3.5	Propriedades das interfaces	34
3.5.1	Tensão superficial	34
3.5.1.1	Influência da temperatura na tensão superficial	34
3.5.2	Eletroforese	35
3.5.3	Efeito dos reagentes no potencial zeta e adsorção	36
3.6	Reagentes	37
3.6.1	Coletor	37
3.6.1.1	Catiônico	37
3.6.1.1.1	Amina	37
3.6.1.2	Aniônico.....	38
3.6.1.2.1	Sulfato e Sulfonato	38
3.6.1.2.2	Ácido Oleico.....	41
3.6.2	Depressor	42
3.6.2.1	Amido.....	42
3.6.2.2	Silicato de sódio	44
3.6.3	Dispersante.....	44

3.6.3. 1	Hexametáfosfato de sódio	44
3.6.3. 2	Silicato de sódio	45
3.6.3. 3	Soda cáustica	45
3.6.3. 4	Efeito da dispersão em polpas de minérios itabiríticos	45
3.6. 4	Espumante	46
3. 7	Efeito do tamanho de partículas em sistemas de flotação	47
3. 8	Ultrassom	49
3. 9	Projeto Mina Apolo	51
3.9. 1	Localização	51
3.9. 2	Principais Características	53
3.9. 3	Caracterização mineralógica inicial de Apolo	54
3.9. 4	Processo de concentração previsto para Apolo	58
3.9.4. 1	Retomada do pátio e alimentação da usina	59
3.9.4. 2	Peneiramento quaternário e britagem quaternária	59
3.9.4. 3	Classificação em 0,15 mm	59
3.9.4. 4	Peneiramento de proteção da concentração magnética	59
3.9.4. 5	Concentração magnética de baixo e médio campo	60
3.9.4. 6	Concentração magnética de alto campo e ciclonagem de adensamento	60
3.9.4. 7	Filtragem de sinter feed	60
3.9.4. 8	Deslamagem	60
3.9.4. 9	Condicionamento	61
3.9.4. 10	Flotação	61
3.9.4. 11	Espessamento de pellet feed	61
3.9.4. 12	Filtragem de pellet feed	62
3.9.4. 13	Espessamento de lamas	62
3.9. 5	Geração de produtos prevista no Projeto Apolo	62
3.9.5. 1	Sinter Feed	63
3.9.5. 2	Pellet Feed	64
3. 10	Caracterização e estudo das propriedades eletrocinéticas dos minerais de ferro: hematita, goethita e magnetita	65
3.10. 1	Introdução	65
3.10. 2	Materiais e metodologia	66
3.10. 3	Resultados alcançados	67
3.10. 4	Conclusões	73

4	METODOLOGIA (MATERIAIS E MÉTODOS)	74
4.1	Amostragem	74
4.2	Metodologia dos Testes	75
4.2.1	Etapa 1 – Caracterização Mineralógica	75
4.2.1.1	Etapa 1A – Granuloquímica e mineralogia do ROM	75
4.2.1.2	Etapa 1B – Caracterização granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm	77
4.2.2	Etapa 2 – Testes de concentração em bancada	78
4.2.2.1	Descrição dos testes na fração < 8 e > 1 mm	78
4.2.2.2	Descrição dos testes na fração < 1 e > 0,15 mm	79
4.2.2.3	Descrição dos testes na fração < 0,15 mm	82
4.2.2.3.1	Etapa 2A – Testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro	84
4.2.2.3.2	Etapa 2B – Testes de flotação aniônica direta de minério de ferro	85
5	RESULTADOS E DISCUSSÕES	86
5.1	Etapa 1 – Caracterização Mineralógica	86
5.1.1	Granuloquímica do ROM	86
5.1.2	Composição mineralógica do ROM	87
5.1.2.1	Interpretação mineralógica do ROM Rico	89
5.1.2.1.1	Interpretação mineralógica da fração > 8 mm do ROM Rico	89
5.1.2.1.2	Interpretação mineralógica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Rico	90
5.1.2.1.3	Interpretação mineralógica da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Rico	91
5.1.2.1.4	Interpretação mineralógica da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Rico	92
5.1.2.1.5	Interpretação mineralógica da fração < 0,045 mm do ROM Rico	93
5.1.2.2	Interpretação mineralógica do ROM Goethítico	94
5.1.2.2.1	Interpretação mineralógica da fração > 8 mm do ROM Goethítico	94
5.1.2.2.2	Interpretação mineralógica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Goethítico	95
5.1.2.2.3	Interpretação mineralógica da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Goethítico	96
5.1.2.2.4	Interpretação mineralógica da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Goethítico	97
5.1.2.2.5	Interpretação mineralógica da fração < 0,045 mm do ROM Goethítico	98
5.1.2.3	Interpretação Geral do ROM amostrado	99
5.1.3	Caracterização granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm	100
5.2	Etapa 2 – Testes de concentração em bancada	101
5.2.1	Etapa de geração de Sinter feed – Testes nas frações > 0,15 mm	102
5.2.1.1	Testes na fração < 8 e > 1 mm	102
5.2.1.1.1	Testes de bateia na fração < 8 e > 4 mm	102
5.2.1.1.2	Testes em L4 com matriz de GAP 5 mm na fração < 4 e > 1 mm	104
5.2.1.2	Testes na fração < 1 e > 0,15 mm	106
5.2.1.2.1	Testes em L4 com matriz de GAP 2,5 mm na fração < 1 e > 0,15 mm	106
5.2.1.2.2	Testes em L4 com matriz de GAP 5 mm na fração < 4 e > 0,15 mm	108
5.2.1.3	Balanço de massas da etapa de geração de Sinter feed	110
5.2.1.4	Resultados por combinação	112

5.2.1.4. 1	Sinter feed A.....	112
5.2.1.4. 2	Sinter feed B.....	114
5.2.1.4. 3	Sinter feed C.....	115
5.2.1.4. 4	Sinter feed D.....	116
5.2.1. 5	Análise comparativa das combinações.....	117
5.2. 2	Etapa de geração de Pellet feed – Testes nas frações < 0,15 mm.....	118
5.2.2. 1	Teste comparativo entre Deslamagem e Atrição + Deslamagem.....	118
5.2.2.1. 1	Mineralogia dos <i>underflows</i> da deslamagem e da atrição + deslamagem	120
5.2.2. 2	Etapa 2A – Flotação catiônica reversa de minério de ferro com separação na fração 0,045 mm	124
5.2.2.2. 1	Análise comparativa das alimentações dos testes da flotação catiônica	124
5.2.2.2. 2	Resultado dos testes de flotação catiônica na fração < 0,15 e > 0,045 mm.....	126
5.2.2.2. 3	Resultado dos testes de flotação catiônica na fração < 0,045 mm.....	128
5.2.2.2. 4	Considerações finais	130
5.2.2.2. 5	Balanço de massas da etapa de geração de Pellet feed	132
5.2.2. 3	Etapa 2B – Flotação aniônica direta de minério de ferro	134
5.2.2.3. 1	Características da alimentação dos testes da Etapa 2B.....	134
5.2.2.3. 2	Etapa 2B – Bateria 1 de testes	135
5.2.2.3. 3	Etapa 2B – Bateria 2 de testes	139
5.2.2.3. 4	Etapa 2B – Bateria 3 de testes	142
6	CONCLUSÕES	148
6. 1	Etapa 1 – Caracterização Mineralógica.....	148
6. 2	Etapa 2 – Testes de concentração em bancada	148
6.2. 1	Etapa de geração de Sinter feed – Testes nas frações > 0,15 mm	148
6.2. 2	Etapa de geração de Pellet feed – Testes nas frações < 0,15 mm.....	148
6.2.2. 1	Etapa 2A – Flotação catiônica reversa de minério de ferro com separação na fração 0,045 mm	148
6.2.2. 2	Etapa 2B – Flotação aniônica direta de minério de ferro	149
7	RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	150
8	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	151
9	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	152

LISTA DE FIGURAS

Figura 3. 1: Tipos de arranjos magnéticos (Cristie e Brathwaite, 1997).	22
Figura 3. 2: Texturas de hematitas e magnetita mais comumente encontrados no Quadrilátero Ferrífero (Cabral, 2010).	24
Figura 3. 3: Estrutura da goethita (Klein e Hurlbut, 1999).	25
Figura 3. 4: Microscopia óptica de luz refletida (MOLR) apresentando a goethita com seu hábito tipicamente botrioidal (Santos e Brandão, 1999).	26
Figura 3. 5: Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos (Cabral, 2010).	27
Figura 3. 6: Distribuição das principais regiões produtoras de minério de ferro do Brasil, empresas mineradoras e sua produção em Mtpa em 2010 (Vale, GAPDF, 2010).	29
Figura 3. 7: Fluxograma com características, classificação e aplicações dos separadores magnéticos (Sampaio et al., 2004).	31
Figura 3. 8: Gráfico do potencial zeta da goethita em função do pH e da força iônica. (Iwasaki et al., 1960).	37
Figura 3. 9: Recuperação de goethita em função do pH para diferentes coletores aniônicos e catiônicos (Iwasaki, 1960).	40
Figura 3. 10: Recuperação de goethita em função da dosagem de diferentes coletores (Iwasaki, 1960).	40
Figura 3. 11: a) Estrutura química da amilose, b) Estrutura química da amilopectina; (Corradini et al., 2005).	43
Figura 3. 12: Foto dos sistema de flotação com ultrassom (Ozkan e Kuyumcu, 2006).	50
Figura 3. 13: Distribuição das minas do Quadrilátero Ferrífero.	52
Figura 3. 14: Visão geral do Projeto Apolo.	53
Figura 3. 15: Fotos de amostra de goethita anfíbolítica de Apolo mostrando bandas de hematita e habitus radial.	54
Figura 3. 16: Fotos de amostra de goethita anfíbolítica de Apolo mostrando bandas de hematita e habitus acicular a prismático.	55

Figura 3. 17: Quantificação mineralógica e proporção entre os minerais de ferro, por tipo de run of mine da jazida de Apolo. (Vale, 2009).	56
Figura 3. 18: Quantificação mineralógica e proporção entre ganga e minerais acessórios, por tipo de <i>run of mine</i> da jazida de Apolo. (Vale, 2009).	56
Figura 3. 19: Fotomicrografias com as principais texturas e microestruturas incluindo as associações minerais presentes no ROM rico de Apolo (Vale, 2009).	57
Figura 3. 20: Fotomicrografias com as principais texturas e microestruturas incluindo as associações minerais presentes no ROM goethítico de Apolo (Microscopia óptica de luz refletida). (Vale, 2009).	57
Figura 3. 21: Fluxograma definido para o Concentrador de Apolo. (Vale, 2010).	58
Figura 3. 22: Espectro no infravermelho da hematita compacta (Henriques, 2012).	67
Figura 3. 23: Espectro no infravermelho da hematita especular (Henriques, 2012).	68
Figura 3. 24: Espectro no infravermelho da hematita martítica (Henriques, 2012).	68
Figura 3. 25: Espectro no infravermelho da hematita mista Carajás (Henriques, 2012). ..	69
Figura 3. 26: Espectro no infravermelho da goethita (Henriques, 2012).	69
Figura 3. 27: Espectro no infravermelho da magnetita (Henriques, 2012).	70
Figura 3. 28: Variação do potencial zeta com pH das amostras em solução de eletrólito KCl 2×10^{-3} mol/L (Henriques, 2012).	71
Figura 3. 29: Curvas de potencial zeta dos minerais em função do pH para goethita e magnetita obtidos por microeletroforese (Henriques, 2012).	72
Figura 4. 1: Foto de uma das galerias de pesquisa da região do Apolo (Santos, 2006). ..	74
Figura 4. 2: Foto das amostras de ROM goethítico e ROM itabirítico (denominado posteriormente como “rico”) retiradas das galerias de pesquisa da região do Apolo (Santos, 2006).	75
Figura 4. 3: Programação das análises granuloquímica e mineralógica.	76
Figura 4. 4: Programação das análises granuloquímicas da Etapa 1B.	77
Figura 4. 5: Programação dos testes da Etapa 2 para geração de sinter feed.	81

Figura 4. 6: Programação dos testes da 1ª etapa da parte da fração < 0,15 mm.	83
Figura 5. 1: Fotomicrografia da fração > 8 mm do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita contendo quartzo misto. Partículas de goethita contendo o argilomineral gibbsita em seu interior.....	89
Figura 5. 2: Fotomicrografia da fração < 8 e > 1 mm do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita e partícula de quartzo livre. Partícula de goethita em menor tamanho.....	90
Figura 5. 3: Fotomicrografia da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros.	91
Figura 5. 4: Fotomicrografia da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita em maior quantidade. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros e maior presença de quartzo.	92
Figura 5. 5: Fotomicrografia da fração < 0,045 mm do ROM Rico – Agregado de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita em menor quantidade. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros e maior presença de quartzo.	93
Figura 5. 6: Fotomicrografia da fração > 8 mm do ROM Goethítico – Agregado de hematita compacta com martítica e magnetita contendo goethita e gibbsita em seu interior.....	94
Figura 5. 7: Fotomicrografia da fração < 8 e > 1 mm do ROM Goethítico – Agregados de partículas de goethita, goethita terrosa, goethita anfíbolítica e agregados de hematita compacta, hematita martítica e magnetita.....	95
Figura 5. 8: Fotomicrografia da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Goethítico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros e maior presença de quartzo.	96
Figura 5. 9: Fotomicrografia da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Goethítico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita em maior quantidade. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros e maior presença de quartzo.	97

Figura 5. 10: Fotomicrografia da fração < 0,045 mm do ROM Goethítico – Agregado de partículas de hematita martítica e magnetita em menor quantidade. Partículas de goethita com gibbsita inclusa nos poros e pouca presença de quartzo.	98
Figura 5. 11: Fluxograma dos testes de Sinter feed com as massas em relação ao ROM de acordo com os resultados dos testes.....	111
Figura 5. 12: Fotomicrografia do <i>underflow</i> da deslamagem do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita em grande quantidade. Partículas de goethita e gibbsita permanecem no <i>underflow</i>	121
Figura 5. 13: Fotomicrografia do <i>underflow</i> da atrição + deslamagem do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita em grande quantidade. Partículas de goethita e goethita terrosa permanecem no <i>underflow</i>	122
Figura 5. 14: Fotomicrografia do <i>underflow</i> da deslamagem do ROM Goethítico – Partículas de hematita martítica em grande quantidade. Partículas de goethita, goethita terrosa e gibbsita permanecem no <i>underflow</i>	123
Figura 5. 15: Fotomicrografia do <i>underflow</i> da atrição + deslamagem do ROM Goethítico – Grande quantidade de partículas de goethita, goethita terrosa e gibbsita permanecem no <i>underflow</i>	123
Figura 5. 16: Fluxograma dos testes de Pellet feed com as massas em relação ao ROM de acordo com os resultados dos testes.....	133

LISTA DE TABELAS

Tabela III. 1: Propriedade dos óxidos de Fe (Cornell e Schwertmann, 1996).....	22
Tabela III. 2: Variação da tensão superficial da água com a temperatura (Interface água-ar) (Rabockai, 1979)	34
Tabela III. 3: Ganhos relativos ao estudo de comparação entre a flotação fracionada e a flotação -0,150 +0,010 mm (Cruz, 2010)	49
Tabela III. 4: Qualidade granuloquímica por produto projetada para a Mina de Apolo (Vale, GADMF, 2010).....	63
Tabela III. 5: Metas de qualidade para produção de pellet feed da Mina de Brucutu (Vale, EPS 106, 2010).	64
Tabela III. 6: Resultados de qualificação de fases mineralógicas pelo método de Rietveld - (Henriques, 2012).	70
Tabela III. 7: Resultados químicos de cada mineral - (Henriques, 2012)	71
Tabela III. 8: Resultados de PIE das hematitas por microeletroforese (Henriques, 2012)	72
Tabela III. 9: Resultados de PIE da goethita e magnetita por microeletroforese (Henriques, 2012).	73
Tabela IV. 1: Programação da Etapa 2A de testes de flotação	84
Tabela IV. 2: Programação da Etapa 2B de testes de flotação	85
Tabela V. 1: Granuloquímica do ROM Rico	86
Tabela V. 2: Granuloquímica do ROM Goethítico.....	86
Tabela V. 3: Granuloquímica do ROM <i>Blending</i>	87
Tabela V. 4: Composição mineralógica do ROM Rico	87
Tabela V. 5: Composição mineralógica do ROM Goethítico.....	88
Tabela V. 6: Composição mineralógica do ROM <i>Blending</i>	88
Tabela V. 7: Granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Rico.....	100
Tabela V. 8: Granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Goethítico	101

Tabela V. 9: Granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm do ROM <i>Blending</i>	101
Tabela V. 10: Resultados dos testes em bateia mecânica na fração < 8 e > 4 mm.....	103
Tabela V. 11: Resultados dos testes de concentração magnética em L4 com GAP de 5 mm na fração < 4 e > 1 mm.....	105
Tabela V. 12: Resultados dos testes de concetração magnética em L4 com GAP de 2,5 mm na fração < 1 e > 0,15 mm.....	107
Tabela V. 13: Resultados dos testes de concetração magnética em L4 com GAP de 5 mm na fração < 4 e > 0,15 mm.....	109
Tabela V. 14: Combinação de resultados denominada Sinter feed A	113
Tabela V. 15: Combinação de resultados denominada Sinter feed B.....	114
Tabela V. 16: Combinação de resultados denominada Sinter feed C.....	115
Tabela V. 17: Combinação de resultados denominada Sinter feed D	116
Tabela V. 18: Resultado final por alternativa	117
Tabela V. 19: Resultado dos testes de Deslamagem x Atrição + Deslamagem	119
Tabela V. 20: Análise dos resultados dos testes de flotação com amostra deslamada x amostra atritada + deslamada.....	120
Tabela V. 21: Análise mineralógica quantitativa dos <i>underflows</i> deslamado e atritado + deslamado do ROM Rico.....	121
Tabela V. 22: Análise mineralógica quantitativa dos <i>underflows</i> deslamado e atritado + deslamado do ROM Goethítico	122
Tabela V. 23: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,15 mm	125
Tabela V. 24: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,15 e > 0,045 mm	125
Tabela V. 25: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,045 mm	125

Tabela V. 26: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,15 mm e > 0,045 mm somados aos dados da amostra < 0,045 mm.....	126
Tabela V. 27: Resultados dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração < 0,15 e > 0,045 mm.....	127
Tabela V. 28: Resultados dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração < 0,045 mm.....	129
Tabela V. 29: Resultado dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração < 0,15 mm e > 0,045 mm.....	130
Tabela V. 30: Resultado dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração < 0,045 mm.....	130
Tabela V. 31: Resultado da soma dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro em < 0,15 mm e > 0,045 mm com < 0,045 mm.....	131
Tabela V. 32: Resultado dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro sem separação em 0,045 mm.....	131
Tabela V. 33: Qualidade química da alimentação dos testes da Etapa 2B.....	134
Tabela V. 34: Qualidade química prevista para o pellet feed do Projeto Apolo conforme RG da Vale.....	134
Tabela V. 35: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 1 com ROM Rico	136
Tabela V. 36: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 1 com ROM Goethítico	137
Tabela V. 37: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 1 com ROM Rico + Goethítico.....	138
Tabela V. 38: Resultado do teste 5 de cada tipo de ROM da Etapa 2B – Bateria 1	139
Tabela V. 39: Qualidade química da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 2.	139
Tabela V. 40: Característica mineralógica da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 2.....	140
Tabela V. 41: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 2 com a amostra 04 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale	141
Tabela V. 42: Qualidade química da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 3.	142

Tabela V. 43: Característica mineralógica da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 3	143
Tabela V. 44: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 3 com a amostra 02 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale	144
Tabela V. 45: Mineralogia dos produtos da Etapa 2B – Bateria 2 com a amostra 04 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale	146
Tabela V. 46: Mineralogia dos produtos da Etapa 2B – Bateria 3 com a amostra 02 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale	146

1 INTRODUÇÃO

O beneficiamento de minérios de ferro, em praticamente todo o mundo, é movido pelas características mineralógicas, texturais, estruturais e físico-químicas, além das especificações exigidas pelos compradores no mercado, seja ele doméstico ou transoceânico.

Uma pequena revisão dos principais métodos de concentração de minérios de ferro, a correlação entre mineralogia e técnicas de concentração ou de combinações de técnicas, pode ser útil para a compreensão e redefinição de rotas de processo nas instalações de beneficiamento existentes e em novas instalações. Porém, deve-se sempre ter em mente que um minério específico pode exigir modificações ou melhorias das técnicas atuais de concentração de tal maneira que não exista literatura sobre o assunto.

A compreensão do comportamento dos minerais em função das condições a que estão submetidos, em cada processo, deverá sempre ser objeto de pesquisas detalhadas para que as soluções de problemas de processo possam garantir da forma mais adequada todo o sucesso das operações de beneficiamento.

Algumas minas da Vale em fase de operação ou ainda em fase de estudos, como é o caso das Minas de Brucutu e Apolo, respectivamente, possuem litotipos com características peculiares as quais influenciam a qualidade do concentrado final de minério de ferro. Essas características, observadas principalmente nos minérios goethíticos, são alta porosidade (que pode em alguns casos ser correlacionada ao teor de PPC) e altos teores dos contaminantes como Al_2O_3 , P, Mn, PPC, etc.

Este trabalho foi desenvolvido com base no projeto Mina Apolo que tem as seguintes visões:

- proporcionar benefícios na economia de escala tornando o empreendimento competitivo;
- aproveitar os recursos naturais existentes com o mínimo de impacto ambiental, sócio econômico e cultural, isto é, ser um empreendimento sustentável;
- ter uma rentabilidade compatível com os níveis de investimentos requeridos, agregando valores aos acionistas.

2 OBJETIVOS

Este trabalho tem como objetivo desenvolver uma rota de processo para reduzir a influência negativa dos minérios hidratados, principalmente os goethíticos, na qualidade do concentrado de minério de ferro de alto teor.

Este tema aumenta de importância pelo fato do mercado externo demandar alta qualidade com preços acessíveis, principalmente em épocas de crise mundial.

O desenvolvimento deste trabalho foi realizado inicialmente com amostras do minério de Apolo, por já estarem disponibilizadas e por possuir maior participação de minérios hidratados em sua composição. Outras amostras complementares com diferentes percentuais de goethitas foram também testadas, pois este trabalho se aplica a todas as jazidas tendo as goethitas como componente.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Propriedades e características dos principais minerais portadores de ferro: hematita, magnetita e goethita

A designação óxidos de ferro engloba, na verdade, os óxidos, hidróxidos e oxi-hidróxidos de ferro. Entretanto, genericamente eles são comumente referidos apenas como óxidos de ferro. Cornell e Schwertmann (1996) relatam a existência de 16 diferentes tipos de óxidos de ferro, entre naturais e sintéticos.

Os óxidos de ferro mais comuns e de maior relevância para a mineração são a hematita ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$), a magnetita (Fe_3O_4) e a goethita ($\alpha\text{-FeOOH}$). Por serem estes os óxidos de maior relevância, somente os mesmos serão abordados. A Tabela III. 1 resume as propriedades físico-químicas desses óxidos.

Os óxidos, hidróxidos e oxi-hidróxidos de ferro consistem de arranjos de íons Fe, na maioria dos compostos no estado trivalente, com os íons O^{2-} ou OH^- . Como os ânions são maiores que os cátions (o raio do íon O^{2-} é de 0,14nm; enquanto que o Fe^{3+} e o Fe^{2+} tem 0,065nm e 0,082nm; respectivamente), o arranjo dos ânions governa a estrutura cristalina e a facilidade de conversão entre diferentes óxidos de ferro (Cornell e Schwertmann, 1996).

O ferro quando comparado a outros metais é um fraco condutor de eletricidade. É facilmente magnetizável em temperaturas baixas, porém sua magnetização se torna mais difícil com seu aquecimento, até que em 790°C ocorre o desaparecimento desta propriedade, graças à transformação de ferro- α em ferro- β (Cristie e Brathwaite, 1997).

Tabela III. 1: Propriedade dos óxidos de Fe (Cornell e Schwertmann, 1996)

Mineral	Goethita	Hematita	Magnetita
Sistema cristalino	Ortorrômbico	Hexagonal (Romboedral)	Cúbico
Dimensões da célula (nm)	a = 0,4608 b = 0,9956 c = 0,3021	a = 0,5034 c = 1,3752	a = 0,8396
Peso específico (g/cm ³)	4,26	5,26	5,18
Cor da partícula	Marrom amarelado	Vermelha	Preta
Magnetismo	Antiferromagnética	Paramagnética (acima da T _C); fracamente ferrimagnética (entre a T _C e a T _M) ou antiferromagnética (abaixo da T _M)	Ferrimagnética
Forma típica da partícula	Acicular (forma de agulha)	Romboédrica; laminar; arredondada	Octaédrica
Teor de Fe	62,90%	69,90%	72,40%

T_C: Temperatura de Curie. T_C ~ 956 K. T_M: Temperatura de Morin. T_M ~ 260 K.

A Figura 3. 1 esquematiza os principais tipos de arranjos magnéticos à temperatura ambiente encontrados na goethita, hematita e magnetita, respectivamente.

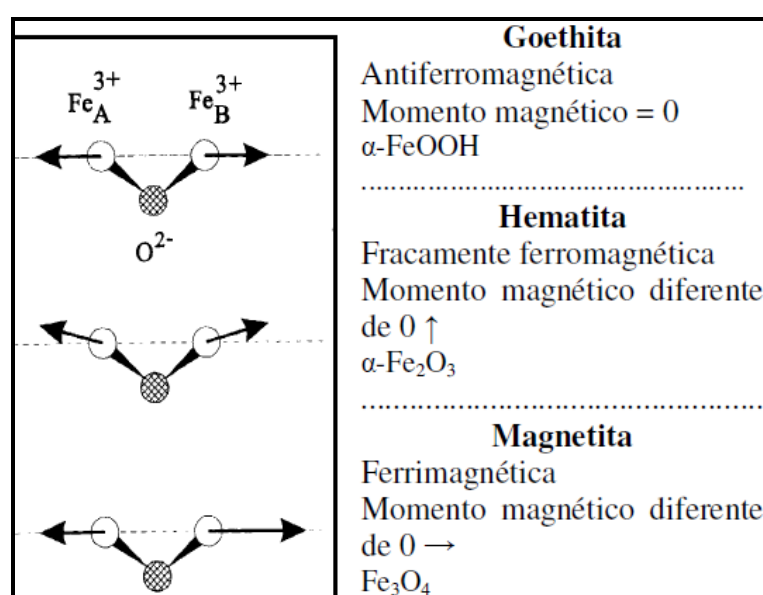


Figura 3. 1: Tipos de arranjos magnéticos (Cristie e Brathwaite, 1997).

3.1.1 Hematita (α – Fe_2O_3)

A hematita é o mais importante mineral de ferro e, também, o mineral de maior significado encontrado nos minérios pré-cambrianos. Em termos químicos, a hematita é considerada como Fe_2O_3 puro, com 69,90% de ferro e 30,06% de oxigênio (Dana, 1974).

O conteúdo de FeO , sem exceção, parece ser devido a magnetita misturada. Sistema hexagonal, classe trigonal-escalenoédrica. Os cristais são de morfologias muito diferentes podendo estar sob a forma de placas delgadas agrupadas em forma de rosetas; mais raramente podem ser nitidamente romboédricos, usualmente terrosa, também em configurações botrioidais a reniformes, micácea e laminada, especular. Dureza = 6, densidade = 4,9 a 5,3 e, em cristais puros, brilho metálico azul do aço, comumente variadamente embaçado nos cristais, e opaco nas variedades terrosas. Cor do traço vermelho (Rocha, 2008).

Comportamento na microscopia de luz refletida. Muito brilhante e branca, pura quando não comparada a outros minerais. Em comparação com sulfetos amarelos, e especialmente com o ouro, a hematita aparece embaçada e muito mais acinzentada do que dá a impressão, quando em contrastes normais. Reflexões internas: vermelho intenso; no ar são visíveis, ocasionalmente; no óleo e/ou com nicóis cruzados, são abundantes.

Todas as propriedades estruturais são fortemente dependentes das condições de formação e, desta forma, completamente variáveis. A hematita formada a altas temperaturas é, via de regra, desenvolvida sob a forma de cristais robustos. As que ocorrem em locais de contato metassomático são, com frequência, aproximadamente isométricas. Ela é frequentemente tabular e muitas vezes desenvolve-se sob a forma de lâminas delgadas, que são facilmente onduladas durante o processo tectônico (Ramdohr, 1980).

3.1.2 Magnetita ($\text{Fe}^{2+}\text{Fe}_2^{3+}\text{O}_4$ ou Fe_3O_4)

A magnetita é uma espinela (óxido duplo) e é componente essencial de muitas formações ferríferas. Em termos químicos, é usualmente considerada como Fe_3O_4 puro com 72,4% de ferro e 27,6% de oxigênio. No entanto, as magnetitas naturais, em virtude da extrema flexibilidade da estrutura atômica da espinela, contêm, usualmente, quantidades menores de elementos como Mg, Mn, Zn, Al, Ti e outros na sua estrutura. Quase que universalmente, a magnetita tende a apresentar granulação média, comumente muito mais grossa que quartzo, hematita e silicatos de ferro, com os quais coexiste. A magnetita normalmente ocorre como octaedros, em camadas que se alternam com camadas silicosas nas formações ferríferas. A oxidação a baixa temperatura, frequentemente relacionada à lixiviação ou movimento do lençol d'água, usualmente converte o cristal de magnetita a grãos de hematita, conservando a morfologia octaédrica da magnetita. Essa forma de hematita é denominada martita, que é, portanto, pseudomorfa da magnetita. A martitização é um processo muito comum de formação de minério e é usualmente associada à disseminação das formações ferríferas bandadas, na produção dos minérios hematíticos como capeamento de rochas (Cabral, 2010).

A Figura 3. 2 ilustra os diversos tipos de texturas de hematita e magnetita com cristais compactos encontradas no Quadrilátero Ferrífero.

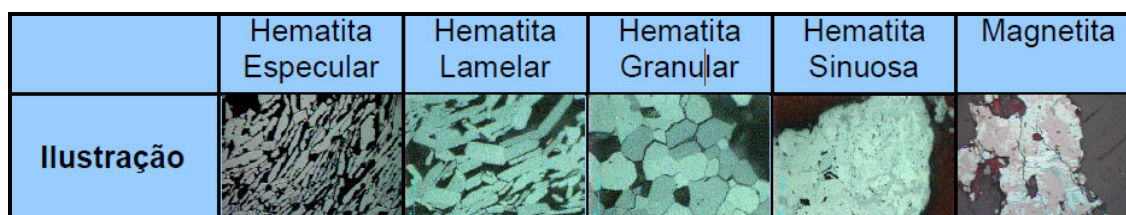


Figura 3. 2: Texturas de hematitas e magnetita mais comumente encontrados no Quadrilátero Ferrífero (Cabral, 2010).

3.1.3 Goethita (α – FeOOH)

A goethita é o hidróxido de ferro mais comum e é tipicamente formada sob condições oxidantes como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro (Klein e Hurlbut, 1999). É composta por 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de H₂O, podendo conter quantidades variáveis de Al₂O₃, CaO, BaO, SiO₂ e MnO que podem ocorrer em quantidades acima de 5% no total. Variedades terrosas frequentemente apresentam teores mais elevados de Al₂O₃ e SiO₂.

Possui estrutura do tipo hcp (empacotamento hexagonal compacto), com oxigênio e hidroxila formando planos paralelos à direção [100] na sequência ABABA e com Fe (III) ocupando sítios octaédricos. As Figura 3. 3 e Figura 3. 4 mostram a estrutura da goethita que apresenta um sistema cristalino ortorrômbico de hábito botrioidal e tem dimensões de célula unitária de $a = 0,4608$; $b = 0,9956$ e $c = 0,3021$ nm. É isoestrutural com a manganita (α -MnOOH) e com o diásporo (α -AlOOH) (Cornell e Schwertmann, 1996).

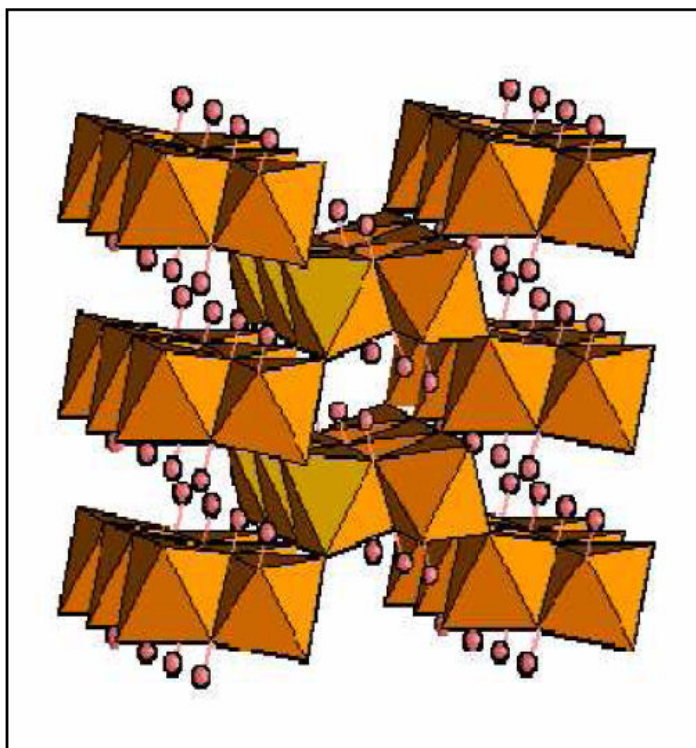


Figura 3. 3: Estrutura da goethita (Klein e Hurlbut, 1999).

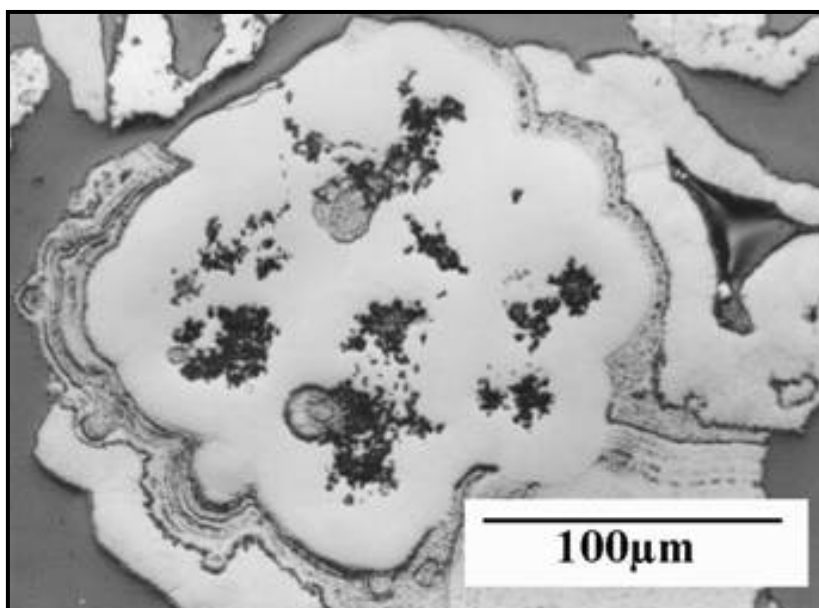


Figura 3. 4: Microscopia óptica de luz refletida (MOLR) apresentando a goethita com seu hábito tipicamente botrioidal (Santos e Brandão, 1999).

Possui cor amarela até marrom, contendo 62,8% de ferro. Geralmente possui pouca consistência e apresenta textura porosa, brilho adamantino e opaco (Detlef, 1986).

Com aquecimento em temperaturas entre 250 e 350°C, a goethita se transforma em hematita (Schwertmann e Taylor, 1989).

A goethita é o exemplo mais bem estudado de óxido/hidróxido de ferro isomorficamente substituído e dentre as várias possibilidades de substituintes, tanto em amostras naturais como sintéticas, o alumínio é o melhor exemplo. Uma explicação para isso se deve à abundância de alumínio em rochas e solos junto ao ferro durante o intemperismo. Assim o alumínio pode ser separado formando aluminossilicatos (argilominerais) ou, então, uma significativa proporção é também incorporada dentro dos óxidos de Fe (III) (Cornell e Schwertmann, 1996).

O campo magnético hiperfino (Hhf) também diminui quando aumenta a substituição de alumínio. Isto é esperado, pois o alumínio é diamagnético, e não contribui para o campo magnético. Assim, Hhf(T) é também reduzido quando o tamanho do cristal diminui (Cornell e Schwertmann, 1996).

A presença de contaminantes não-liberados, representados por sílica, alumina e fósforo, por exemplo, pode estar associada a goethita. Especialmente em relação à remoção de

fósforo, vários programas de pesquisa realizados entre 1980 e 1990 mostraram que apenas rotas de hidrometalurgia podem reduzir efetivamente os teores de fósforo (Fonseca,1992). Emprego da atrição na deslamagem também pode contribuir para a redução de fósforo no concentrado da flotação (Queiroz et al., 2003).

A Figura 3. 5 ilustra os diversos tipos de minerais de ferro com cristais tipicamente porosos encontrados no Quadrilátero Ferrífero.

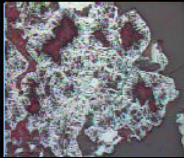
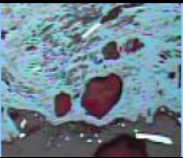


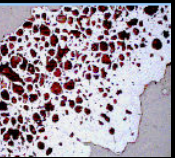
Mineral	Hematita Martítica	Goethita	Goethita Terrosa	Goethita Anfibolítica	Goethita Alveolar
Ilustração					

Figura 3. 5: Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos (Cabral, 2010).

3.2 Propriedades e características dos principais minerais de ganga associados ao de minério de ferro: quartzo, caolinita e gibbsita

Os principais minerais de ganga associados ao minério de ferro são o quartzo, a gibbsita e a caolinita; estes minerais podem estar disseminados em todas as frações granulométricas, principalmente o quartzo, bem como aprisionados nos poros de minerais hidratados como a goethita, mais comumente conhecido como portadora de silicatos de alumínio, ou seja, a gibbsita e caolinita em frações microscópicas.

3.2.1 Quartzo (SiO_2)

Em termos químicos o quartzo é reconhecido como SiO_2 puro; com 46,7% de silício e 53,3% de oxigênio; sua dureza é 7,0 na escala de Mohs e sua densidade é $2,65 \text{ g/cm}^3$.

Dentre todos os minerais, o quartzo é um composto químico de pureza quase completa e frequentemente possui propriedades físicas constantes.

Está presente na forma de cristais prismáticos, com romboedros em suas pontas, dando um efeito de bipirâmide hexagonal. Geralmente é transparente ou branco, mas frequentemente é colorido por impurezas, apresentando diferentes variedades. Possui uma extrema resistência ao ataque químico e físico (Dana, 1974).

3.2.2 Caolinita $[\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8]$

Segundo Dana e Hurlbut Jr. (1984), a caolinita é considerada um silicato de alumínio hidratado, composta por 39,5% de Al_2O_3 ; 46,5% de SiO_2 e 14% de H_2O .

Eventualmente, a caolinita se apresenta 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 g/cm^3 . 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.

3.2.3 Gibbsita $[\text{Al}(\text{OH})_3]$

De acordo com Dana e Hurlbut Jr. (1984) a gibbsita é um hidróxido de alumínio composto por 62,8 a 65,3% de Al_2O_3 e 31,8 a 34,12% de PPC.

Sua dureza varia entre 2,3 a 2,4 e a densidade entre 2,5 e 3,5 g/cm^3 . A gibbsita 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.

3.3 Principais depósitos de minério de ferro do Brasil

O Brasil é um importante produtor e detentor de grandes reservas de minério de ferro com teores elevados. As grandes reservas do país estão concentradas em Minas Gerais, principalmente no Quadrilátero Ferrífero, na Serra dos Carajás, no Pará, e em Urucum, Mato Grosso do Sul.

A Figura 3. 6 a seguir ilustra a localização dos principais depósitos minerais de ferro, dos principais produtores e produção em Mtpa em 2010 no Brasil.



Figura 3. 6: Distribuição das principais regiões produtoras de minério de ferro do Brasil, empresas mineradoras e sua produção em Mtpa em 2010 (Vale, GAPDF, 2010).

3. 4 Principais processos de concentração de minério de ferro

3.4. 1 Concentração magnética

Para concentração de sinter feed, a Vale adota alguns métodos de concentração bastante antigos e largamente difundidos como a jigagem para a fração <8 e $>1\text{mm}$ e a concentração magnética para a fração <1 e $>0,15\text{mm}$, além da concentração gravítica por Espirais. No presente item, será descrita apenas a concentração magnética por esta ser pertinente ao foco do presente trabalho.

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

Minerais ferromagnéticos: aqueles atraídos fortemente pelo campo magnético. Como o exemplo mais conhecido pode-se citar a magnetita;

Minerais paramagnéticos: aqueles atraídos fracamente pelo campo magnético. Como exemplo clássico desse caso tem-se a hematita;

Minerais diamagnéticos: aqueles repelidos pelo campo magnético. Como bom exemplo tem-se o quartzo.

A separação magnética pode ser feita tanto a seco como a úmido. A operação a úmido é utilizada geralmente para granulometrias mais finas e a seco para granulometrias mais grossas.

De acordo com Sampaio et al. (2004), há uma grande variedade de concentradores magnéticos que podem ser classificados de acordo com sua operação, intensidade e gradiente, conforme abaixo e ilustrado na Figura 3. 7:

- Intensidade:
 - Baixa: é essencialmente utilizada no processamento de minerais ferromagnéticos e, atualmente, quase totalmente utilizados a úmido. Além disso, abrangem tamanhos de partículas maiores que 50 μm . Como exemplo, tem-se o separador de tambor a úmido;
 - Alta: abrange tamanhos de partículas maiores que 75 μm . Como exemplo, cita-se o separador de correias cruzadas a seco e o separador de rolo induzido também a seco (ambos aplicados na concentração de minerais paramagnéticos e remoção de impurezas em sílica e feldspato).
- Gradiente:
 - Alto: forças magnéticas muito elevadas devem ser geradas a fim de separar minerais paramagnéticos de susceptibilidade magnética muito reduzida. Essas forças podem ser produzidas por campos magnéticos de alta intensidade, o que, entretanto, apresenta uma grande limitação: o custo de aquisição dos equipamentos e sua montagem são bem elevados.

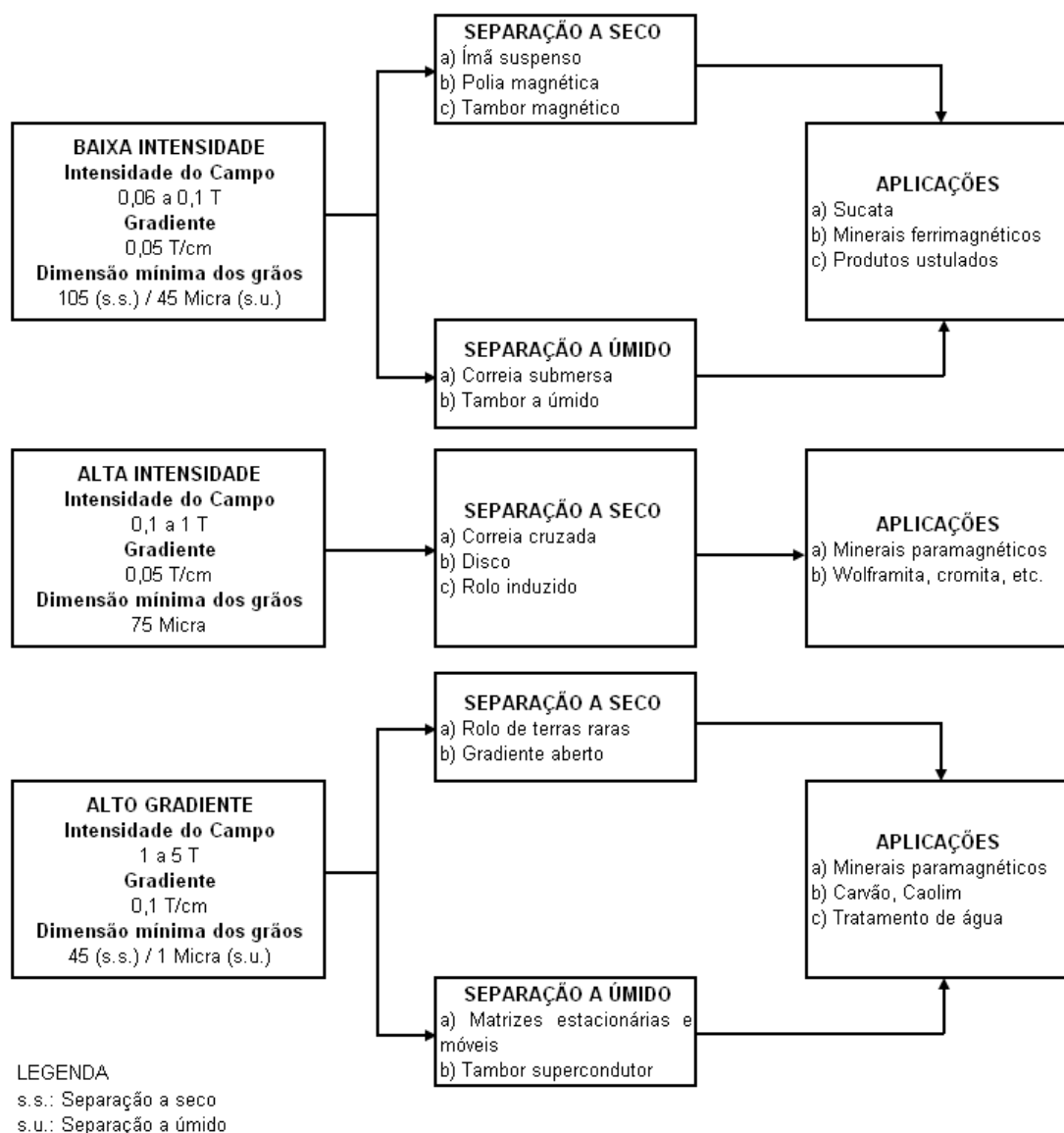


Figura 3. 7: Fluxograma com características, classificação e aplicações dos separadores magnéticos (Sampaio et al., 2004).

Dos equipamentos mais modernos e potencialmente aplicáveis ao minério de ferro, destacam-se o WRED (*wet rare earth drum*) e o WHIMS (*wet high intensity magnetic separator*) que apresentam elevada robustez e menor sensibilidade às variáveis de processo.

Na concentração de minério de ferro, a principal aplicação prática da concentração magnética a úmido de alta intensidade é feita em separadores de carrossel, tipo WHIMS. A utilização desse tipo de separador, no início da década de 70, permitiu

viabilizar o aproveitamento de itabiritos, até então não considerados como minérios de ferro. Vêm sendo atualmente utilizados na concentração de finos, na recuperação de lamas ou de minério proveniente de barragens.

Queiroz e Brandão (2009) estudaram detalhadamente a relação da mineralogia com a intensidade magnética de diferentes separadores magnéticos e concluíram que os minerais que estão associados à magnetita são totalmente recuperáveis no estágio de média intensidade. Estes autores concluíram que a hematita, mesmo tendo uma susceptibilidade magnética mais baixa e nem estando associada à magnetita é recuperada no concentrado em estágio de média intensidade, isto é explicado pelo fenômeno do arraste mecânico.

Estes autores também concluíram que as feições minerais hematita martítica e a goethita, quando não apresentam magnetita reliquiar ou associada, comportam-se como hematita. No entanto, as partículas menores são mais difíceis de serem recuperadas, mesmo em campos magnéticos de alta intensidade, em função da porosidade intrínseca de cristal ser elevada.

3.4. 2 Flotação

A flotação é um processo de concentração físico-químico executado numa polpa em suspensão por um agitador. No processo ocorre a coleta de partículas hidrofobizadas por reagentes as quais se aderem as bolhas, tomando um rumo ascendente. A diferenciação entre as espécies minerais é dada pela capacidade de suas partículas de se prenderem (ou prenderem a si) a bolhas de gás (geralmente ar). Se uma bolha consegue capturar um número suficiente de partículas, a densidade do conjunto partícula-bolhas torna-se menor que a do fluido e o conjunto se desloca verticalmente para a superfície, onde fica retido e é separado numa espuma, enquanto que as partículas das demais espécies minerais mantêm inalterada a sua rota (Chaves et al., 2010).

Na flotação existe a possibilidade de transformação da superfície, ou seja, transformação de superfícies hidrofílicas em hidrofóbicas, através da adição criteriosa de determinados reagentes. A flotação deve ser necessariamente seletiva, sendo assim, a probabilidade de êxito do processo será tanto maior quanto mais distintas forem as superfícies das espécies a serem separadas.

Em flotação os reagentes costumam ser classificados conforme a sua função específica no processo. Dessa forma, podem ser classificados como: espumante, coletor, depressor, ativador, regulador de pH e dispersante, entre outros.

A flotação da fração $< 0,15$ mm de minério de ferro após deslamagem, ou seja, processo de remoção das partículas < 10 μm , resulta em um produto denominado pellet feed, fornecendo concentrados de excelente qualidade. Com a redução das reservas de hematitas e itabiritos considerados ricos no Quadrilátero Ferrífero, os processos de flotação veem sendo aprimorados e consumindo cada vez mais reagentes pela presença não somente de quartzo, mas também de minerais como goethita, que trazem consigo outros tipos de contaminantes como Al_2O_3 , P, Mn e PPC, além de gerarem muita lama.

Nos processos convencionais de flotação aplicados a minérios de ferro, é comum efetuar a flotação reversa, que consiste em flotar o mineral de ganga, o quartzo, e deprimir o mineral minério predominante, a hematita.

Segundo Oliveira e Luz (2001), a depressão dos minerais de ferro é realizada pelo uso de um agente depressor. O agente depressor, quando adicionado, exerce uma função específica no material a ser deprimido, impedindo-o de flotar. Entre os reagentes depressoires utilizados na separação seletiva de minerais por flotação, encontra-se o amido como o mais usado pela indústria mineral.

O coletor utilizado na flotação de quartzo é a amina, a qual possui duas propriedades, a coletora e a espumante.

A flotação catiônica reversa de minério de ferro utilizada na Mina de Brucutu da Vale usa o pH em torno de 10 para atingir o nível de qualidade de $\leq 0,8\%$ de SiO_2 no pellet feed o qual é denominado PE (pellet feed tipo especial) ou redução direta.

3.5 Propriedades das interfaces

3.5.1 Tensão superficial

Tensão superficial é a tensão interfacial entre o líquido e seu vapor em equilíbrio, mas para fins práticos o conceito é aplicado para interfaces líquido/gás. Mecanicamente é definida como o trabalho necessário para aumentar a área da superfície de uma unidade, num processo isotérmico e reversível. Quimicamente, tem-se que quanto maior a tensão superficial menor a disponibilidade da espécie para interagir com outras espécies.

Sendo assim, a tensão superficial é a grandeza que permite a espumação na flotação, quanto menor a tensão superficial mais estáveis serão as bolhas.

3.5.1.1 Influência da temperatura na tensão superficial

A experiência mostra que a tensão superficial decresce com a temperatura. Na Tabela III. 2 é apresentada a tensão superficial da água em diversas temperaturas.

Tabela III. 2: Variação da tensão superficial da água com a temperatura (Interface água-ar) (Rabockai, 1979)

T, °C	$10^3 \times \gamma, \text{N.m}^{-2}$
0	75,60
20	72,75
40	69,56
60	66,18
80	62,60

A redução da tensão superficial com o aumento da temperatura é um fato previsível com base no princípio de Le Chatelier (Rabockai, 1979).

Com o aumento da temperatura as espécies ficam mais disponíveis para interagir com o sistema e se concentrar no seio da interface, logo a tensão superficial diminui.

O aquecimento da polpa torna-se importante em sistemas onde a seletividade é impossível a temperatura ambiente. Nesses sistemas, o coletor forma sais insolúveis na superfície de diferentes minerais, tornando-se necessário o aquecimento da polpa para solubilizar um deles.

A temperatura de polpa tem influência ainda na solubilização dos reagentes, na solubilização dos minerais e na movimentação das bolhas. Devido ao custo elevado, o aquecimento da polpa é uma variável operacional que não costuma ser considerada. No Brasil, não é feito aquecimento da polpa em nenhuma das usinas de flotação de minério. No entanto, em países de clima frio, muitas vezes, o aquecimento da polpa é indispensável para a solubilização dos reagentes (Baltar, 2000).

3.5.2 Eletroforese

Esta técnica é baseada no fato de que quando um campo elétrico é aplicado a uma solução contendo partículas carregadas, as partículas se movem com uma velocidade e direção indicativa de magnitudes de suas cargas e dos sinais das cargas, respectivamente. A eletroforese pode ser usada com confiança somente para partículas micrométricas (Somasundaran, 1975).

Uma pequena partícula com excesso de carga em sua superfície movimenta-se, em relação ao líquido, sob ação de um campo elétrico. No movimento da partícula, os íons adsorvidos na camada de Stern, juntamente com moléculas de água localizadas nas proximidades da superfície, acompanham o sólido, gerando um potencial eletrocinético (surge a partir do movimento de cargas elétricas) conhecido como **Potencial Zeta** (Ψ_z). Este potencial é definido no plano de cisalhamento “*slipping ou shear plane*”, ou seja, no plano que separa o líquido da camada de Gouy do conjunto em movimento (o sólido juntamente com moléculas de água e íons aderidos). A determinação do potencial zeta constitui-se na maneira mais prática de caracterizar uma dupla camada elétrica (Stumm, 1992).

O aparelho *Zeta-Meter* 3.0+ realiza medidas diretas de potencial zeta de suspensões através da técnica de eletroforese de partículas, ou seja, mede a mobilidade eletroforética (relação entre a velocidade do sólido e o campo elétrico aplicado sobre o mesmo em um sistema) e o potencial zeta é calculado pela equação de Smoluchowski:

$$\mathbf{M} = \varepsilon \mathbf{Z} / \eta$$

Onde: M = mobilidade eletroforética;

Z = potencial zeta;

ε = permissividade do meio eletrolítico;

η = viscosidade do fluido.

3.5.3 Efeito dos reagentes no potencial zeta e adsorção

A mudança no potencial zeta resultante da adição de reagentes é útil no entendimento do mecanismo de adsorção desses reagentes na partícula. Como exemplo, a Figura 3.8 mostra que a mudança no pH de um meio contendo goethita em suspensão de 4 para 7 reverterá o potencial de superfície de positivo para negativo. A Figura 3.8 também ilustra que a adição de um sal pode causar redução do potencial zeta pela aglomeração de íons contrários na região da interface (compressão da dupla camada elétrica). Espera-se que esse fenômeno reduzirá a adsorção eletrostática de íons do surfatante de carga oposta. Entretanto, a adição de sal pode ocasionar a remoção de sal do seio da solução (“*salting out effect*”) resultando em diminuição na solubilidade e aumento na força motriz para adsorção. O efeito líquido dos sais na solubilidade do surfatante determinará se sua adsorção e a flotação do mineral aumentarão ou diminuirão (Furstenau e Han, 2003).

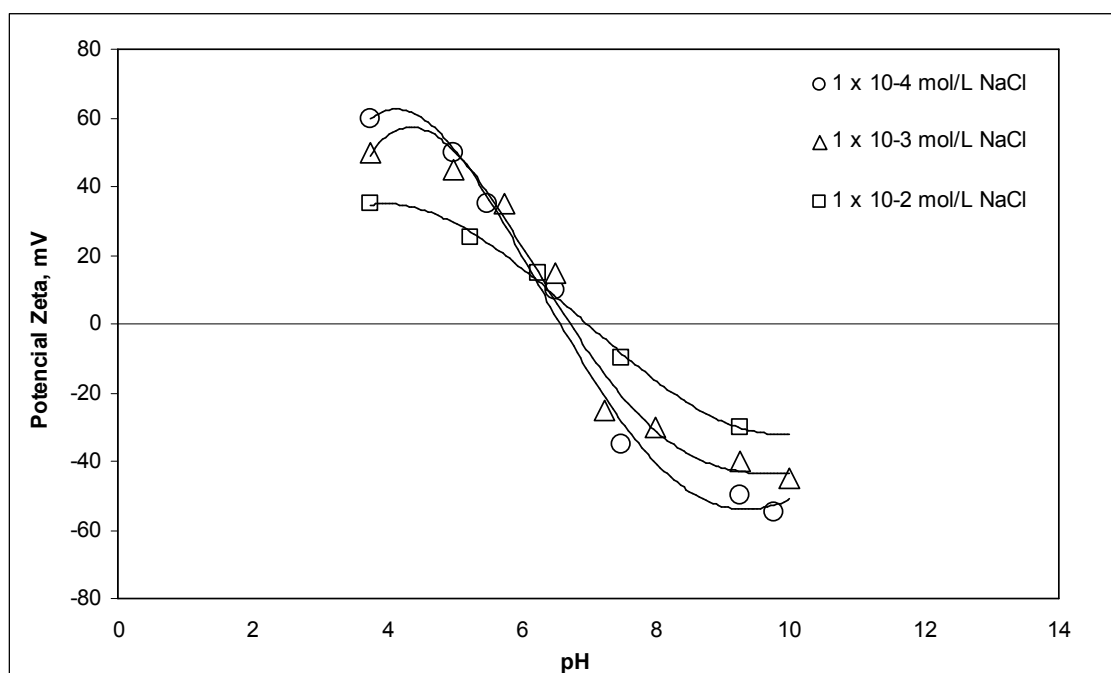


Figura 3. 8: Gráfico do potencial zeta da goethita em função do pH e da força iônica. (Iwasaki et al., 1960).

3. 6 Reagentes

3.6. 1 Coletor

3.6.1. 1 Catiônico

3.6.1.1. 1 Amina

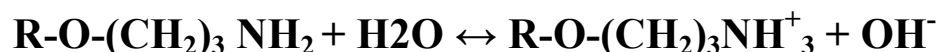
A amina é atualmente utilizada como coletor de quartzo na flotação catiônica reversa de minério de ferro.

As aminas são derivadas do amônio (NH_3) pela substituição de um ou mais de seus átomos de hidrogênio por um número correspondente de cadeias hidrocarbônicas. As aminas podem ser primárias, secundárias, terciárias ou formar sais quaternários, conforme o número de radicais hidrocarbônicos unidos ao átomo de nitrogênio (Smith e Akhtar, 1976).

Dentre os surfatantes catiônicos com potencial para uso como coletor, as aminas primárias têm sido bastante utilizadas em instalações industriais de flotação de minério no mundo. Existe também o uso industrial de eterdiaminas e etermonoaminas que são neutralizadas parcialmente com ácido acético.

No Brasil, as eteraminas são o único tipo de coletor catiônico utilizado na flotação reversa de minério de ferro.

São reagentes que ionizam por protonação:



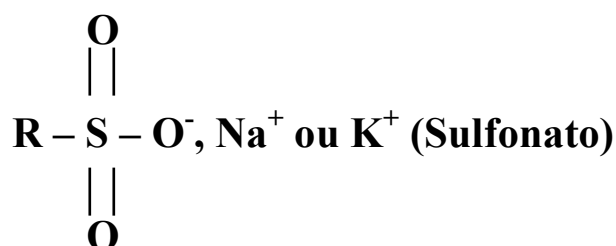
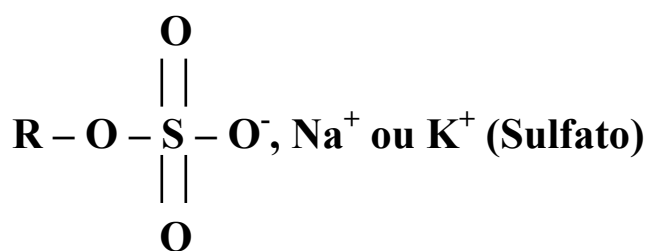
3.6.1. 2 Aniônico

3.6.1.2. 1 Sulfato e Sulfonato

Os sulfatos e sulfonatos podem ser usados como coletores para alguns óxidos metálicos (como hematita Fe_2O_3 e alumina Al_2O_3) e separações de minerais do tipo sal (como barita BaSO_4 e scheelita CaWO_4).

Segundo Rao (2004), provavelmente, devido à natureza altamente heterogênea dos produtos sulfonados comerciais e características de seu mecanismo de adsorção, estes reagentes não se mostraram suficientemente seletivos em suas aplicações de flotação e consequentemente não têm sido tão populares ou efetivos quanto os ácidos graxos. A maioria dos sulfatos e sulfonatos comerciais é derivada de co-produtos industriais como derivados de petróleo, destilados do alcatrão de carvão (derivados cresílicos e naftênicos), “tall oil”, derivados da lignina, etc.

Segundo Mishra (1988), os sulfatos e sulfonatos orgânicos utilizados em flotação, geralmente, têm 12 carbonos e apresentam a seguinte fórmula geral:



Os sulfatos e sulfonatos são ácidos fortes, ou seja, apresentam-se completamente ionizados em ampla faixa de pH. O alquil sulfato se ioniza em pH acima de 3. Abaixo desse pH o sulfato hidrolisa formando álcool e bisulfato. Esses surfatantes são coletores aniônicos que podem atuar por:

- i. Adsorção física (atração eletrostática) – portanto adsorvendo-se em superfícies abaixo do ponto de carga zero (pcz). Quast (2000) fez uma revisão da literatura citando vários autores que confirmam que a flotação da hematita (Fe_2O_3), com esse tipo de coletor, só é possível com excesso de carga positiva.
- ii. Adsorção química – formando um sal hidrofóbico na superfície mineral. De acordo com Mishra (1988) os sulfonatos orgânicos formam sais insolúveis com cátions: Ca^{2+} , Mg^{2+} , Ba^{2+} , Fe^{3+} , Al^{3+} , Pb^{2+} e Sr^{2+} .

Iwasaki et al. (1960) investigaram as características da flotação de goethita com reagentes aniônicos, entre os quais o dodecil sulfonato de sódio. Os autores realizaram testes de microflotação em tubo de Hallimond modificado e testes de flotação em bancada usando uma mistura artificial de quartzo e goethita. O ponto de carga zero da goethita foi determinado através de medidas de potencial de fluxo e o valor encontrado foi 6,7. Na Figura 3.9 é apresentada a recuperação de goethita em função do pH quando a dosagem de coletor (dodecil sulfato de sódio, dodecil sulfonato de sódio e cloreto de dodecilamônio) usada foi de 10^{-4} M. Como pode ser visto na Figura 3.10, os coletores aniônicos foram efetivos na dosagem testada apenas na faixa de pH ácida. Os autores concluíram que os coletores aniônicos são mais efetivos quando a superfície do mineral encontra-se positivamente carregada.

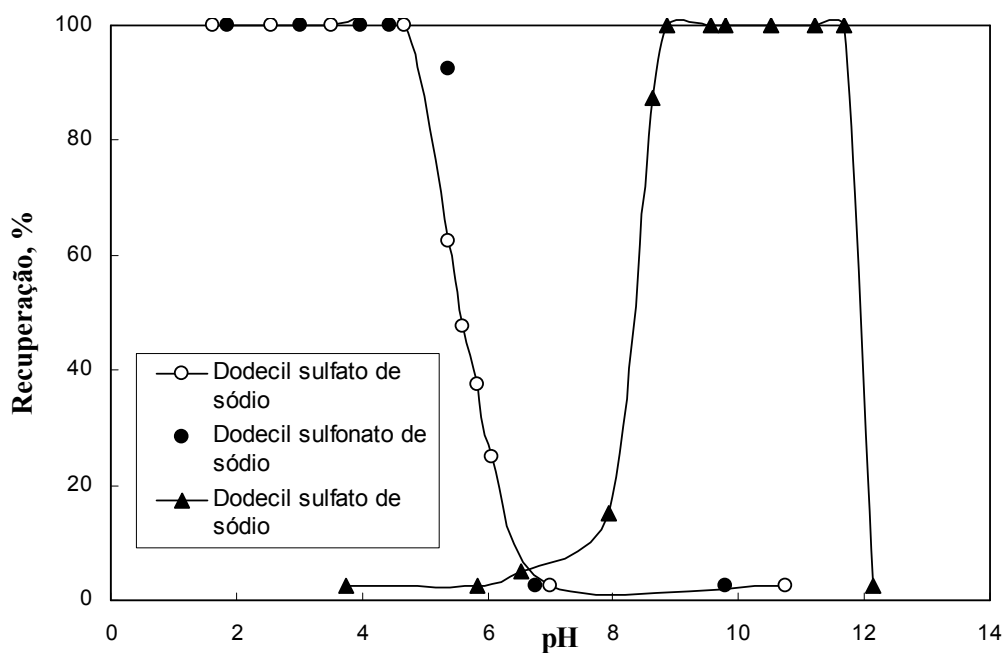


Figura 3. 9: Recuperação de goethita em função do pH para diferentes coletores aniônicos e catiônicos (Iwasaki, 1960).

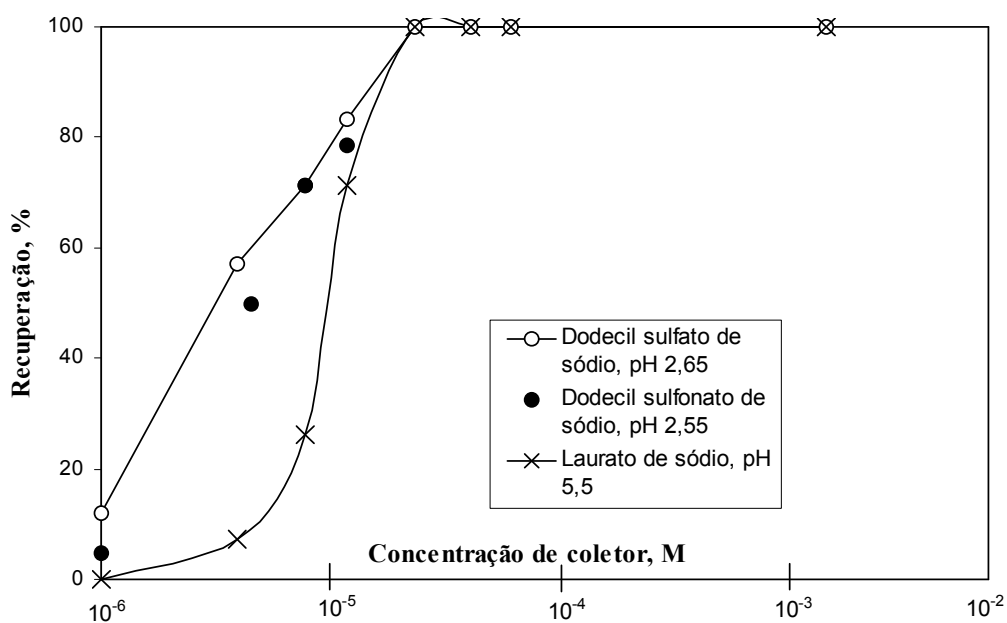


Figura 3. 10: Recuperação de goethita em função da dosagem de diferentes coletores (Iwasaki, 1960).

O coletor sulfato a ser utilizado para realização dos testes deste trabalho é o Flotisor S72, que é um cetil estearil sulfato de sódio, mais conhecido como CESS, atualmente um dos coletores empregados em flotação de barita (BaSO_4).

Segundo Guimarães (1995), o Flotisor S72 requer de uma preparação prévia à sua dosagem no condicionador. Guimarães (1995) concluiu com seus estudos que, no processo de preparação do CESS, as três variáveis que mais influenciaram na performance da flotação de barita foram: temperatura da reação, concentração do coletor e tempo de preparação, devendo então seguir as seguintes condições:

- i. Temperatura: 60°C ;
- ii. Concentração: 3 a 6%;
- iii. Tempo mínimo: 3 minutos.

3.6.1.2. 2 Ácido Oleico

O ácido oleico, substância ativa da chamada oleína fluida, é um coletor aniônico:



Esta fórmula é traduzida no nome sistemático: ácido cis 9-octadecenóico. De cor amarelo claro e odor rançoso, é miscível com álcool, clorofórmio, éter, benzeno e com óleos fixos e voláteis. A preparação do ácido oléico deve ser feita preferencialmente com soda cáustico a 50% para melhor performance de saponificação do ácido.

3.6.2 Depressor

3.6.2.1 Amido

Segundo Baltar (2000), o reagente depressor é usado com a finalidade de aumentar a seletividade do processo de flotação. Sua ação consiste em inibir a adsorção do coletor em determinados minerais, evitando a hidrofobização das superfícies dos minerais que não devem flotar. Por razões óbvias, o depressor deve ser adicionado antes do coletor.

O amido de milho ou mandioca é o depressor mais comumente utilizado para depressão de hematitas em flotação catiônica reversa de minério de ferro. Este possui fórmula geral $(C_6H_{10}O_5)_n^-$ onde “n” pode variar da ordem de dezenas a centenas de milhares, o amido é uma macromolécula formada por monômeros D-glicose nos quais cinco átomos de carbono e um átomo de oxigênio formam uma estrutura cíclica. O grupo hidroxila ligado ao carbono na posição 1 (C_1) tem a orientação α .

O grão de amido é uma mistura de dois polissacarídeos, amilose e amilopectina, polímeros de glicose formados através de síntese por desidratação (a cada ligação de duas glicoses, no caso, há a "liberação" uma molécula de água).

- Amilose:

Macromolécula constituída de 250 a 300 resíduos de D-glicopirranose, ligadas por pontes glicosídicas α -1,4, que conferem à molécula uma estrutura helicoidal.

- Amilopectina:

Macromolécula, menos hidrossolúvel que a amilose, constituída de aproximadamente 1400 resíduos de α -glicose ligadas por pontes glicosídicas α -1,4, ocorrendo também ligações α -1,6, que dão a ela uma estrutura ramificada. A amilopectina constitui, aproximadamente, 80% dos polissacarídeos existentes no grão de amido. A Figura 3. 11 apresenta as estruturas básicas da amilopectina e da amilose.

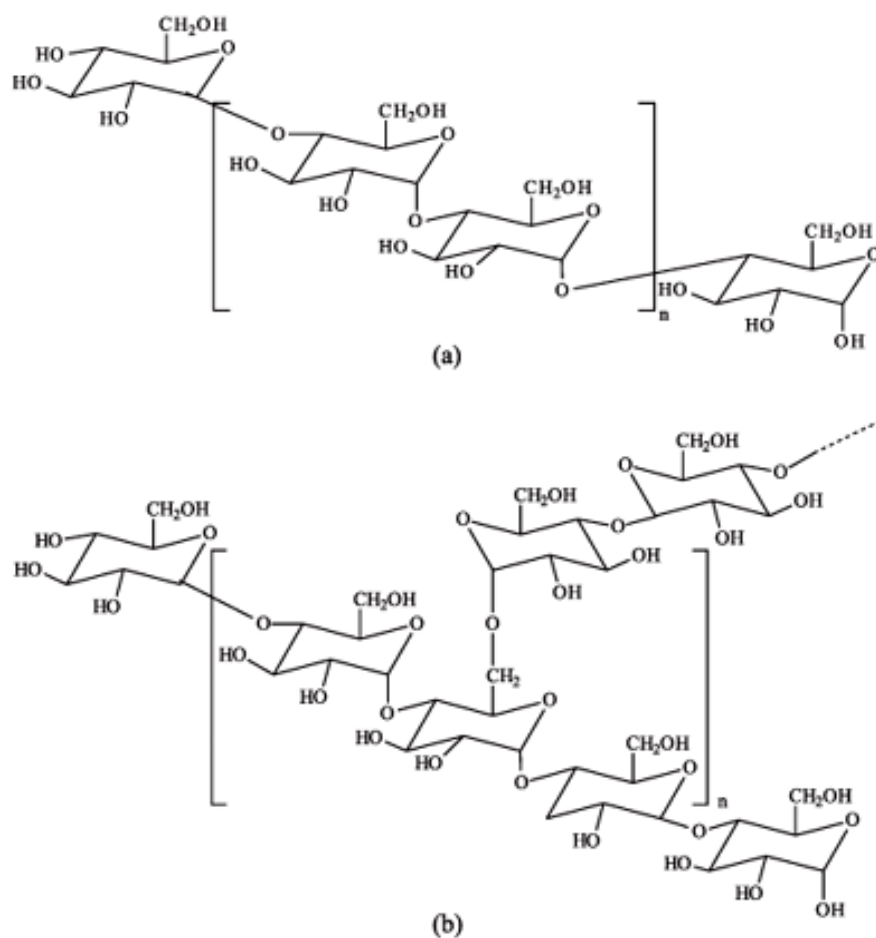


Figura 3. 11: a) Estrutura química da amilose, b) Estrutura química da amilopectina; (Corradini et al., 2005).

O uso do amido em flotação foi patenteado em 1931 por Lange. A sua eficiência como depressor e, principalmente sua seletividade, variam conforme a fonte vegetal, tamanho da cadeia, grau de ramificação, pH da polpa, presença de eletrólitos e modo de preparação, entre outros (Liu e Laskowski, 1989).

Ravishankar et al. (1995) sugerem que o mecanismo de depressão de hematita por amido se deve a uma forte interação entre a molécula de amido e átomos de Fe na superfície do mineral, baseada na sua compatibilidade estrutural. No plano basal da hematita a distância média entre os átomos de Fe é 2,852 Å. Na molécula de amido a distância entre o átomo de oxigênio do grupo hidroxila mais polarizado e o átomo de oxigênio do grupo hidroxila adjacente é 2,85 Å. Baseado nesta correspondência o modelo proposto considera uma complexação binuclear como a interação predominante

entre o amido e a hematita. Esta interação é bastante específica para o plano basal, predominante na hematita lamelar. A adsorção de amido pode não ser tão eficaz nos demais planos, implicando em perda de seletividade para hematitas granulares, o que pode ser objeto de investigação futura.

3.6.2. 2 Silicato de sódio

A composição do silicato de sódio pode ser expressa pela seguinte fórmula: $m\text{Na}_2\text{O} \cdot n\text{SiO}_2$. O módulo é dado pela relação n/m . Comercialmente, o silicato de sódio é encontrado com módulos de 1,60; 2,75; 3,22 e 3,75 (Fuerstenau e Somasundaran, 2003).

A solução aquosa de silicato de sódio produz uma reação alcalina, ou seja, a adição desse reagente provoca uma elevação do pH, geralmente, com um efeito dispersante (Glembostskii et al., 1972). A reação é apresentada a seguir:



Em concentração elevada, ocorre a polimerização do reagente. O silicato de sódio é bastante utilizado para a depressão de ganga silicatada, especialmente em sistemas com coletor do tipo carboxílico (Lovell, 1982; Gallios e Matis, 1992). De acordo com Fuerstenau e Han (2003), a máxima eficiência é observada em polpas com pH entre 7 e 10. Nessa faixa de pH prevalece a espécie $\text{SiO}(\text{OH})_3^-$ que seria responsável pela ação depressora (Fuerstenau, 1982).

3.6.3 Dispersante

Os dispersantes são usados para “individualizar” as partículas de modo a possibilitar a posterior concentração. O uso de um reagente com função específica de dispersante torna-se mais importante quando a flotação é realizada em meio ácido.

3.6.3. 1 Hexametáfosfato de sódio

O hexametáfosfato de sódio consiste numa mistura de polifosfatos lineares com a fórmula aproximada $\text{Na}_{(n+2)}\text{PnO}_{(3n+1)}$; em que n é cerca de 13.

De acordo com Gontijo (2010), em meio aquoso, um estado de dispersão estável de partículas pode ser obtido por estabilização eletrostática ou estérica, obtidos

respectivamente pelo uso de dispersantes inorgânicos ou poliméricos. Os dispersantes mais comuns em aplicações industriais são o hexametáfosfato de sódio, o silicato de sódio, o poliacrilato de sódio e o hidróxido de sódio. O hexametáfosfato de sódio adsorvido na superfície de partículas atua aumentando a carga negativa da superfície e também induzindo uma repulsão estérica muito grande entre partículas.

3.6.3. 2 Silicato de sódio

Ravishankar et al. (1995) relataram o importante papel do silicato de sódio como dispersante para aumentar a seletividade na floculação seletiva de uma mistura de óxido de ferro e caolinita. Existe uma dosagem ótima de amido que depende da dosagem do dispersante. Aumentando a concentração de silicato de sódio a dosagem ótima de amido é reduzida. Uma forte evidência da adsorção de silicato polimérico em hematita foi relatada por Gong et al. (1993) para concentrações de silicato de 10^{-3} a 10^{-2} M por litro. Silicatos poliméricos têm um efeito depressor mais intenso do que silicatos monoméricos.

3.6.3. 3 Soda cáustica

A soda cáustica também conhecida como NaOH pode ser considerada como agente dispersante na flotação, mas isto é uma maneira onerosa de se conseguir dispersão, pelo fato da soda atuar na elevação do pH mediante altas dosagens aumentando a repulsão eletrostática entre as partículas.

A soda cáustica é mais comumente utilizada na dispersão de lamas e na operação de moagem, não sendo muito utilizada na dispersão na flotação.

3.6.3. 4 Efeito da dispersão em polpas de minérios itabiríticos

Totou (2010) comparou o comportamento de minérios itabiríticos frente aos processos de deslamagem e flotação, tendo sido realizados estudos de caracterização e ensaios de determinação do grau de dispersão em polpas de minérios itabiríticos e de deslamagem e flotação nas melhores condições de dispersão mediante adição de diversos tipos de dispersantes, sendo estes o hidróxido de sódio (NaOH), hexametáfosfato de sódio, silicato de sódio, metassilicato de sódio e o poliacrilato de sódio, chegando à conclusão que:

- i. o uso de um reagente dispersante possibilita a desagregação das partículas, permitindo uma deslamagem mais eficiente de forma a favorecer a seletividade do processo de flotação;
- ii. os reagentes como metassilicato de sódio e poliacrilato são eficientes na função de dispersante, mas provocam a depressão do quartzo na flotação, aumentando o teor de contaminantes e diminuindo o teor de ferro do concentrado;
- iii. o controle do pH com o hidróxido de sódio parece ser a melhor opção, já que proporciona, ao mesmo tempo, uma dispersão/deslamagem eficiente e um aumento da carga negativa na superfície do quartzo, facilitando a flotação e, consequentemente, produzindo um concentrado de melhor qualidade;
- iv. o uso do dispersante hexametáfosfato, que não apresenta efeito depressor sobre o quartzo, pode ser uma alternativa para uma boa deslamagem.

3.6.4 Espumante

Os espumantes atuam, principalmente, no sentido de reduzir a tensão superficial na interface líquido-gás, de evitar a coalescência (fenômeno que aparece no contato entre duas bolhas de diferentes tamanhos, provocando a passagem de ar da bolha menor para maior, resultando em bolhas maiores, diminuindo a tensão superficial, consequentemente, diminuindo a probabilidade de colisão bolha-partícula) e de interagir com a cadeia hidrocarbônica do coletor.

A redução da tensão superficial é proporcional à concentração do espumante. Espumantes que, em baixas concentrações, produzem fortes reduções na tensão superficial, em geral, produzem espumas estáveis e persistentes (Harris, 1982; Xia e Peng, 2007).

A adsorção do espumante na interface água – ar diminui a permeabilidade da membrana interfacial, dificultando o fenômeno de coalescência. Esse fato contribui para manter as bolhas pequenas e dispersas, de modo a aumentar a probabilidade de colisão com as partículas hidrofóbicas.

O espumante a ser estudado neste trabalho é o metilisobutilcarbinol (MIBC) o qual é bastante utilizado na indústria mineral produzindo uma espuma frágil com textura fina (Klimpel e Hansen, 1988). Tem peso molecular de 102 e a fórmula química:



Suas principais características são:

- composição definida, contribuindo para facilitar o controle do processo;
- facilidade de colapso da espuma na descarga;
- atividade na superfície mineral quase inexistente (contribui para a seletividade do sistema);
- elevada solubilidade em água (17g/L);
- produz uma espuma aberta que facilita a drenagem da ganga;
- inflamável;
- volátil.

3. 7 Efeito do tamanho de partículas em sistemas de flotação

De acordo com Lima (2010), os atuais sistemas de flotação são alimentados por polpas contendo uma grande variedade de tamanhos de partículas minerais. Na flotação de óxidos e silicatos, a presença de partículas ultrafinas influencia negativamente o processo.

Segundo Oliveira (2006), é bastante difundida na literatura técnica a concepção de que o rápido e desproporcional consumo de coletor pelas partículas finas, devido à sua maior área superficial específica, acarreta uma menor cobertura hidrofóbica na superfície das partículas grossas que seriam, por esta razão, menos flotáveis. Esta concepção foi respaldada inicialmente pelo trabalho de Glembotsky (1968) referente ao sistema pirita – xantato, no qual se observou que uma maior concentração de reagentes era necessária para flotar partículas maiores.

A partir das observações de Hall (1996) e sua constatação que a recuperação das partículas grossas está diretamente relacionada à estabilidade do agregado partícula e bolha, e que a recuperação de partículas grossas pode ser melhorada com o controle da taxa de fluxo de ar, taxa de água de lavagem entre outros que apresentam relação com a estabilidade das bolhas. Cruz et al. (2003) concluíram que para uma recuperação efetiva de grossos é necessário aplicar condições específicas e essas condições podem não ser adequadas para a flotação de partículas mais finas, o que indica que uma separação da flotação por faixas de tamanho é adequada para obtenção de melhores resultados.

Cruz et al. (2003) e Trahar (1976) também comentaram que o tratamento separado de faixas de tamanho será necessário para minérios mais complexos ou mesmo para melhorar as recuperações e seletividade do processo. Frações de diferentes de tamanho poderão ser condicionadas separadamente em meios mais adequados a elas. Tal procedimento tem mostrado várias vantagens, incluindo o aumento na taxa de flotação de grossos, o aumento na seletividade e redução do consumo de reagentes.

Cruz (2010) obteve os seguintes resultados comparativos entre a flotação fracionada e a flotação tal qual de minério de ferro:

- melhora na recuperação mássica de 47,3% para 50,9%;
- melhora na recuperação metalúrgica de ferro de 81,9% para 87,3%;
- redução do teor de sílica final de 0,75% para 0,53%;
- melhora na seletividade ferro/sílica de 23 para 32 segundo índice de seletividade de Gaudin.

A Tabela III. 3 apresenta os resultados obtidos por Cruz (2010) e mostra as conclusões listadas acima.

Tabela III. 3: Ganhos relativos ao estudo de comparação entre a flotação fracionada e a flotação -0,150 +0,010 mm (Cruz, 2010)

	Resultados Flotação			
	RM	RFe	SiO ₂ Conc	IS
-0,150 +0,010 mm	47,32	81,94	0,75	23,18
Flotação de Grossos + Finos	50,93	87,27	0,53	32,64
-0,150 +0,044 mm	41,35	88,61	0,69	37,55
-0,044 +0,010 mm	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%

3. 8 Ultrassom

Cilek e Ozgen (2009) descreveram que ondas ultrassônicas podem ser usadas para melhorar a eficiência e/ou seletividade em processos de flotação. A maioria dos estudos examinou o efeito do uso do ultrassom antes da flotação como, por exemplo, a remoção de camadas adsorvidas de reagentes em minerais, emulsificação de reagentes de flotação, enquanto outros estudos revelaram o efeito do tratamento ultrassônico durante e depois de processos de flotação.

Vários investigadores relataram que campos de acústica intensiva podem modificar o estado do material, levando a efeitos químicos ou dispersivos. Geralmente, o efeito da vibração ultrassônica depende da natureza do mineral e também da forma em que a onda ultrassônica é aplicada (Ozkan, 2002).

Muitos investigadores sugeriram que a energia ultrassônica pode melhorar a performance da flotação (Ozkan e Kuyumcu, 2007). Seus estudos sugerem que a ultrassonicação melhora a efetividade do reagente devido a sua distribuição mais uniforme na suspensão e também por aumentar a atividade dos produtos químicos utilizados.

A maioria dos estudos já conduzidos até o momento em flotação ultrassônica com uma célula modificada visaram entender os mecanismos de interação dos minerais valiosos com os reagentes do ponto de vista geral de performance da flotação. No entanto, uma revisão da literatura indica que nenhum estudo foi realizado abordando o efeito do uso do ultrassom na zona de espuma sobre a eficiência e seletividade da flotação.

Ozkan e Kuyumcu (2006) conduziram testes em uma amostra de lama ultrafina de carvão em uma célula de flotação de bancada com impelidor Wemco. As cubas de inox foram modificadas com a inclusão de diferentes transdutores de ultrassom de 50 W de potência acoplados possuindo diferentes geometrias e frequências dependentes das necessidades, por exemplo, 25 e 40 kHz. A Figura 3. 12 apresenta uma foto do sistema de teste.



Figura 3. 12: Foto dos sistema de flotação com ultrassom (Ozkan e Kuyumcu, 2006).

Os resultados dos testes foram:

- a temperatura certamente tende a aumentar com o tempo, no entanto, a flotação de carvão não passa de 5 minutos, consequentemente este aumento da temperatura não influenciou nos resultados;
- apesar do valor de pH da água de processo ter aumentado com o tempo e força do ultrassom, o pH das polpas carvão-água-reagente decresceu;
- o valor de pH tende a decrescer com o tempo, no entanto, o decréscimo não foi grande e não teve influência clara na recuperação de carvão;
- a condutividade é indiretamente afetada pelo aumento da intensidade ultrassônica e pelo tempo, mas é sabido que o aumento da temperatura é que causa este fenômeno;

- o potencial de oxidação–redução não parece ter sido afetado pelo ultrassom durante a flotação de carvão;
- o consumo de reagente decresceu drasticamente pelo uso do ultrassom devido à limpeza da superfície das partículas de carvão, e isto levou a melhorar as recuperações na flotação de carvão;
- apesar de aparentemente a qualidade do carvão flotado não ser afetada pelo uso do ultrassom, o rejeito de flotação conteve menos partículas de carvão após o tratamento com ultrassom do que nos testes de flotação convencional conduzidos anteriormente.
- os testes usando a frequência de 40 kHz apresentaram melhores resultados que os testes com 25 kHz.
- finalmente, o uso do ultrassom em todos os estágios de flotação de carvão afetou positivamente a eficiência geral, resultando em quase o dobro de recuperação, reduzindo em um quarto o consumo do reagente e dobrando o conteúdo de cinzas no rejeito.

3.9 Projeto Mina Apolo

3.9.1 Localização

A jazida de minério de ferro de Apolo situa-se no estado de Minas Gerais, aproximadamente 40 km a sudeste de Belo Horizonte. Ocupará uma área aproximada de 1.600 hectares, situada parcialmente nos municípios de Rio Acima, Raposos, Caeté e Santa Bárbara, sendo a empresa empreendedora a Vale. Na Figura 3.13 pode-se encontrar a localização da futura mina de Apolo no Quadrilátero Ferrífero.

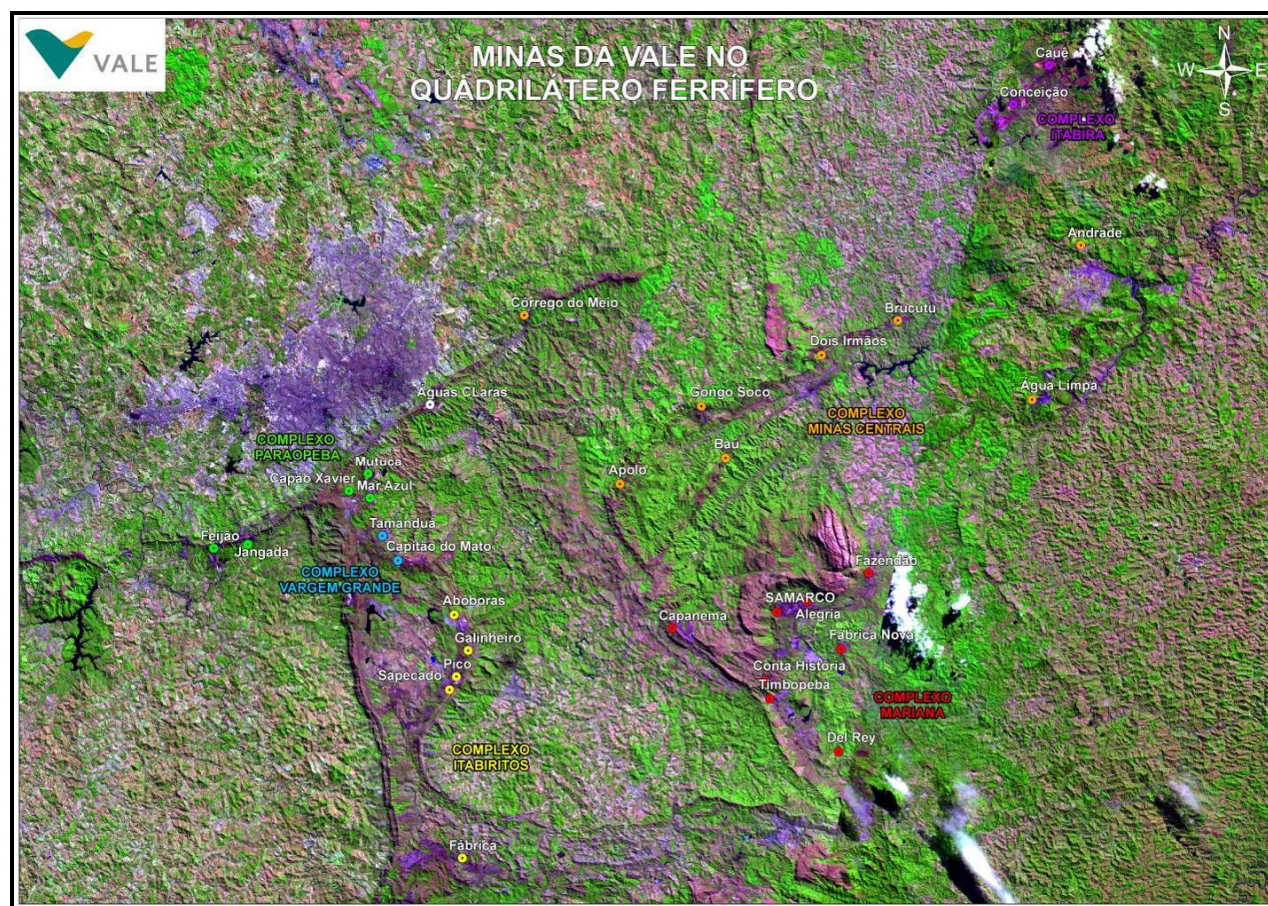


Figura 3. 13: Distribuição das minas do Quadrilátero Ferrífero.

3.9.2 Principais Características

As principais características do empreendimento Projeto Apolo serão:

- lavra a céu aberto,
- estruturas geotécnicas (barragens, pilhas de estéril e captação de água),
- planta de beneficiamento e estruturas de apoio,
- pátio de produtos
- estruturas de escoamento de produtos,
- linha de transmissão,
- transporte via ferrovia – EFVM.

A Figura 3. 14 mostra uma visão geral do empreendimento a ser implantado na região do Apolo.

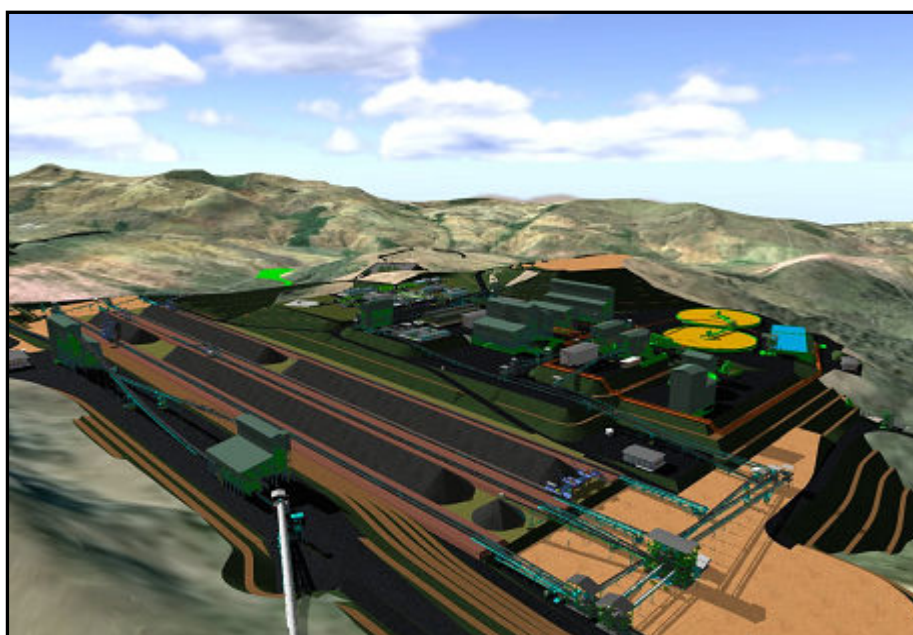


Figura 3. 14: Visão geral do Projeto Apolo.

3.9.3 Caracterização mineralógica inicial de Apolo

Do relatório final de FEL3 da Vale (2009), foram destacados os seguintes aspectos em relação às características mineralógicas dos minérios existentes na jazida de Apolo:

são minérios hidroxilados, sendo a hematita martítica o mineral de ferro mais abundante, apresentando partículas em processo de martitização com grande participação de magnetita, que por sua vez apresenta-se relictual e é o terceiro mineral de ferro mais abundante;

- a participação de goethita é relativamente elevada, principalmente no *run of mine* (ROM) denominado goethítico, se comparado com os minérios de ferro que a Vale lavrou e beneficiou até a atualidade. Grande parte da goethita existente apresenta-se na forma terrosa e anfíbolítica; as Figura 3. 15 e 3.16 apresentam fotos de amostras de goethita anfíbolítica recolhidas na região de Apolo mostrando seus respectivos *habitus*:

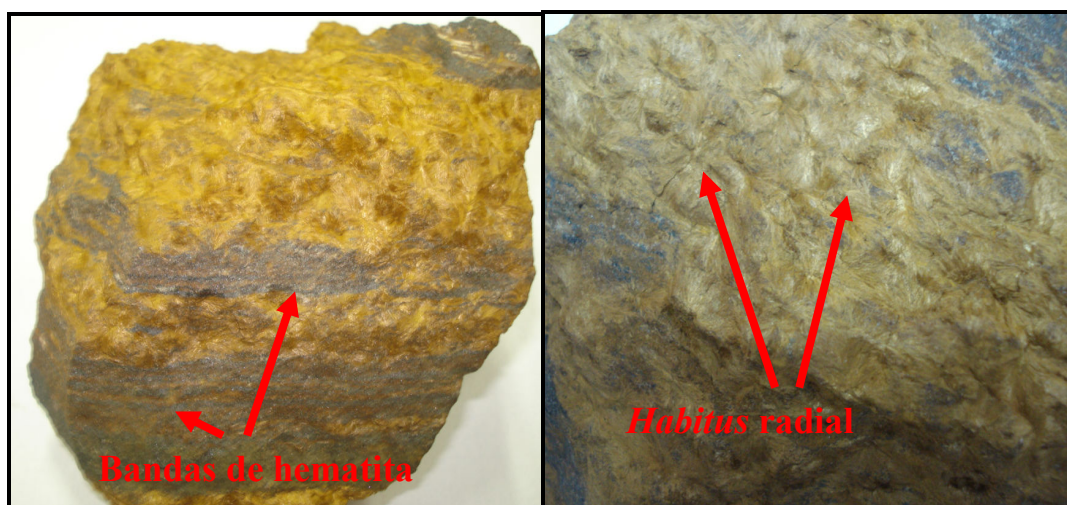


Figura 3. 15: Fotos de amostra de goethita anfíbolítica de Apolo mostrando bandas de hematita e habitus radial.

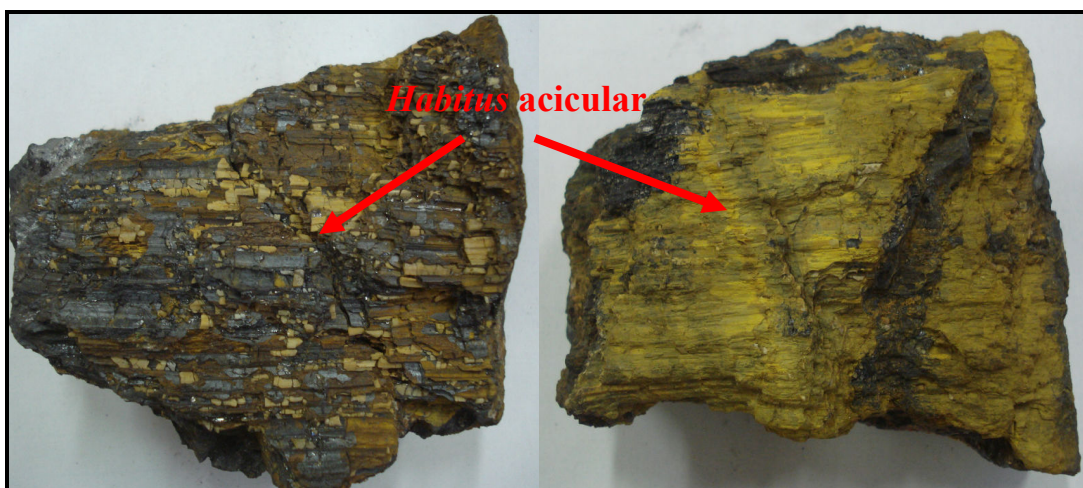


Figura 3. 16: Fotos de amostra de goethita anfibolítica de Apolo mostrando bandas de hematita e habitus acicular a prismático.

- tanto a goethita quanto a hematita martítica apresentam minerais aluminosos associados, geralmente em poros e interstícios das microestruturas, em frações granulométricas extremamente finas. Caolinita e gibbsita são mais abundantes no ROM designado por rico, seguido pelo goethítico.
- as hematitas designadas por cristais compactos (hematita especular, lamelar, granular e sinuosa – que dão caráter especularítico ao minério), e que geralmente apresentam menores níveis de contaminação, apresentam-se como a fase mineral de menor proporção entre os minerais de ferro presentes;
- o quartzo apresenta-se tipicamente livre nas amostras de ROM designadas por rico e goethítico.

A Figura 3. 17 e a Figura 3. 18 apresentam os resultados médios (média aritmética dos resultados do conjunto de amostras avaliadas) de quantificação mineralógica, por tipo de *run of mine*, de amostras da jazida de Apolo.

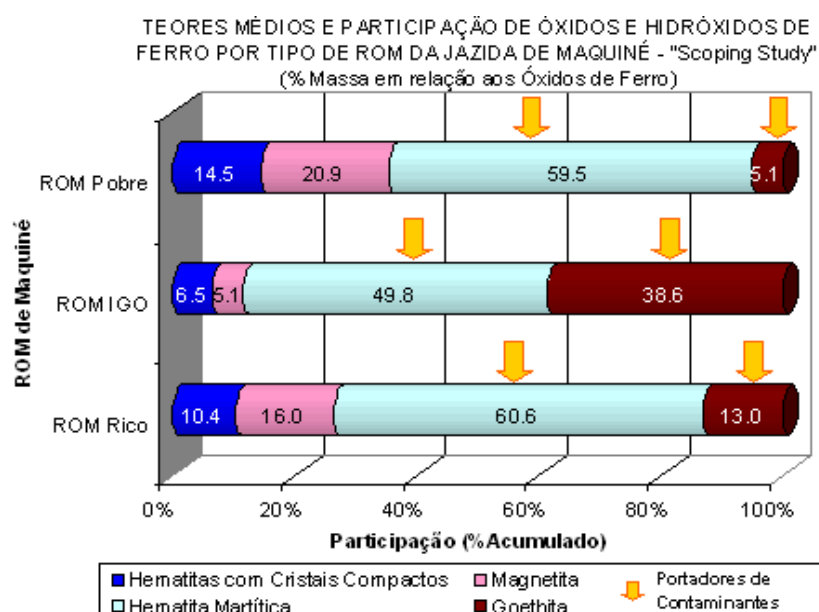


Figura 3. 17: Quantificação mineralógica e proporção entre os minerais de ferro, por tipo de run of mine da jazida de Apolo. (Vale, 2009).

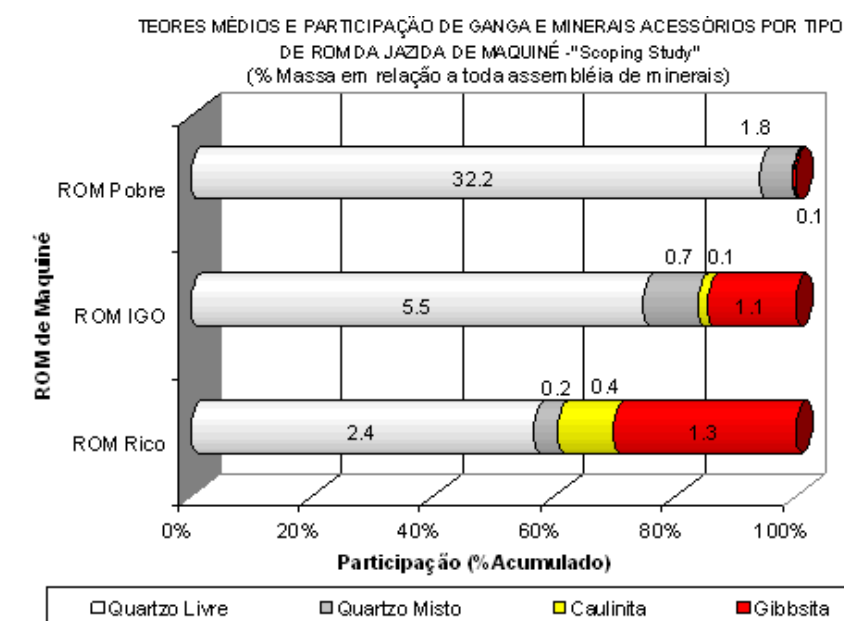


Figura 3. 18: Quantificação mineralógica e proporção entre ganga e minerais acessórios, por tipo de *run of mine* da jazida de Apolo. (Vale, 2009).

A Figura 3. 19 e a Figura 3. 20 apresentam fotomicrografias com as principais texturas e microestruturas, incluindo as associações minerais presentes em tipos distintos de *run of mine* da jazida de Apolo:

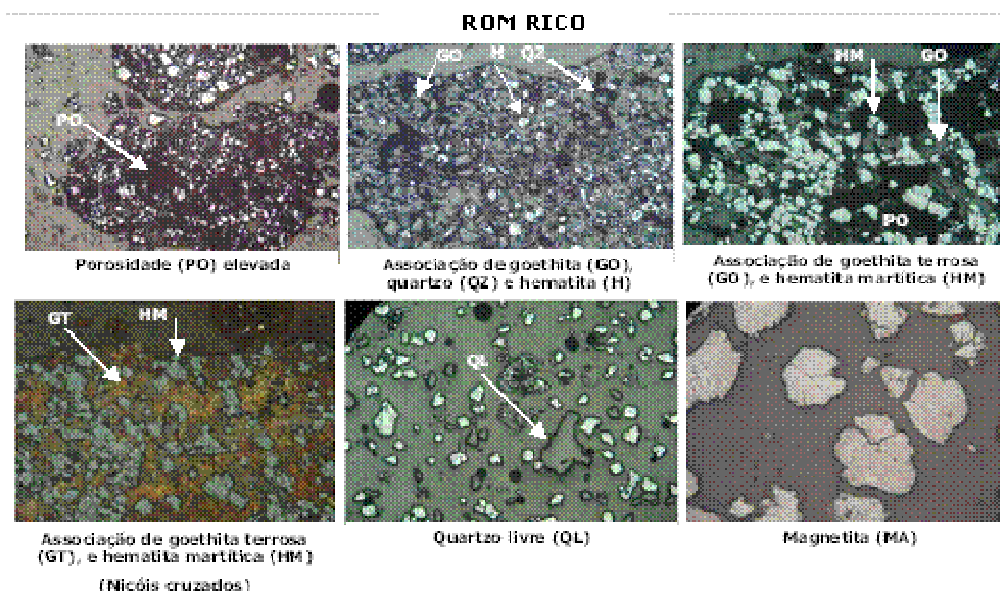


Figura 3. 19: Fotomicrografias com as principais texturas e microestruturas incluindo as associações minerais presentes no ROM rico de Apolo (Vale, 2009).

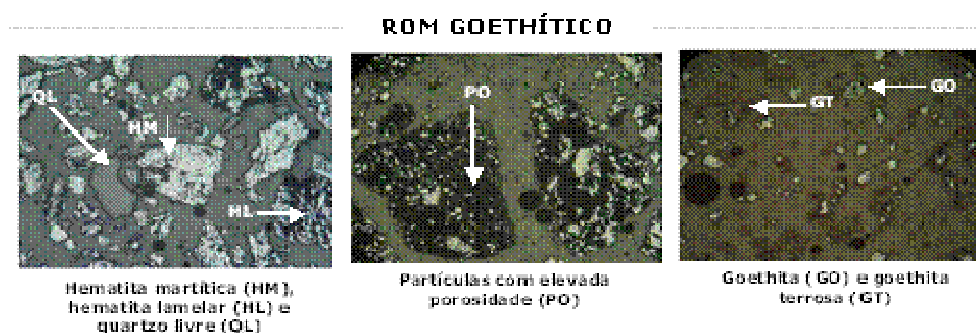


Figura 3. 20: Fotomicrografias com as principais texturas e microestruturas incluindo as associações minerais presentes no ROM goethítico de Apolo (Microscopia óptica de luz refletida). (Vale, 2009).

3.9.4 Processo de concentração previsto para Apolo

O beneficiamento de minérios goethíticos ainda vem sendo melhor estudado pela Vale e os processos de tratamento até então desenvolvidos se baseiam principalmente na experiência com o minério da Mina de Brucutu, cuja grande parcela de seu ROM é constituída pelos minérios hidratados principalmente para correção de teor das frações mais grosseiras. O processo de Apolo não poderia ser diferente sendo seu fluxograma bem similar ao de Brucutu com algumas peculiaridades a serem descritas a seguir. A Figura 3. 21 ilustra o fluxograma a ser adotado em Apolo.

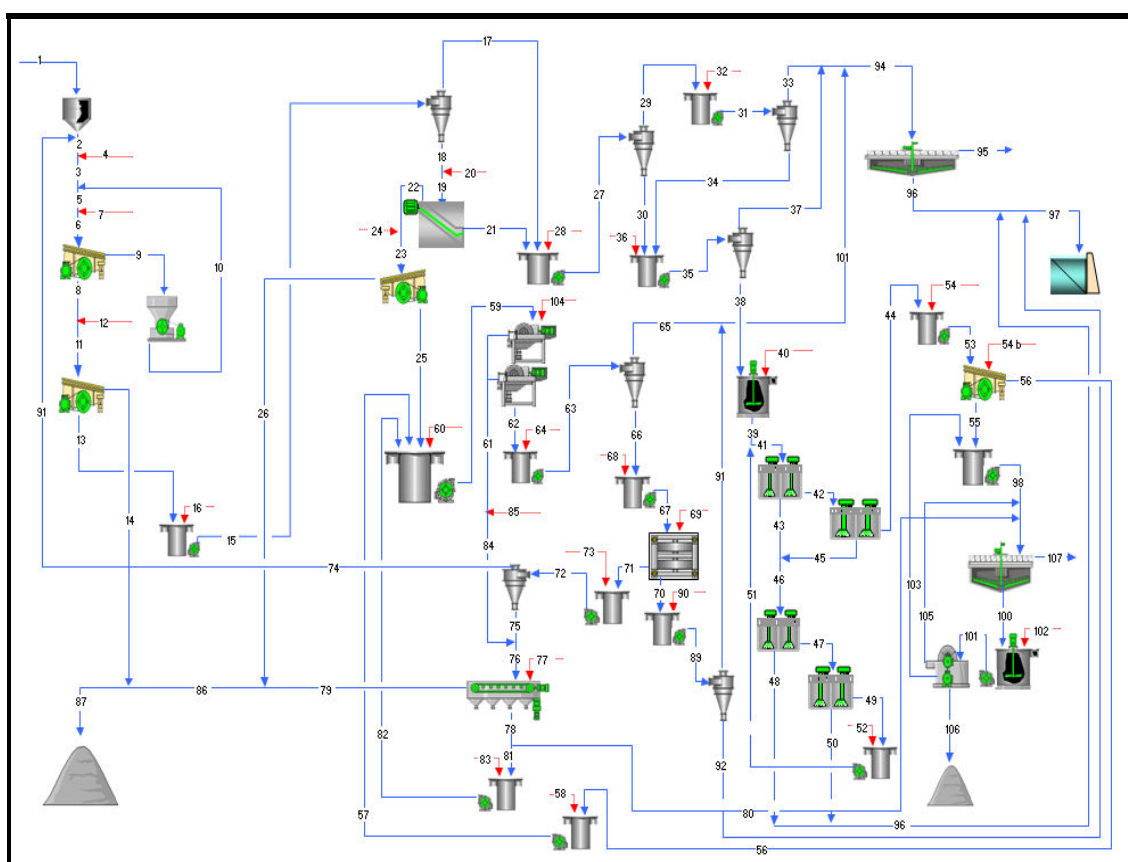


Figura 3. 21: Fluxograma definido para o Concentrador de Apolo. (Vale, 2010).

3.9.4. 1 Retomada do pátio e alimentação da usina

A alimentação da usina, a partir do pátio de homogeneização, será realizada por uma retomadora tipo ponte de duas caçambas que alimentará os silos do peneiramento quaternário 1.

3.9.4. 2 Peneiramento quaternário e britagem quaternária

O peneiramento quaternário fará um corte em 8 mm e 1 mm em peneira tipo duplo *deck*, onde o *oversize* do *deck* 1 seguirá para a alimentação dos britadores quaternários, o *oversize* do *deck* 2 constituirá o sinter feed -8 + 1mm natural, o *undersize* do peneiramento em 1 mm alimentará a classificação em hidrociclones de 26 polegadas (classificação em 0,15 mm).

A descarga dos britadores quaternários se juntará à alimentação nova do peneiramento quaternário, gerando uma carga circulante.

3.9.4. 3 Classificação em 0,15 mm

A classificação em 0,15mm é constituída de um primeiro estágio de classificação por hidrociclones e de um segundo estágio em classificadores espirais, sendo que o hidrociclone terá corte em aproximadamente 0.10 mm e o classificador espiral em 0,15 mm. O *undersize* das peneiras quaternárias (-1mm) alimentará os hidrociclones, sendo que o seu *overflow* seguirá para a alimentação da deslamagem. O *underflow* dos hidrociclones alimentará os classificadores espirais, o seu *overflow* alimentará a deslamagem e o *underflow* alimentará as peneiras de proteção da concentração magnética.

3.9.4. 4 Peneiramento de proteção da concentração magnética

A malha de corte do peneiramento de proteção será de 1mm, o peneiramento de proteção receberá o *underflow* dos classificadores espirais, o seu *oversize* se juntará ao sinter feed total. O *undersize* alimentará a concentração magnética por WRED (*wet rare earth drum*).

3.9.4. 5 Concentração magnética de baixo e médio campo

O *undersize* das peneiras de proteção, a água de lavagem dos filtros de esteira e o *oversize* das peneiras de alta frequência, alimentarão o WRED. O concentrado seguirá para a filtragem de esteira. O rejeito seguirá para a concentração magnética de alta intensidade.

3.9.4. 6 Concentração magnética de alto campo e ciclonagem de adensamento

O rejeito do estágio de concentração magnética de baixa intensidade alimentará os hidrociclones de adensamento da alimentação da concentração magnética de alta intensidade, o *overflow* seguirá para a alimentação do espessador de lamas e o *underflow* alimentará o estágio de alta intensidade magnética. O concentrado será adensado por hidrociclonagem e o *underflow* alimentará os filtros esteira, o *overflow* será encaminhado para a repolpagem do peneiramento quaternário 1. O rejeito será adensado por hidrociclonagem e o *underflow* será então encaminhado para a barragem de rejeitos, o *overflow* será encaminhado para o espessador de lamas.

3.9.4. 7 Filtragem de sinter feed

Os concentrados magnéticos do WRED e da concentração de alta intensidade adensados alimentarão a filtragem de esteira. O filtrado seguirá para o espessador de pellet feed, a água de lavagem do filtro retornará para a alimentação do WRED, a torta constituirá o sinter feed intermediário (-1mm e +0,15mm), que se juntará ao sinter feed grosso (-8 mm e +1 mm), constituindo o sinter feed total, sendo enviados para o pátio de produtos.

3.9.4. 8 Deslamagem

A deslamagem é constituída por três estágios. O *overflow* da classificação por hidrociclonagem somado ao *overflow* dos classificadores espirais alimentarão o primeiro estágio de deslamagem, o *overflow* da deslamagem 1 alimentará o segundo estágio de deslamagem, o *underflow* da deslamagem 1 alimentará o terceiro estágio de deslamagem.

O segundo estágio de deslamagem será alimentado pelo *overflow* da deslamagem 1, o *overflow* da deslamagem 2 seguirá para o espessador de lamas, o *underflow* da deslamagem 2 alimentará o terceiro estágio de deslamagem.

O terceiro estágio de deslamagem será alimentado pelo *underflow* da deslamagem 1 e o *underflow* da deslamagem 2. O *overflow* da deslamagem 3 seguirá para o espessador de lamas, o *underflow* da deslamagem 3 alimentará os condicionadores.

3.9.4. 9 Condicionamento

O *underflow* da deslamagem 3 alimentará dois condicionadores em série que alimentarão a flotação.

3.9.4. 10 Flotação

A flotação será constituída pelas etapas: *rougher*, *cleaner*, *scavenger* 1 e *scavenger* 2. A polpa proveniente do condicionamento e o concentrado *scavenger* 2 alimentarão a etapa *rougher*, o concentrado *rougher* alimentará a etapa *cleaner*. O rejeito alimentará a etapa *scavenger* 1.

O concentrado *cleaner* alimentará as peneiras de alta frequência, o rejeito alimentará a etapa *scavenger* 1.

Os rejeitos *rougher* e *cleaner* alimentarão a etapa *scavenger* 1, o rejeito seguirá para a barragem de rejeitos, o concentrado alimentará a etapa *scavenger* 2. O rejeito *scavenger* 2 seguirá para a barragem de rejeitos, o concentrado retornará para a alimentação da etapa *rougher*, constituindo a carga circulante.

O concentrado *cleaner* alimentará as peneiras de alta frequência, o *oversize* retornará para a alimentação do WRED. O *undersize* alimentará o espessador de concentrado.

3.9.4. 11 Espessamento de pellet feed

O *overflow* retornará como água de processo, o *underflow* seguirá para o tanque de alimentação da filtração de pellet feed.

3.9.4. 12 Filtragem de pellet feed

O *underflow* do espessador de pellet feed alimentará os filtros verticais através de um tanque agitador. O transbordo e o filtrado retornarão para o espessador de pellet feed. A torta constituirá o pellet feed, seguindo para o pátio de produtos.

3.9.4. 13 Espessamento de lamas

A alimentação do espessador de lamas será constituída pelos seguintes fluxos: *overflow* das deslamagens 2 e 3 e *overflow* do adensamento de alimentação e do rejeito da concentração magnética de alta intensidade. O *overflow* do espessador retornará como água de processo, o *underflow* será encaminhado para a barragem de lamas.

3.9. 5 Geração de produtos prevista no Projeto Apolo

A motivação para este estudo foi o alto teor de contaminantes tipicamente presentes em minérios hidratados, destacando-se Al_2O_3 , P e PPC. O projeto prevê a geração de dois produtos. A partir de testes realizados em escala de bancada e piloto por rota de processo de beneficiamento previamente já definida podem ser destacados aspectos em relação a sua mineralogia discutidos a seguir.

Do documento oficial de Processo da Vale (RG0002), é apresentada na Tabela III. 4 a qualidade granuloquímica por produto projetada para o Projeto Apolo.

Tabela III. 4: Qualidade granuloquímica por produto projetada para a Mina de Apolo (Vale, GADMF, 2010).

PRODUTOS	MASSA		QUÍMICA GLOBAL (%)					GRANULOMETRIA (RET ACUM.)			
	Mta	% ROM	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	+ 8mm	+ 1.0mm	+ 0.15mm	- 0.15mm
ROM	31,7	100,0	61,21	4,96	2,15	0,19	4,32	33	55	69	31
SF1 Natural	8,4	26,5	62,03	3,46	2,18	0,18	4,46	7	86	89	11
SF3 + SF4 (-1+0,15mm)	5,9	18,7	65,29	2,07	1,44	0,16	2,38	-	-	49	51
O/S PN Proteção	1,6	5,0	62,03	3,46	2,18	0,18	4,46	7	86	89	11
Sinter Feed Total	15,9	50,2	63,25	2,94	1,90	0,17	3,68	4	54	74	26
Pellet Feed	8,1	25,5	65,55	1,08	1,81	0,16	2,57	-	-	2	98
Produção Total	24,0	75,7	64,02	2,32	1,87	0,17	3,31	-	-	-	-
UF HC Adens Rej WHC	2,1	6,6	54,73	8,01	4,79	0,33	6,85	-	4	48	52
Rejeito Total da Flotação	0,9	2,9	12,72	75,10	2,59	0,23	2,94	-	-	4	96
UF Espessador de Lamas	4,7	14,8	59,10	3,52	2,30	0,20	8,64	-	-	-	100
Rejeito Total + Lamas	7,7	24,3	52,44	13,19	3,01	0,24	7,48	-	1	13	87

3.9.5.1 Sinter Feed

As frações correspondentes tenderão a produzir sinter feed com teor elevado de alumina, em função da presença de caolinita (~39% Al₂O₃) e gibbsita (63% a 65% Al₂O₃) nos poros e interstícios dos minerais de ferro, ou mesmo associados às goethitas. O quartzo livre existente cria condições adequadas para a geração de concentrados com teores de sílica aceitáveis. Parte da sílica será proveniente da caolinita (~46%SiO₂) e goethita terrosa (2,9% a 4,8%SiO₂). Considerando a grande participação de goethita e goethita terrosa, que têm teores de PPC da ordem de 13% em massa, deve-se esperar a geração de produtos com teores de ferro mais baixos no sinter feed, mesmo para os casos em que o teor de sílica seja baixo. Para a fração -1+0,15mm, os processos de concentração gravítica tenderão a ser menos seletivos que os magnéticos, em função da elevada porosidade dos minerais de ferro (hematita martítica e goethita). Em função da grande participação de magnetita presente, a concentração magnética exigirá estágio “*rougher*” de média intensidade, a fim de evitar entupimentos em concentradores

magnéticos de alta intensidade, que são necessários para a recuperação dos minerais de ferro especularíticos.

Está sendo considerada no Projeto a incorporação do *oversize* do peneiramento de proteção da separação magnética ao sinter feed.

3.9.5. 2 Pellet Feed

A fração $-0,15\text{mm}$ tende a produzir grande quantidade de lama, em função da participação elevada de caolinita, gibbsita e goethita terrosa. Desta forma, deve-se trabalhar com um número maior de estágios de deslamagem e, possivelmente, com adição de dispersantes para diminuir o *by pass* de finos para o *underflow* da deslamagem e melhorar a limpeza da superfície do quartzo, que por vez apresenta-se recoberto por massas terrosas, sendo um impedimento para processos de flotação subsequentes. O processo de atrição pode ser uma alternativa para a limpeza da superfície do quartzo rugoso e preenchido por massas terrosas. Prevê-se dificuldades de produção de pellet feed com % SiO_2 menor que 0,80; em função da elevada participação de goethita na amostra. Algumas amostras tenderão a produzir pellet feed com teor de sílica em torno de 2%. Não foram observadas restrições quanto à liberação de quartzo na fração abaixo de $0,15\text{mm}$.

Da Tabela III. 4 acima se observa que o ponto metálico de Fe do pellet feed é inferior às metas estabelecidas pela indústria de pelotização tendo este então de ser necessariamente blendado com produtos mais nobres de outras Minas. Para melhor entendimento das metas, segue a seguir a qualidade estabelecida pela Vale no documento interno EPS106 para produção de pellet feed da Mina de Brucutu (Tabela III. 5):

Tabela III. 5: Metas de qualidade para produção de pellet feed da Mina de Brucutu (Vale, EPS 106, 2010).

PRODUTOS	META - EPS106 VALE				
	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	Mn
Pellet Feed Especial (PE)	68,18	0,65	0,42	0,016	0,010
Pellet Feed Exportação (PX)	67,83	1,15	0,42	0,016	0,010
Pellet Feed (PF)	67,13	2,15	0,42	0,016	0,010

Mesmo para a especificação de pellet feed de maior índice de contaminantes (excetuando-se SiO_2), ainda assim os contaminantes do Apolo têm níveis acima do desejado, principalmente de Al_2O_3 .

Uma vez que, para cada ponto metálico de Fe extra no PF, a Vale recebe um prêmio, a redução dos contaminantes torna-se então atrativa comercialmente, uma vez que os volumes de pellet feed produzidos são muito grandes (em torno de 80 milhões de toneladas por ano). Assim, novos estudos para a redução de contaminantes se fazem necessários visto que ainda não existe literatura mencionando nenhum método industrialmente aplicável que seja capaz de efetuar tal tarefa com eficácia.

Devido a relevância do aumento do teor de Fe para o negócio de minério de ferro para a Vale, este trabalho, visa apresentar uma solução para este problema, abrangendo as etapas:

- i. deverão ser realizadas análises mais complexas de caracterizações químicas e mineralógicas para início dos testes que irão permitir a elucidação do modo de ocorrência dos contaminantes de Apolo;
- ii. definição de rota de testes;
- iii. realização de ensaios de bancada.

3.10 Caracterização e estudo das propriedades eletrocinéticas dos minerais de ferro: hematita, goethita e magnetita

3.10.1 Introdução

Henriques (2012), realizou um estudo de caracterização de óxidos de ferro visando correlacionar o comportamento desses óxidos na flotação com suas propriedades mineralógicas, morfológicas, microestruturais, físicas e eletrocinéticas, com isto, propor alguma otimização na produção de concentrados.

As formações ferríferas brasileiras sofreram alterações mineralógicas e intensas modificações texturais formando diferentes minerais como hematita compacta, hematita especular, hematita porosa e hematita martítica.

3.10. 2 Materiais e metodologia

As amostras estudadas foram as hematitas: compacta, especular, porosa, martítica; magnetita e goethita. A seguinte metodologia do estudo foi aplicada:

- Análise granulométrica em analisador por difração de radiação laser;
- Determinação da área superficial específica e porosimetria via analisador de área superficial e distribuição de tamanhos de poros através de adsorção/dessorção de gás N₂;
- Identificação de fases por difração de raios X em difratômetro utilizando radiação CuK_α;
- Quantificação de fases pelo método de Rietveld;
- Análise semiquantitativa por espectrometria de fluorescência de raios X em espectrômetro utilizando tubo de ródio;
- Volumetria de oxirredução, espectrofotometria por absorção atômica, espectrofotometria por absorção molecular na região visível e análise gravimétrica;
- Microscopia ótica de luz refletida;
- Microscopia eletrônica de varredura/espectroscopia de energia de raios X - MEV/EDS;
- Espectroscopia por espalhamento Raman;
- Análise Termogravimétrica em termobalança;
- Espectroscopia de fotoelétrons de raios X – XPS;
- Estudos eletrocinéticos em aparelho *Zeta-Meter* 3.0+ para medição do potencial zeta a partir da mobilidade eletroforética pela equação de Smoluchowski;
- Mular e Roberts: envolve cálculos de densidade de carga de superfície da rede dos íons determinadores de potencial (PIE=PCZ).

3.10. 3 Resultados alcançados

As amostras de hematita indicaram a presença do mineral hematita em todas as amostras, e quartzo nas amostras hematita especular e hematita martítica. Na amostra hematita mista Carajás identificou-se além de hematita também goethita e gibbsita. A goethita tem absorção intensa em números de onda aproximados 890cm^{-1} e 790cm^{-1} .

As Figura 3. 22 a Figura 3. 27 apresentam as análises por espectrometria na faixa do infravermelho.

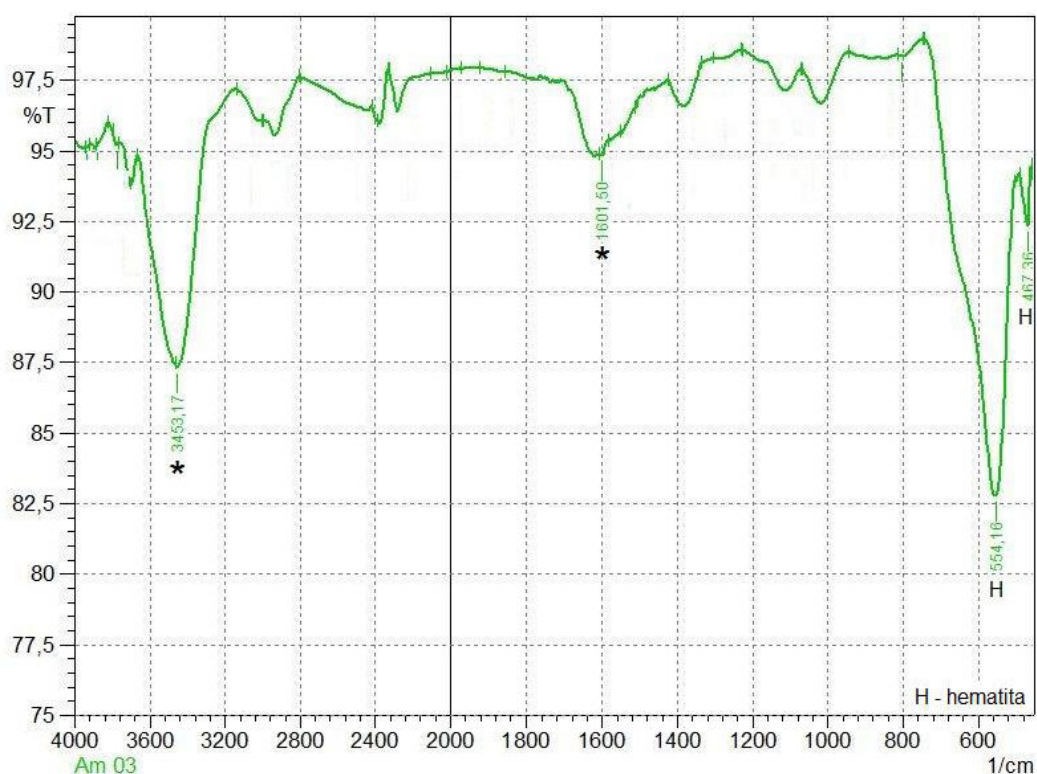


Figura 3. 22: Espectro no infravermelho da hematita compacta (Henriques, 2012).

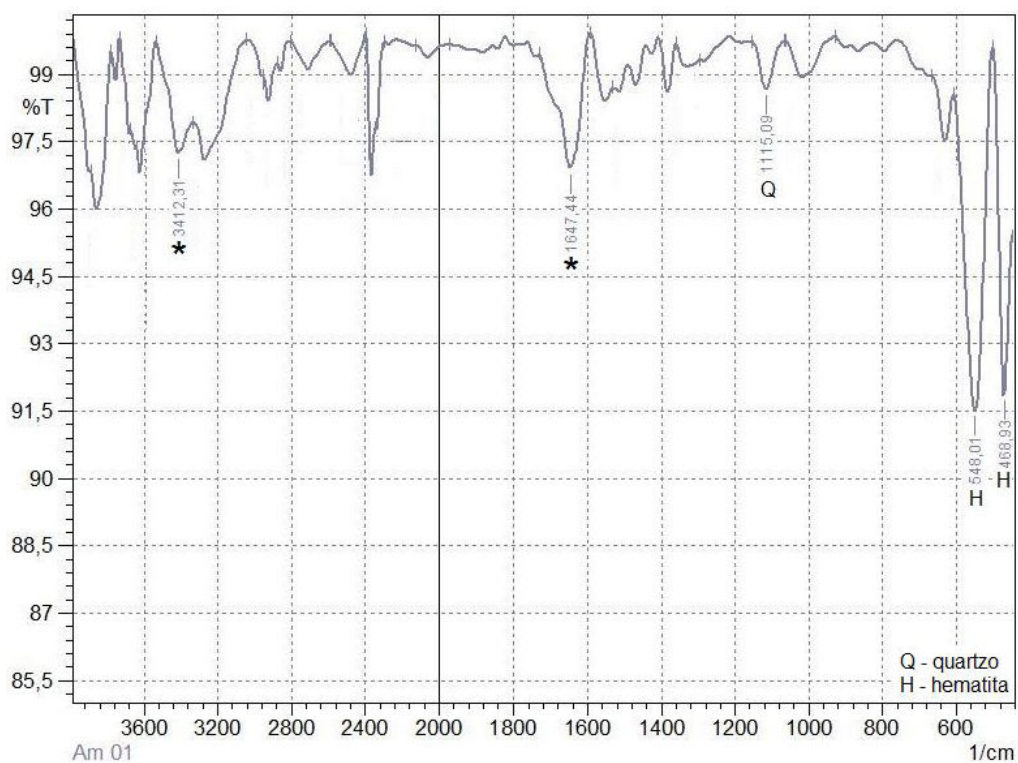


Figura 3. 23: Espectro no infravermelho da hematita especular (Henriques, 2012).

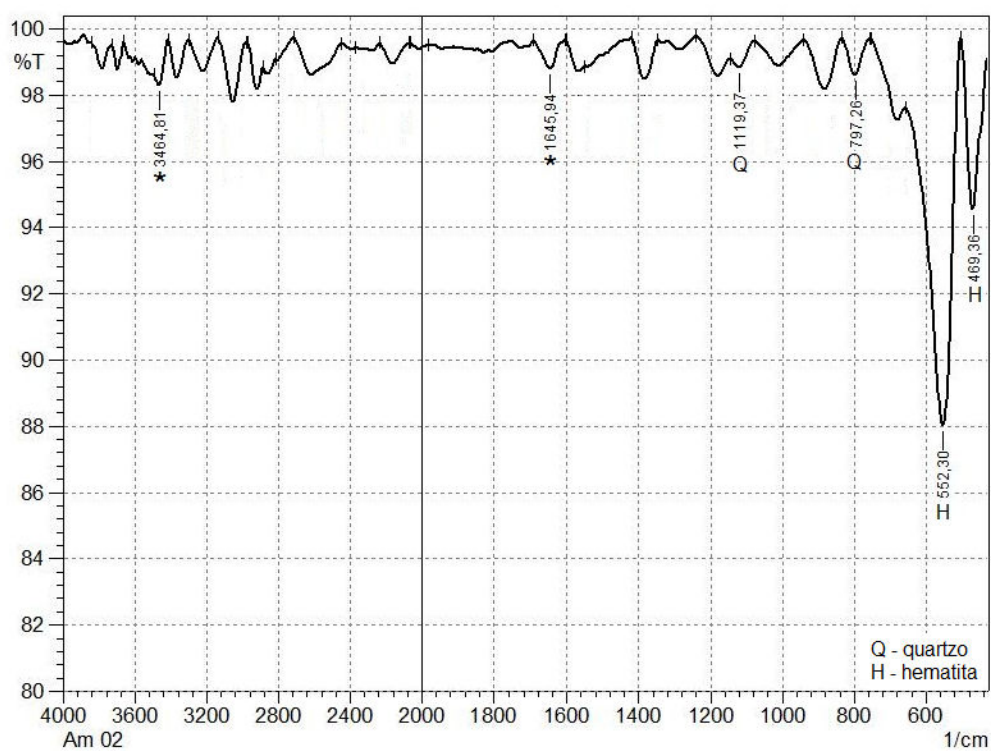


Figura 3. 24: Espectro no infravermelho da hematita martítica (Henriques, 2012).

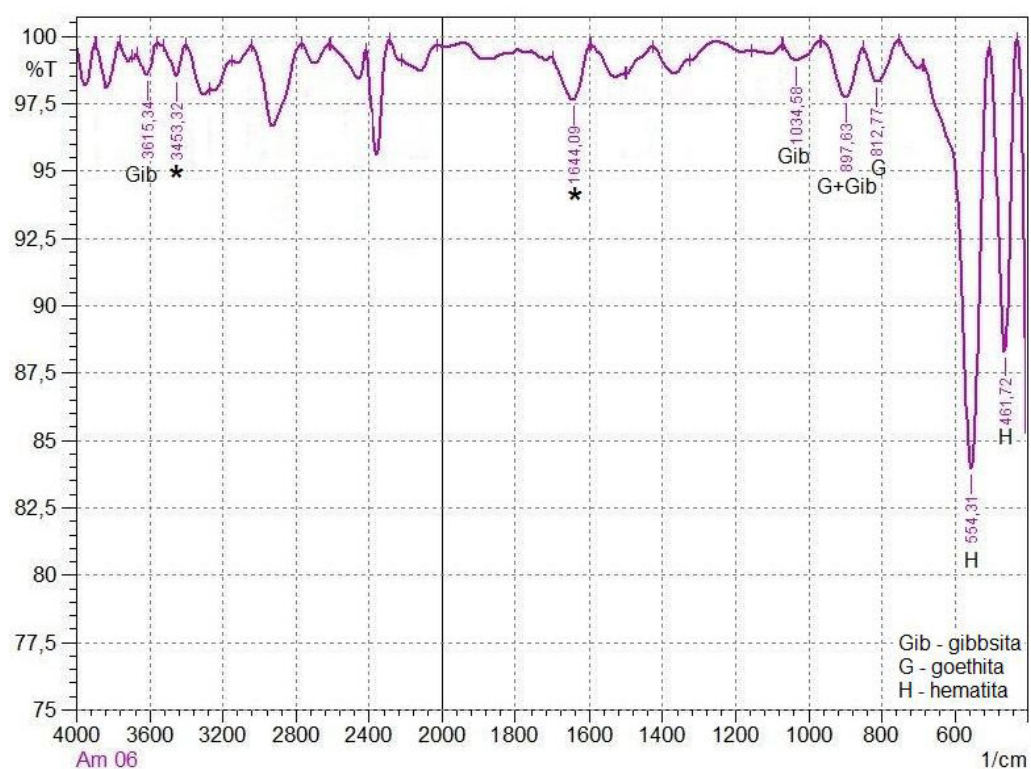


Figura 3. 25: Espectro no infravermelho da hematita mista Carajás (Henriques, 2012).

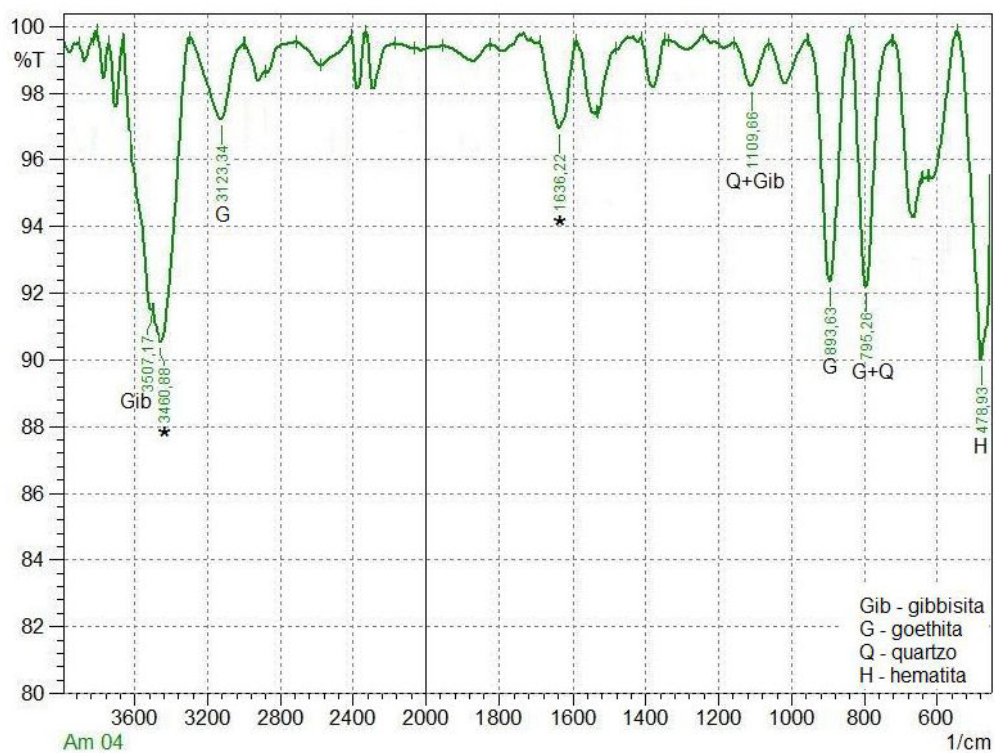


Figura 3. 26: Espectro no infravermelho da goethita (Henriques, 2012).

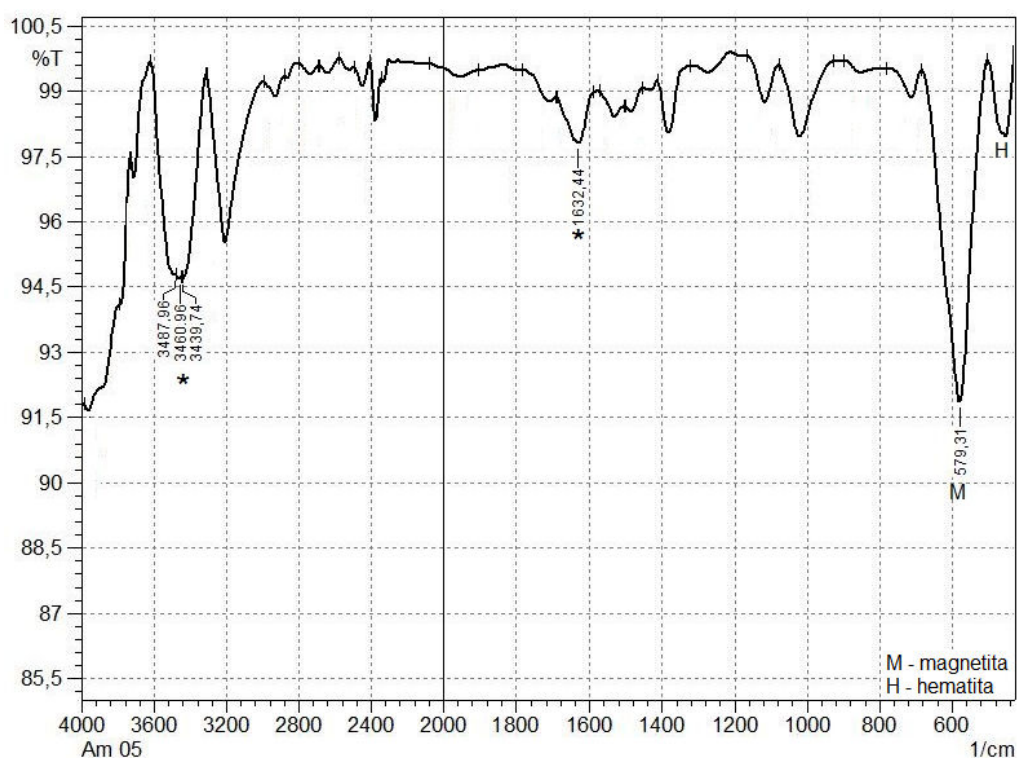


Figura 3. 27: Espectro no infravermelho da magnetita (Henriques, 2012).

A Tabela III. 6 a seguir apresenta os resultados de qualificação de fases mineralógicas pelo método de Rietveld:

Tabela III. 6: Resultados de qualificação de fases mineralógicas pelo método de Rietveld - (Henriques, 2012).

Amostra	wRp	CHI**2	% fases (massa)				
			hematita	quartzo	goethita	magnetita	gibbsita
hematita especular	0,2322	2,361	97,2	2,8	-	-	-
hematita martítica	0,2308	1,994	92,0	8,0	-	-	-
hematita compacta	0,2049	1,763	100	-	-	-	-
goethita	0,1811	1,590	13,5	17,7	66,0	-	2,8
magnetita	0,2081	1,776	4,3	-	-	95,7	-
hematita Carajás	0,1854	1,536	81,5	-	14,8	-	3,7

A Tabela III. 7 a seguir apresenta os resultados de análise química de cada mineral.

Tabela III. 7: Resultados químicos de cada mineral - (Henriques, 2012)

Analito	hematita compacta	hematita especular	hematita martítica	hematita Carajás	goethita	magnetita
Fe total (%)	69,85	69,76	58,57	66,34	47,49	72,14
Al (%)	0,115	0,109	0,0990	0,574	0,701	0,044
Si (%)	0,0695	0,494	6,77	0,325	8,891	0,056
SiO ₂ (%)	0,149	1,06	14,48	0,696	19,02	0,119
Perda ao fogo(%)	0,30	0,16	1,27	2,95	10,60	0,12

A figura 3.28 a seguir apresenta os resultados eletrocinéticos das hematitas.

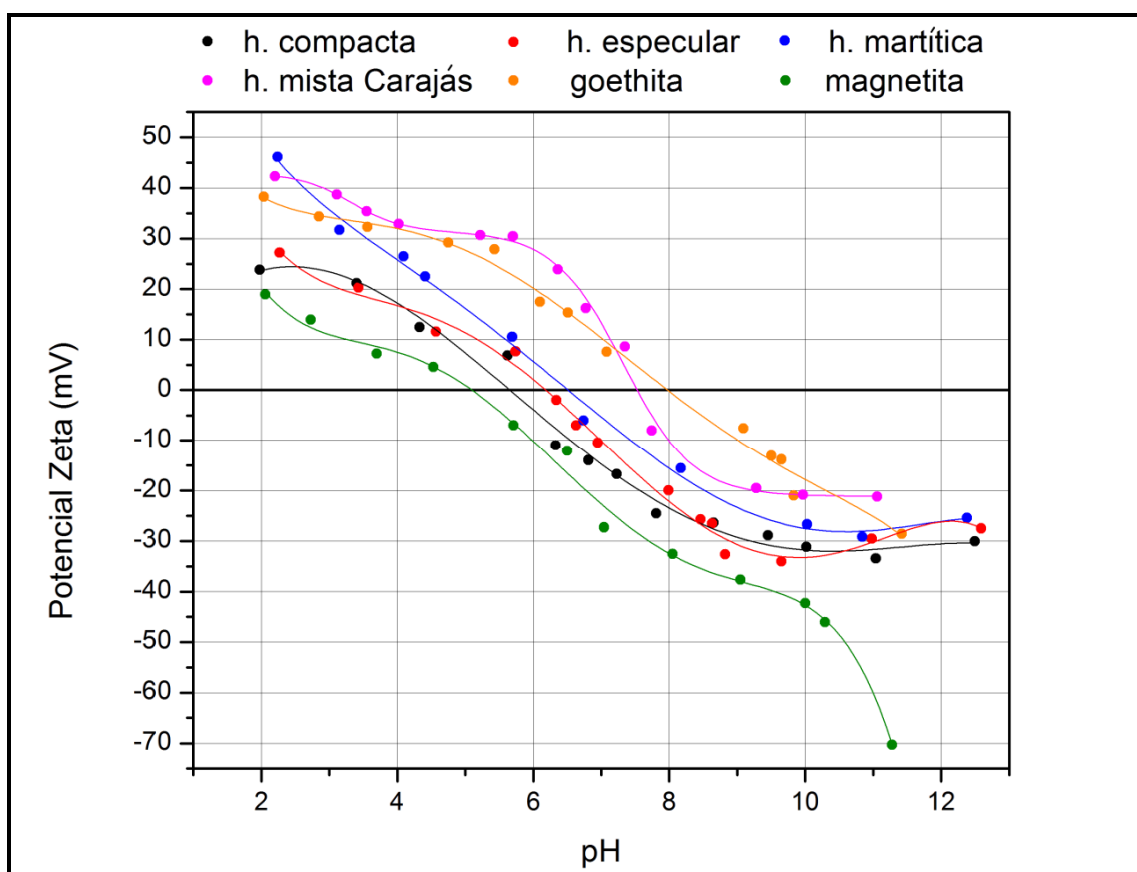


Figura 3. 28: Variação do potencial zeta com pH das amostras em solução de eletrólito $\text{KCl } 2 \times 10^{-3} \text{ mol/L}$ (Henriques, 2012).

Da Figura 3. 28 calculou-se o PIE de cada mineral, os quais são apresentados na Tabela III. 8 a seguir:

Tabela III. 8: Resultados de PIE das hematitas por microeletroforese (Henriques, 2012)

Amostra	pH com KNO_3
hematita compacta	6,2
hematita especular	5,3
hematita martítica	6,0
hematita Carajás	7,3

A Figura 3. 29 a seguir apresenta os resultados de determinações eletrocinéticas da goethita e magnetita.

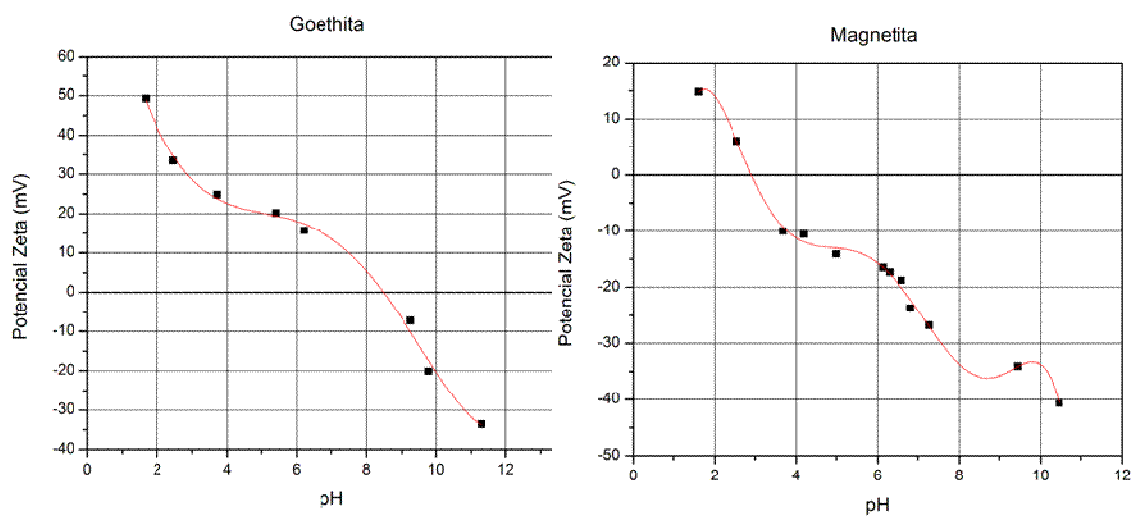


Figura 3. 29: Curvas de potencial zeta dos minerais em função do pH para goethita e magnetita obtidos por microeletroforese (Henriques, 2012).

Da Figura 3. 29 calculou-se o PIE de cada mineral, os quais são apresentados na Tabela III. 9 a seguir:

Tabela III. 9: Resultados de PIE da goethita e magnetita por microeletroforese (Henriques, 2012).

Amostra	pH com KNO₃
goethita	8,5
magnetita	2,9

3.10. 4 Conclusões

A partir dos resultados apresentados acima, concluiu-se que existe a possibilidade de separar a goethita de minerais hematíticos, efetuando a flotação da goethita em pH 7, no qual a goethita apresenta o potencial zeta positivo (em torno de 10mV) e as hematitas com exceção da hematita Carajás apresentam potencial zeta negativo (em torno de - 10mV).

4 METODOLOGIA (MATERIAIS E MÉTODOS)

4.1 Amostragem

As amostras deste trabalho foram coletadas nas Galerias de pesquisa geológica 8 e 9 na região de Apolo Norte (anteriormente Maquiné Norte). A Figura 4. 1 apresenta uma fotografia da galeria 8.



Figura 4. 1: Foto de uma das galerias de pesquisa da região do Apolo (Santos, 2006).

O minério retirado das galerias foi transportado para o Centro de Pesquisas Tecnológicas da Mina de Alegria da Vale, onde foram preparados 3 tipos de composições de ROM's diferentes para testes iniciais de bancada, testes em escala piloto no CETEC em Belo Horizonte e uma outra parte foi guardada para utilização no estudo deste presente trabalho.

A massa retirada das galerias totalizou em torno de 150 toneladas de cada ROM. A Figura 4. 2 apresenta as fotografias das pilhas de dois tipos de minério extraídos.



Figura 4. 2: Foto das amostras de ROM goethítico e ROM itabirítico (denominado posteriormente como “rico”) retiradas das galerias de pesquisa da região do Apolo (Santos, 2006).

Das amostras denominadas de ROM goethítico e ROM rico, surgiu uma nova amostra da qual foi a mistura de 50% de cada para compor o ROM *blending*, a qual também se insere no escopo deste trabalho.

4. 2 Metodologia dos Testes

4.2. 1 Etapa 1 – Caracterização Mineralógica

4.2.1. 1 Etapa 1A – Granuloquímica e mineralogia do ROM

Inicialmente foram enviados ao laboratório de processos da Mina de Brucutu da Vale 30 kg de cada amostra da alimentação de Apolo (*run of mine* < 8 mm, ou seja, alimentação do Concentrador de Apolo) separados em dois pacotes de 15 kg cada de amostras coletadas durante os testes realizados pela GADMF no CETEC em 2010, sendo estas:

- ROM rico
- ROM goethítico
- ROM *blending* (50% rico e 50% goethítico)

Destas amostras, tomou-se inicialmente um pacote de 15 kg de cada um dos ROM's e efetuou-se um fracionamento em peneiras de laboratório nas seguintes malhas: 8 mm; 1 mm; 0,15 mm e 0,045 mm.

As alíquotas foram pesadas e quarteadas, sendo retiradas duas amostras de 100 g cada; uma das alíquotas foi enviada ao CPT de Alegria para análise mineralógica em

microscópio óptico de luz refletida e transmitida com câmera Sony DXC-950 e placa Datatranslation 3154 acopladas para tomada de fotos. A outra alíquota foi enviada para o laboratório químico de Brucutu para análise química por fluorescência de raios-x em pastilha prensada. Além disso, foi disponibilizada ao CPT a amostra integral do passante em 0,045 mm para determinação da quantidade de lamaz (partículas < 10 μm) presentes no ROM em granulômetro a laser (marca Cilas). A Figura 4. 3 esquematiza esta primeira etapa do estudo.

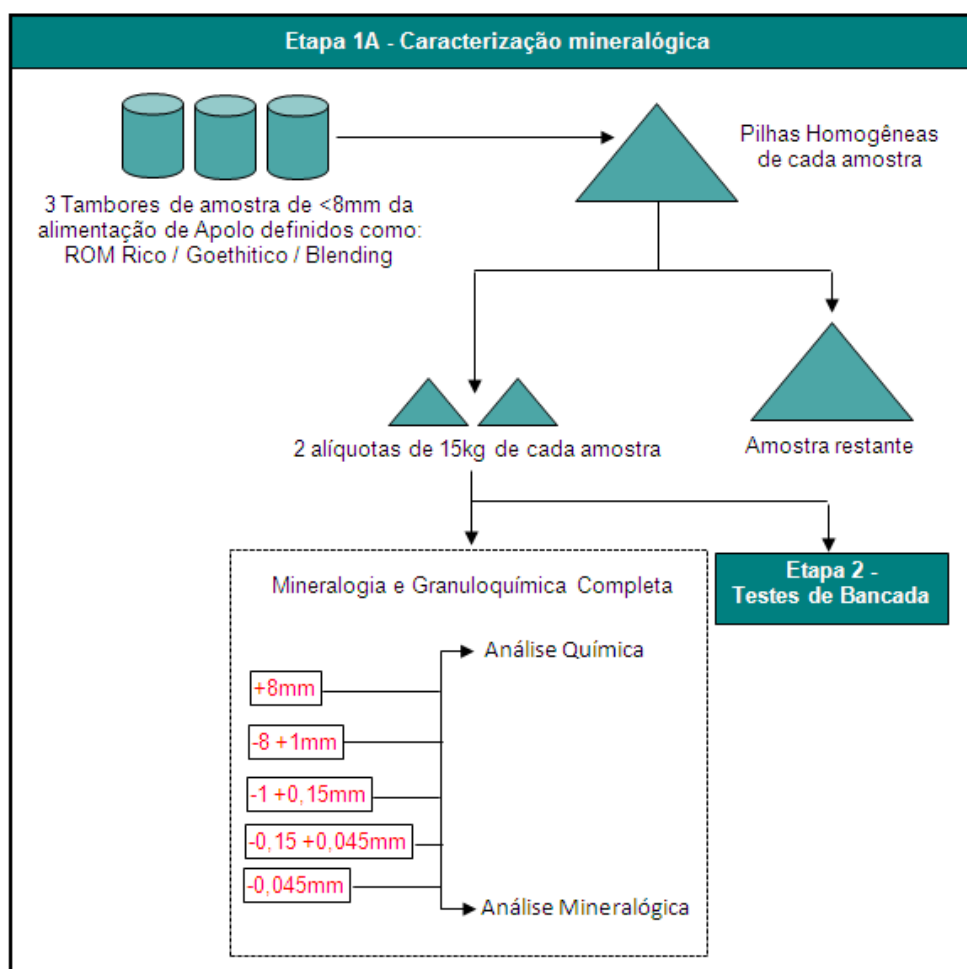


Figura 4. 3: Programação das análises granuloquímica e mineralógica.

4.2.1.2 Etapa 1B – Caracterização granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm

Visando avaliar a distribuição dos contaminantes na fração do Sinter Feed Natural, ou seja, em <8 e >1 mm e consequentemente definir a malha de corte para realização de testes de concentração em bateia e em concentrador magnético de campo variável tipo L4 com matriz de abertura 5mm, foram estabelecidas as seguintes faixas: 6,3 mm; 4,75 mm; 4,0 mm; 2,0 mm e 1,0 mm.

Logo, foram quarteados e retirados 3 kg de cada amostra dos 3 ROM's para efetuar a classificação em peneiras de laboratório a úmido. Cada fração foi secada em estufa a 60°C, quarteada e enviada uma alíquota de 100g cada para o laboratório químico de Brucutu para análises químicas. A Figura 4. 4 ilustra esta etapa do estudo.

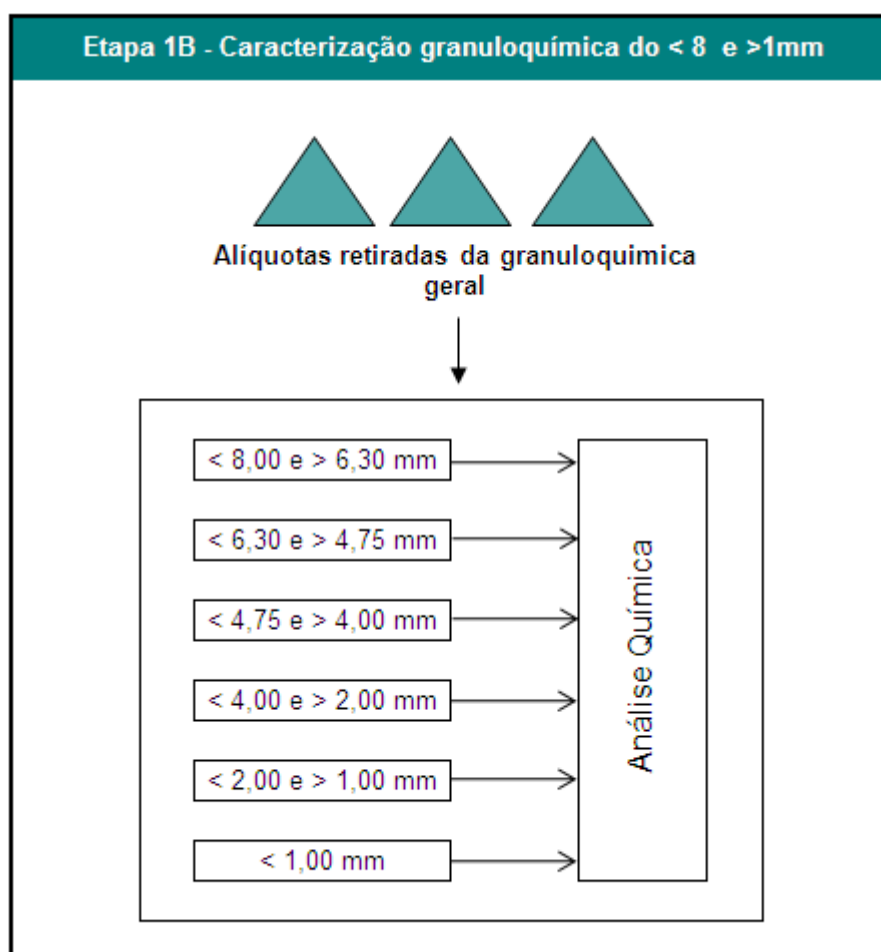


Figura 4. 4: Programação das análises granuloquímicas da Etapa 1B.

4.2.2 Etapa 2 – Testes de concentração em bancada

A Etapa 2 consiste em testes em escala de bancada divididos pelas frações granulométricas correspondentes a cada etapa de concentração prevista para o projeto Apolo: $< 8 \text{ e } > 1 \text{ mm}$; $< 1 \text{ e } > 0,15 \text{ mm}$ e $< 0,15 \text{ mm}$.

O método de concentração utilizado para testar cada fração foi:

- $< 8 \text{ e } > 1 \text{ mm}$: Bateia (reproduz a jigagem)
- $< 1 \text{ e } > 0,15 \text{ mm}$: Concentração Magnética
- $< 0,15 \text{ mm}$: Flotação

A flotação foi subdividida em duas etapas:

- Etapa 2A – Flotação catiônica reversa de minério de ferro (separação de silicatos de minerais de ferro)
- Etapa 2B – Flotação aniônica direta de minério de ferro (separação de óxidos de ferro de hidróxidos de ferro)

4.2.2.1 Descrição dos testes na fração $< 8 \text{ e } > 1 \text{ mm}$

Foram tomadas uma amostra de cada ROM, das quais serão retiradas duas alíquotas após sua pesagem:

- SF1 natural “tal qual” conforme estabelecido no Projeto Apolo – a expectativa do Projeto é gerar um Sinter natural com 60% de Fe.
- Com intuito de remover os minerais portadores de Al_2O_3 , P, Mn e PPC, com os resultados da Etapa 1B foi definida uma fração (pelos resultados no item 5.1. 3, a fração escolhida foi 4 mm) para corte granulométrico e foram tomadas duas frações efetuando os seguintes testes:
 - $< 8 \text{ e } > 4 \text{ mm}$ – teste padrão do CPT da Vale em bateia para simulação da etapa de jigagem gerando assim um rejeito 1 e um concentrado 1;
 - $< 4 \text{ e } > 1 \text{ mm}$ – teste em escala de bancada em L4 simulando uma etapa de concentração magnética de grossos com matriz de GAP em 5 mm (o

campo será definido durante os testes) gerando assim um rejeito 2 e um concentrado 2;

- A soma dos concentrados 1 e 2 formou o que foi chamado de **Sinter feed 1 Alternativo**;
- Para efeito de composição de um futuro fluxograma de processos, os rejeitos 1 e 2 serão então recirculados em um circuito de moagem e direcionados à flotação.

4.2.2. 2 Descrição dos testes na fração < 1 e > 0,15 mm

A fração < 1 e > 0,15mm após pesada foi dividida em duas alíquotas e foram feitos os seguintes procedimentos e testes:

- Teste padrão do CPT da Vale para simulação da etapa de concentração magnética em escala de bancada em L4 em matriz com GAP de 2,5 mm conforme já efetuado para o Projeto Apolo consistindo das seguintes subetapas:
 - Teste com campo de 800 Gauss do qual representa dois estágios do Projeto original (baixo e médio em concentrador duplo com tambores magnético de terras raras). Esta etapa foi denominada de 1º estágio de concentração magnética produzindo o que foi denominado pela Vale de Sinter feed 3;
 - O rejeito do 1º estágio alimentará um 2º estágio de concentração magnética com alto campo, ou seja, 6000 Gauss gerando um rejeito final e seu concentrado representará o concentrado do estágio *cleaner* de concentração magnética com alto campo (no Projeto são previstos dois estágios de concentração magnética de alta intensidade *rougher* e *cleaner*) e foi chamado de Sinter feed 4. Conforme previsto no Projeto, o rejeito deste estágio é final.
- Concluída a parte de teste padrão, para efeito de balizamento da proposta alternativa de teste, foram feitas as seguintes etapas em escala de bancada em L4 para compor parte do estudo deste trabalho:

- Foram juntadas proporcionalmente alíquotas do material < 4 e > 1 mm e do < 1 e $> 0,15$ mm formando assim um material < 4 e $> 0,15$ mm com o qual será efetuado o mesmo procedimento de testes na mesma rota descrita acima para o material padrão, com excessão da abertura da matriz, ou seja, em GAP de 5 mm, gerando assim um **Sinter feed 3 e um Sinter feed 4 Alternativos**;

Dos resultados na fração < 8 e $> 0,15$ mm foram analisadas em termos de qualidade e produção, as seguintes combinações:

- **Sinter feed A:** SF1 Natural + SF3 + SF4 + oversize do peneiramento de proteção = Sinter feed previsto no Projeto Apolo;
- **Sinter feed B:** (Conc.1 + Conc.2) = SF1 Alternativo 1 + SF3 + SF4 + oversize do peneiramento de proteção;
- **Sinter feed C:** < 8 e > 4 mm Natural (sem concentração) + SF3 Alternativo + SF4 Alternativo + oversize do peneiramento de proteção;
- **Sinter feed D:** Conc.1 + SF3 Alternativo + SF4 Alternativo + oversize do peneiramento de proteção.

A Figura 4. 5 ilustra o programa de testes da etapa de geração de sinter feed.

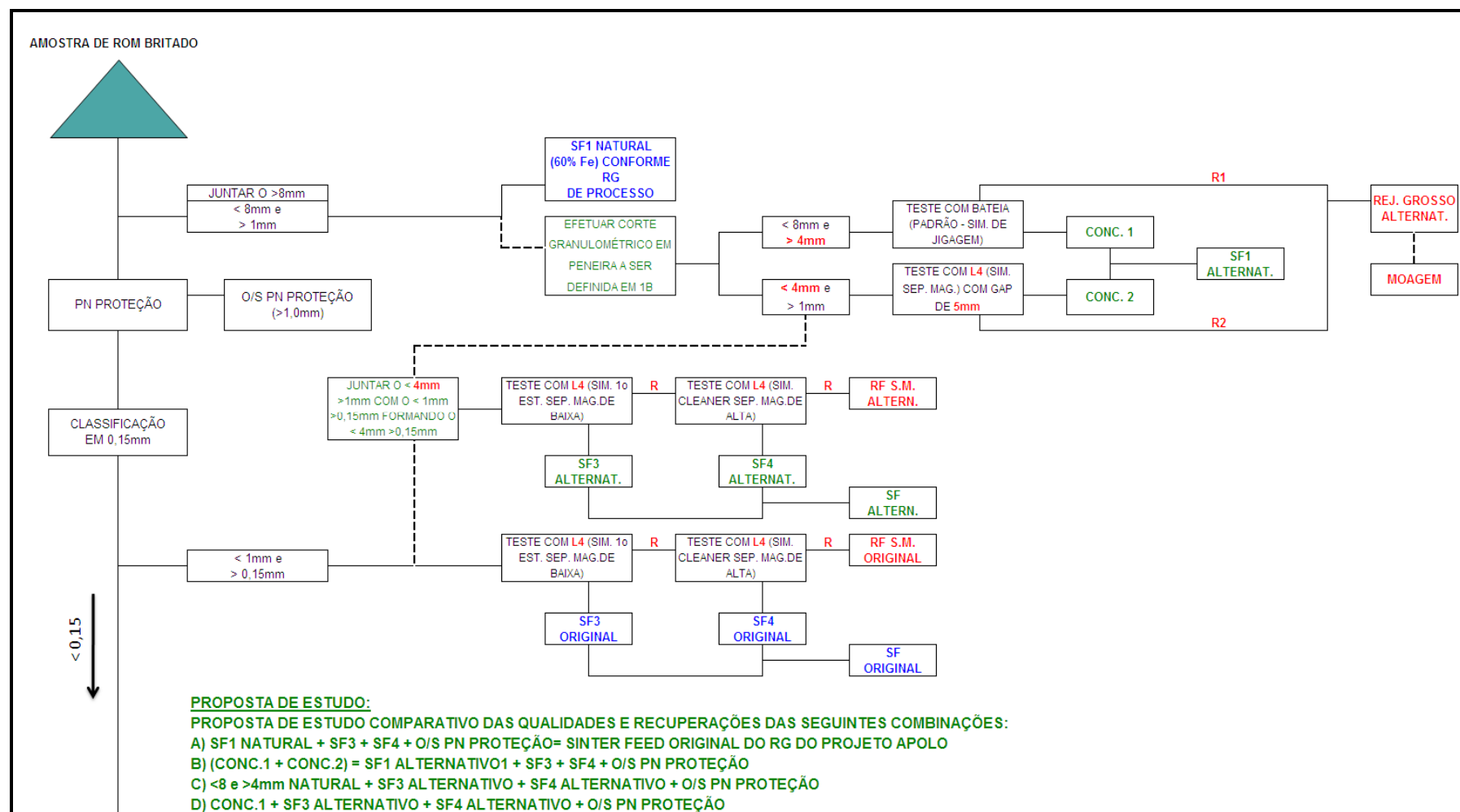


Figura 4. 5: Programação dos testes da Etapa 2 para geração de sinter feed.

4.2.2. 3 Descrição dos testes na fração < 0,15 mm

A fração < 0,15 mm após pesada foi dividida em duas alíquotas e foram feitos os seguintes procedimentos e testes:

- Retirou-se 3 kg de amostra de cada ROM para teste de flotação padrão do CPT da Vale em escala de bancada considerando as seguintes etapas:
 - Deslamagem
 - Teste de flotação em escala de bancada gerando um pellet feed final
- A amostra < 0,15 mm original foi então fracionada em uma peneira de malha 0,045 mm quadrada de 50 x 50 cm e foram geradas duas novas frações:
 - < 0,15 e > 0,045 mm (denominada grossa)
 - < 0,045 mm (denominada fina)

Este corte foi baseado na prática da deslamagem da Mina de Brucutu, onde será implementada a flotação fracionada que consiste no envio em separado do *underflow* do 1º e 3º estágios da deslamagem em circuitos independentes denominados de grossos e finos respectivamente. Para cada circuito foram adotados os seguintes procedimentos e testes antes da flotação:

- Teste de atrição antecessor à deslamagem para remoção de minerais portadores de Al_2O_3 e P; este teste é feito em moinho de laboratório, onde deixa-se a polpa em movimento giratório sem adição de corpos moedores, as partículas causam auto-abrasão causando assim uma limpeza natural de sua superfície, os ultrafinos gerados ficam em suspensão e são teoricamente mais fáceis de serem rejeitados na etapa posterior de deslamagem.
- Deslamagem conforme padrão do CPT para remoção da lama.

Foram então gerados no mínimo 8 kg de cada *underflow* para efetuar os testes de flotação que foram divididos em duas subetapas. A Figura 4. 6 ilustra o programa de testes da 1ª etapa de geração de pellet feed.

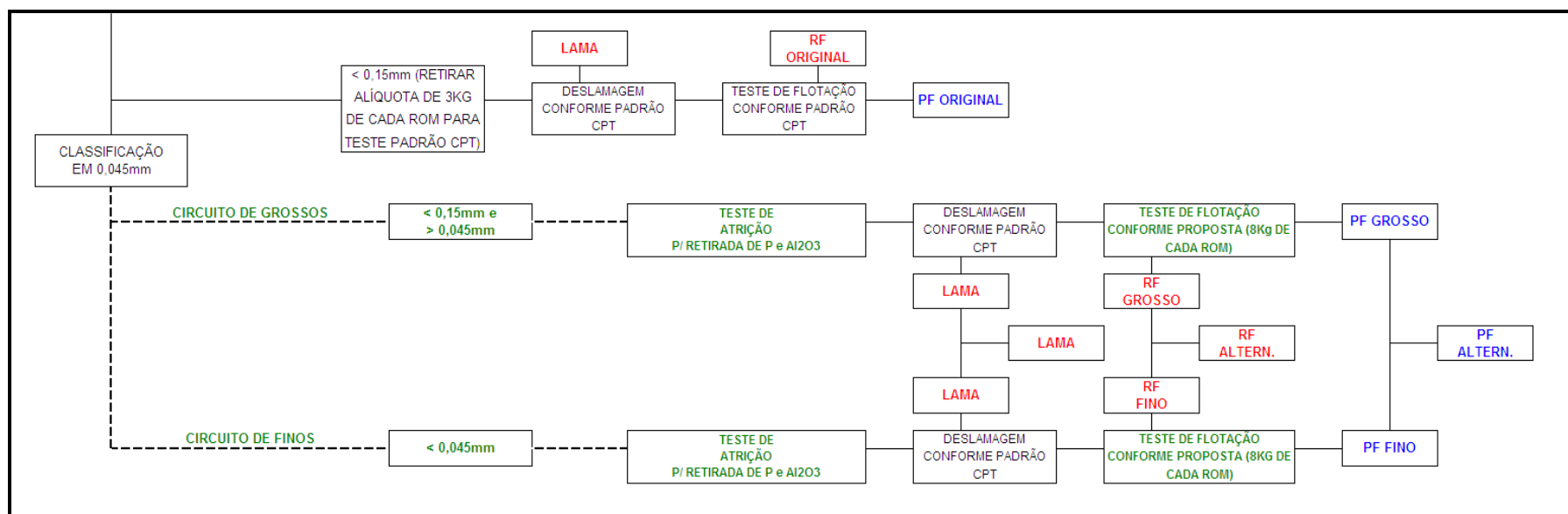


Figura 4. 6: Programação dos testes da 1ª etapa da parte da fração < 0,15 mm.

4.2.2.3. 1 Etapa 2A – Testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro

Os testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro denominada Etapa 2A visam a remoção de silicatos com a depressão de minério de ferro em pH de 10,5 como é feito atualmente na indústria. A Tabela IV. 1 apresenta a programação de testes desta etapa.

Tabela IV. 1: Programação da Etapa 2A de testes de flotação

Etapa 2A - Flotação catiônica reversa						
Teste Deslamagem x Atrição+Deslamagem						
Amostra	Teste	Fração	Reagentes			
			Amina	Amido	Hexamet.	pH
			(g/t SiO ₂)	(g/t)	(g/t Alim)	
ROM Rico/Goethítico/Blending	1	<0,15mm Deslamado	700	1000	-	10,5
	2	<0,15mm Atritado e Deslamado	700	1000	-	10,5
Teste de Flotação Fracionada						
Amostra	Teste	Fração	Reagentes			
			Amina	Amido	Hexamet.	pH
			(g/t SiO ₂)	(g/t)	(g/t Alim)	
ROM Rico/Goethítico/Blending	3	< 0,15 e > 0,045 mm	500	1000	-	10,5
	4		500	1500	-	10,5
	5		700	1000	-	10,5
	6		700	1500	-	10,5
	7		700	1000	60	10,5
	8	< 0,045 mm	700	1000	-	10,5
	9		700	1500	-	10,5
	10		1200	1000	-	10,5
	11		1200	1500	-	10,5
	12		1200	1000	60	10,5

4.2.2.3. 2 Etapa 2B – Testes de flotação aniônica direta de minério de ferro

Após efetuar a primeira etapa de testes de flotação para remoção de silicatos e geração de um concentrado convencional de flotação catiônica reversa de minério de ferro (Etapa 2A), foram coletados os concentrados do melhor teste de grossos e finos e ajuntados proporcionalmente para efetuar teste de flotação aniônica direta de minério de ferro visando a separação de óxidos de ferro (hematita e magnetita) de hidróxidos de ferro (goethitas) com intuito de diminuir o PPC e consequentemente aumentar o ponto metálico de Fe no concentrado final. Esta etapa denominada Etapa 2B foi acrescida de algumas variáveis as quais foram fundamentadas em alguns princípios conforme a seguir:

- **pH de flotação em 7:** Tese de doutorado de Henriques 2012 (item 3. 10 desta dissertação);
- **aquecimento da polpa a temperatura de 85°C:** Princípio de Le Chatelier (item 3.5.1. 1 desta dissertação; retirado do Rabockai, 1979);
- **teste com ultrassom:** Teoria de Cilek e Ozgen 2009 (item 3. 8 desta dissertação).

A Tabela IV. 2 apresenta a programação de testes.

Tabela IV. 2: Programação da Etapa 2B de testes de flotação

Etapa 2B - Flotação aniônica direta									
Amostra	Teste	Condições							
		Temperatura	Ultrassom	Coletor		Amina	Amido	Hexamet.	pH
		oC	Utilização	Tipo	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)	
ROM Rico/Goethítico/ Blending	1	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	-	7
	2	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7
	3	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	60	7
	4	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	60	7
	5	85	-	Sulfato de Sódio	50	-	1000	-	7
	6	85	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7
	7	Ambiente	Sim	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7

Em caráter complementar, foram efetuados mais dois testes denominados Baterias 2 e 3 com duas amostras de pellet feed goethítico da Mina de Alegria com alto e médio níveis de hidratação denominadas amostra 04 e 02 respectivamente.

5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Os resultados deste trabalho serão apresentados seguindo a lógica apresentada no capítulo anterior, portanto, divididos em 4 tópicos:

- i. Etapa 1 – Caracterização Tecnológica;
- ii. Etapa 2 – Testes de concentração em bancada;
- iii. Testes de flotação para separação de minérios hidratados;
- iv. Testes adicionais de flotação.

5.1 Etapa 1 – Caracterização Mineralógica

5.1.1 Granuloquímica do ROM

As tabelas Tabela V. 1, Tabela V. 2 e Tabela V. 3 apresentam o resultado granuloquímico de cada ROM coletado da Mina de Apolo.

Tabela V. 1: Granuloquímica do ROM Rico

Fração	% Retido Simples	% Retido Acum.	% Pass. Acum.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
8,000 mm	6,4%	6,4%	93,6%	63,45	1,47	0,039	3,08	3,04
1,000 mm	40,5%	46,8%	53,2%	63,56	2,84	0,040	2,43	2,42
0,150 mm	20,9%	67,7%	32,3%	64,37	3,89	0,038	1,37	1,57
0,045 mm	28,6%	96,3%	3,7%	64,50	4,32	0,040	1,26	1,54
0,010 mm	1,4%	97,8%	2,2%	61,70	3,15	0,093	3,18	3,95
Passante	2,2%	100,0%	0,0%	61,70	3,15	0,093	3,18	3,95
Total	100,0%	-	-	63,92	3,41	0,041	1,94	2,09

Tabela V. 2: Granuloquímica do ROM Goethítico

Fração	% Retido Simples	% Retido Acum.	% Pass. Acum.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
8,000 mm	10,2%	10,2%	89,8%	60,11	0,97	0,072	5,30	6,44
1,000 mm	41,8%	52,0%	48,0%	60,05	1,95	0,074	4,65	5,95
0,150 mm	21,1%	73,1%	26,9%	61,20	4,61	0,058	2,94	3,69
0,045 mm	19,1%	92,2%	7,8%	62,23	4,69	0,054	2,18	3,02
0,010 mm	2,6%	94,8%	5,2%	55,75	4,63	0,128	6,38	7,40
Passante	5,2%	100,0%	0,0%	55,75	4,63	0,128	6,38	7,40
Total	100,0%	-	-	60,38	3,14	0,071	4,02	5,08

Tabela V. 3: Granuloquímica do ROM *Blending*

Fração	% Retido Simples	% Retido Acum.	% Pass. Acum.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
8,000 mm	8,6%	8,6%	91,4%	62,04	1,09	0,055	4,19	5,23
1,000 mm	41,9%	50,5%	49,5%	62,23	2,16	0,054	3,32	4,42
0,150 mm	23,4%	73,9%	26,1%	63,71	3,50	0,055	2,18	2,78
0,045 mm	22,3%	96,2%	3,8%	64,75	3,19	0,053	1,49	2,17
0,010 mm	1,5%	97,7%	2,3%	60,83	2,81	0,097	3,78	4,91
Passante	2,3%	100,0%	0,0%	60,83	2,81	0,097	3,78	4,91
Total	100,0%	-	-	63,07	2,64	0,056	2,74	3,62

É claro notar que a qualidade química global do *blending* coletado para execução deste estudo diverge da qualidade estabelecida como ROM do Projeto Apolo (Tabela III. 4), sendo esta mais rica que o original.

5.1.2 Composição mineralógica do ROM

As análises mineralógicas desta dissertação foram realizadas em microscópio óptico de luz refletida e transmitida com câmera Sony DXC-950 e placa Datatranslation 3154 acopladas para tomada de fotos por especialistas do CPT de Alegria da Vale, cujos resultados são apresentados nas Tabelas V.4, V.5 e V.6 a seguir.

Tabela V. 4: Composição mineralógica do ROM Rico

Fração	HC's	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	Total
8,0 mm	24	29	18	11	11	0	1	1	0	5	100
1,0 mm	40	19	18	5	10	3	0	1	0	4	100
0,15 mm	26	36	23	4	4	4	0	0	0	2	100
0,045 mm	39	29	20	4	3	4	0	0	0	2	100
Passante	73	3	5	5	7	3	0	0	0	4	100
Total	37	25	19	5	7	3	0	1	0	3	100

Legenda: HC's = Hematitas Compactas; HM = Hematita Martítica; MA = Magnetita; GO = Goethita; GT = Goethita Terrosa; QL = Quartzo Livre; QM = Quartzo Misto; MN = Manganês; CA = Caolinita; GB = Gibbsita

Tabela V. 5: Composição mineralógica do ROM Goethítico

Fração	HC's	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	Total
8,0 mm	29	19	20	9	9	4	1	1	0	8	100
1,0 mm	25	17	9	27	13	0	1	1	0	6	100
0,15 mm	14	38	23	8	7	5	0	0	0	4	100
0,045 mm	37	26	17	7	5	4	1	0	0	3	100
Passante	55	3	4	7	15	5	0	0	0	9	100
Total	27	24	15	15	9	3	1	1	0	5	100

Legenda: HC's = Hematitas Compactas; HM = Hematita Martítica; MA = Magnetita; GO = Goethita; GT = Goethita Terrosa; QL = Quartzo Livre; QM = Quartzo Misto; MN = Manganês; CA = Caolinita; GB = Gibbsita

Tabela V. 6: Composição mineralógica do ROM *Blending*

Fração	HC's	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	Total
8,0 mm	18	32	6	25	10	0	1	0	0	8	100
1,0 mm	8	33	30	17	4	2	0	0	0	6	100
0,15 mm	17	34	24	9	10	3	0	0	0	3	100
0,045 mm	30	39	14	6	4	3	0	1	0	3	100
Passante	61	11	5	8	6	3	0	1	0	5	100
Total	19	34	22	12	6	2	0	0	0	5	100

Legenda: HC's = Hematitas Compactas; HM = Hematita Martítica; MA = Magnetita; GO = Goethita; GT = Goethita Terrosa; QL = Quartzo Livre; QM = Quartzo Misto; MN = Manganês; CA = Caolinita; GB = Gibbsita

5.1.2. 1 Interpretação mineralógica do ROM Rico

5.1.2.1. 1 Interpretação mineralógica da fração > 8 mm do ROM Rico

Pela interpretação da Tabela V. 4 é evidenciado que existe um maciço predomínio de hematitas compactas, hematita martítica e magnetita (71%) em relação às goethitas (22%) as quais coexistem com o mineral gibbsita em grande quantidade em seu interior (5%), com quase nenhuma presença de quartzo. A Figura 5. 1 ilustra os aspectos abordados acima.

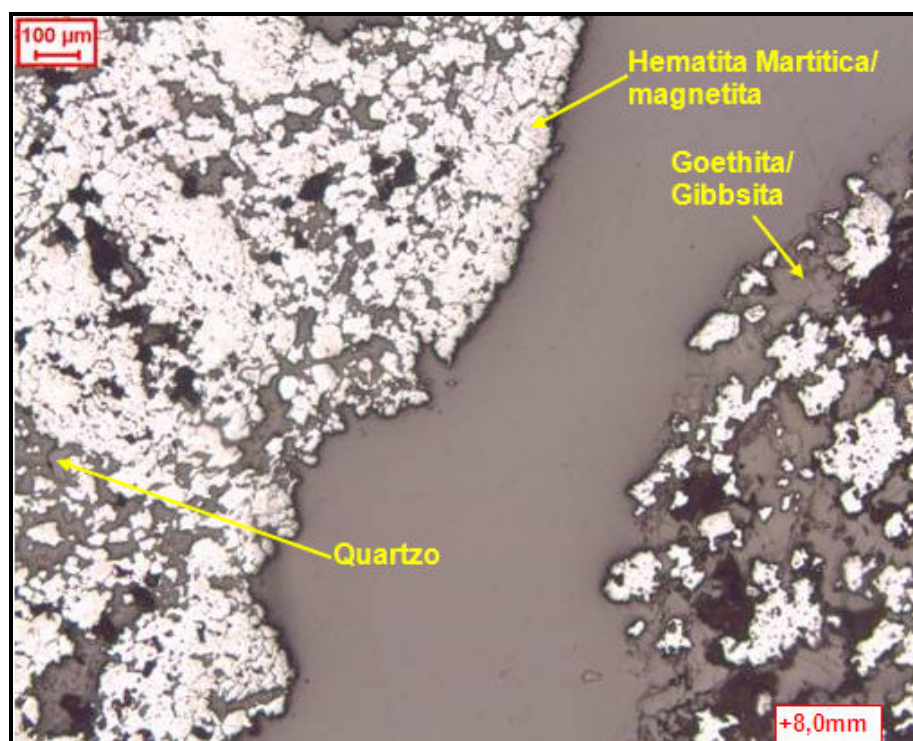


Figura 5. 1: Fotomicrografia da fração > 8 mm do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita contendo quartzo misto. Partículas de goethita contendo o argilomineral gibbsita em seu interior.

5.1.2.1. 2 Interpretação mineralógica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Rico

Pela interpretação da Tabela V. 4 é evidenciada que a presença das hematitas compactas, hematita martítica e magnetita é ainda maior que na fração > 8 mm (77%) com menor presença de partículas goethíticas (15%) as quais coexistem com o mineral gibbsita em grande quantidade em seu interior (4%), com quase nenhuma presença de quartzo. A Figura 5. 2 ilustra os aspectos abordados acima.

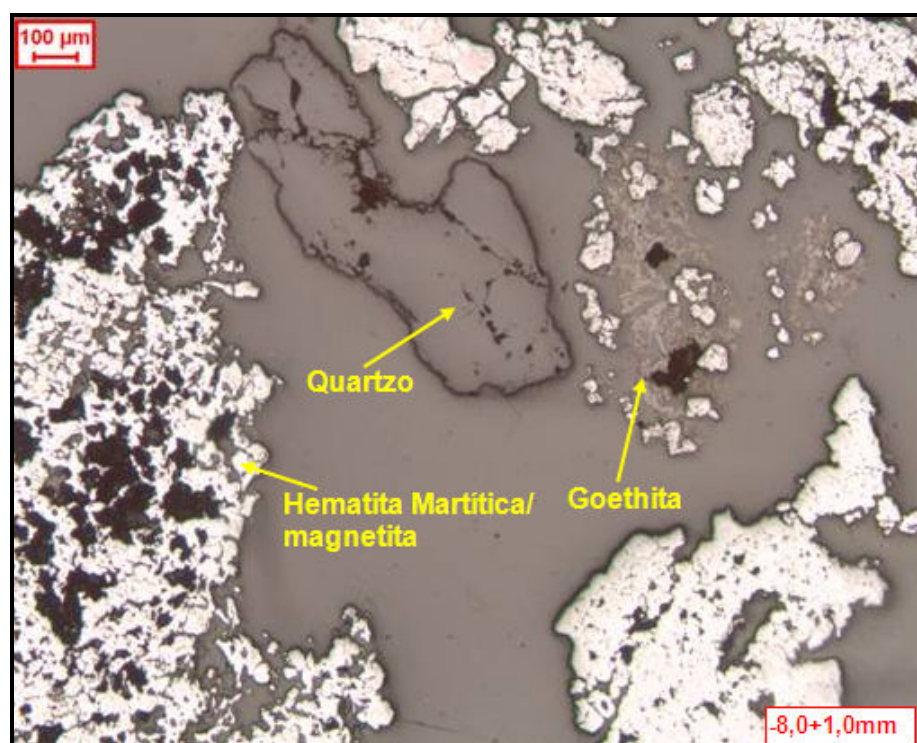


Figura 5. 2: Fotomicrografia da fração < 8 e > 1 mm do ROM Rico — Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita e partícula de quartzo livre. Partícula de goethita em menor tamanho.

5.1.2.1.3 Interpretação mineralógica da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Rico

Pela interpretação da Tabela V. 4 começa a ficar mais claro que o domínio das hematitas compactas, hematita martítica e magnetita aumenta com o afinamento do ROM (85%), a presença das goethitas diminui (8%) mas ainda coexistem com o mineral gibbsita em grande quantidade em seu interior (2%) mas em menor quantidade, com quase nenhuma presença de quartzo que aparece cada vez em tamanho menor. A Figura 5. 3 ilustra os aspectos abordados acima.

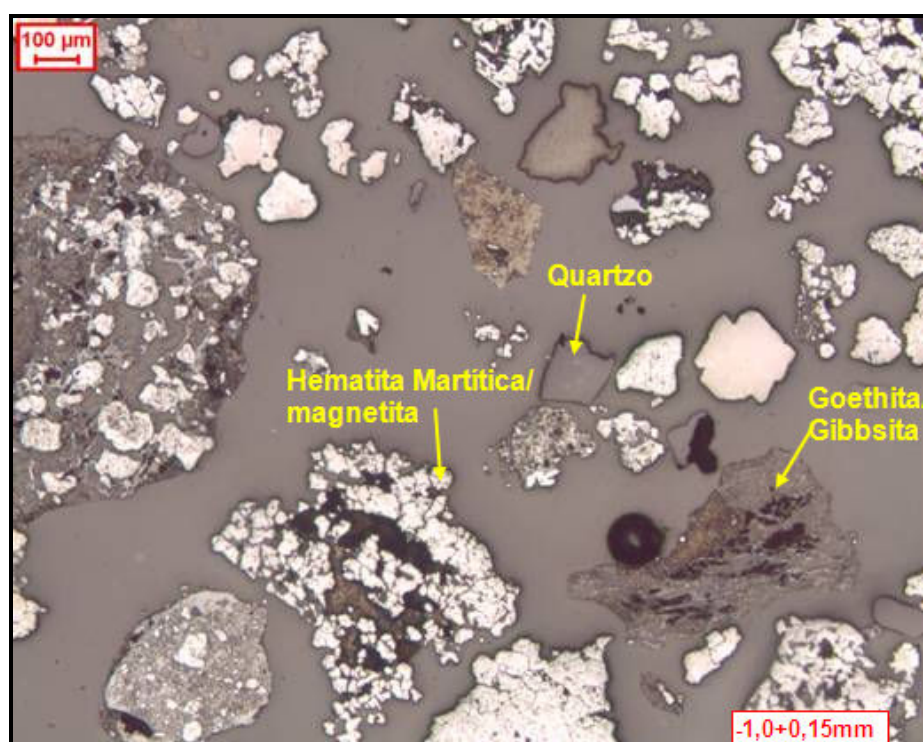


Figura 5. 3: Fotomicrografia da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita. Partícula de goethita com gibbsita incluída nos poros.

5.1.2.1. 4 Interpretação mineralógica da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Rico

Pela interpretação da Tabela V. 4, como mencionado nas outras frações a presença de hematitas compactas, hematita martítica e magnetita aumentou ainda mais (87%) com menor presença de goethitas (7%) ainda com presença de gibbsita (2%), com ligeira presença de quartzo. A Figura 5. 4 ilustra os aspectos abordados acima.

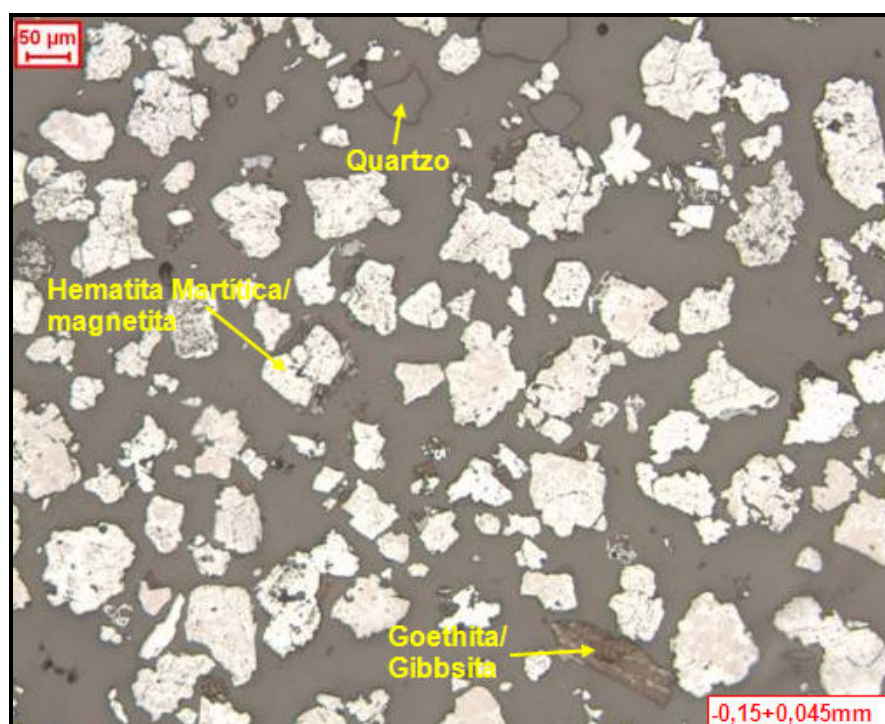


Figura 5. 4: Fotomicrografia da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita em maior quantidade. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros e maior presença de quartzo.

5.1.2.1.5 Interpretação mineralógica da fração < 0,045 mm do ROM Rico

Pela interpretação da Tabela V. 4, a presença de hematitas compactas aumenta significativamente e a presença de hematita martítica e magnetita cai drasticamente mas ainda em grande quantidade (81%) com presença de goethitas (11%) com gibbsita inclusa (4%), com ligeira presença de quartzo. A Figura 5. 5 ilustra os aspectos abordados acima.

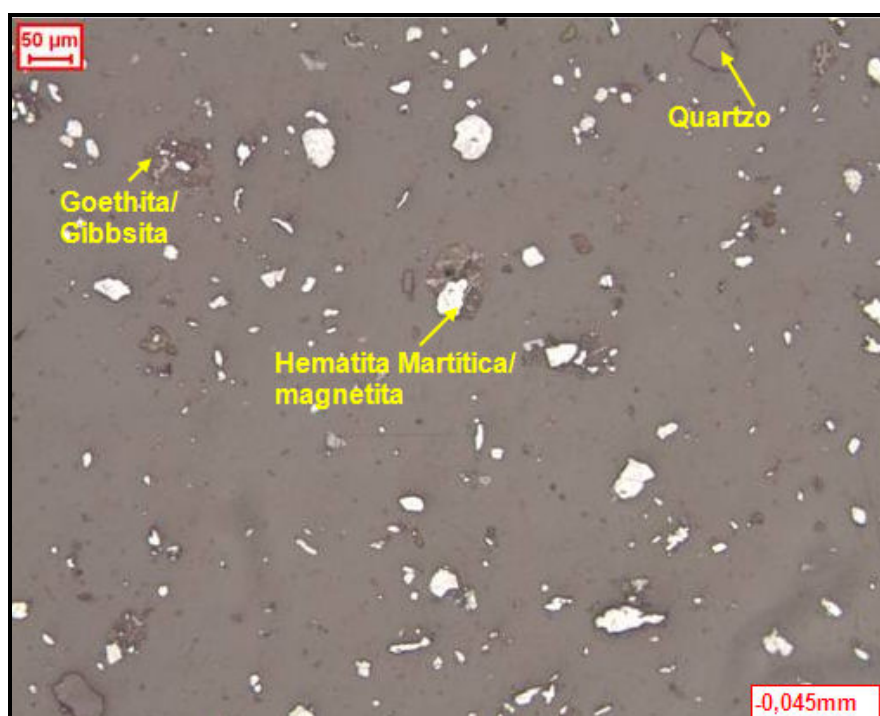


Figura 5. 5: Fotomicrografia da fração < 0,045 mm do ROM Rico – Agregado de partículas de hematita compacta com martítica e magnetita em menor quantidade. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros e maior presença de quartzo.

5.1.2. 2 Interpretação mineralógica do ROM Goethítico

5.1.2.2. 1 Interpretação mineralógica da fração > 8 mm do ROM Goethítico

Pela interpretação da Tabela V. 5, nesta fração existe predomínio de hematitas compactas, hematita martítica e magnetita (68%) em relação às goethitas (17%) as quais coexistem com o mineral gibbsita em grande quantidade em seu interior (8%), com grande presença de quartzo. A Figura 5. 6 ilustra os aspectos abordados acima.

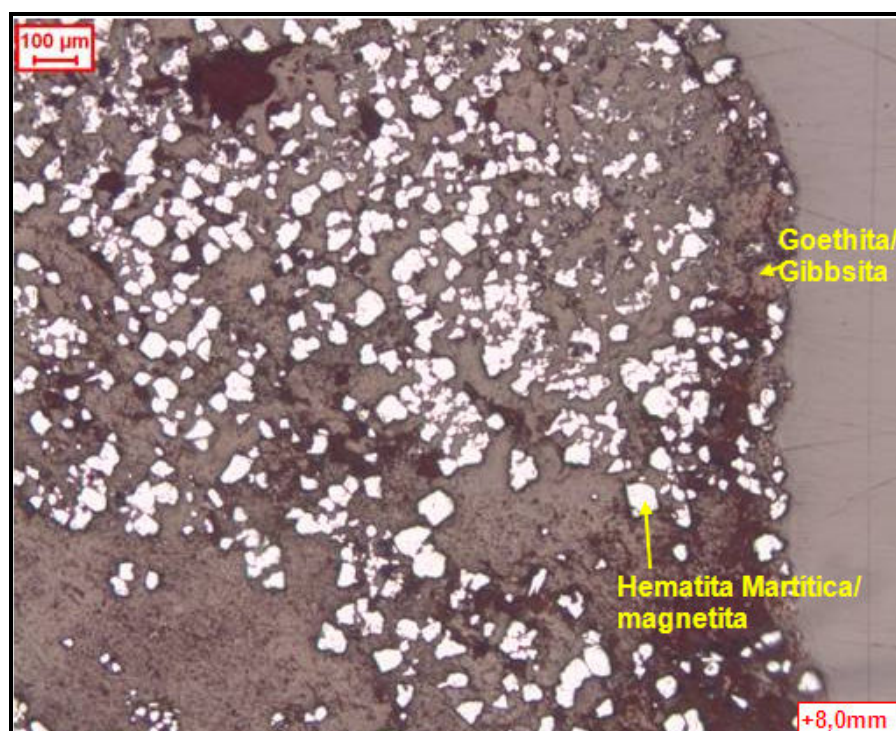


Figura 5. 6: Fotomicrografia da fração > 8 mm do ROM Goethítico – Agregado de hematita compacta com martítica e magnetita contendo goethita e gibbsita em seu interior.

5.1.2.2. 2 Interpretação mineralógica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Goethítico

Pela interpretação da Tabela V. 5, nesta fração ocorre uma inversão substancial da presença de goethitas (40%) em relação à fração > 8 mm e ao ROM Rico, há um decréscimo na quantidade de hematitas (51%). A presença de partículas de gibbsita continua grande (6%) e presente no interior das goethitas, com quase nenhuma presença de quartzo. A Figura 5. 7 ilustra os aspectos abordados acima.

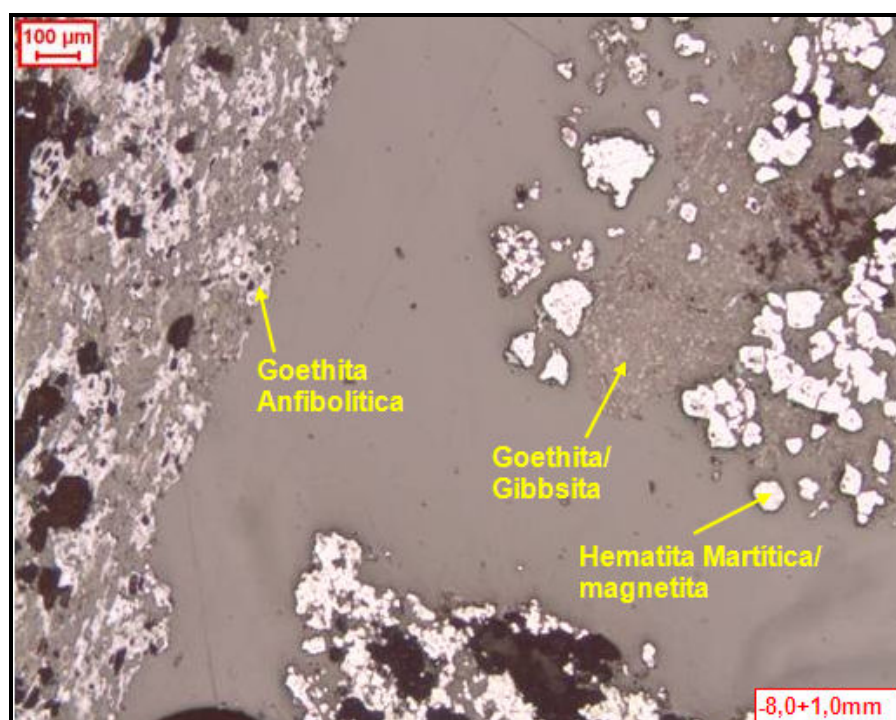


Figura 5. 7: Fotomicrografia da fração < 8 e > 1 mm do ROM Goethítico – Agregados de partículas de goethita, goethita terrosa, goethita anfibolítica e agregados de hematita compacta, hematita martítica e magnetita.

5.1.2.2. 3 Interpretação mineralógica da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Goethítico

Pela interpretação da Tabela V. 5, a quantidade de goethitas diminui bruscamente (15%) e ocorre um aumento das hematitas compactas, hematita martítica e magnetita (76%), a presença de quartzo aumenta (5%) ao passo que a de gibbsita diminui (4%). A Figura 5. 8 ilustra os aspectos abordados acima.

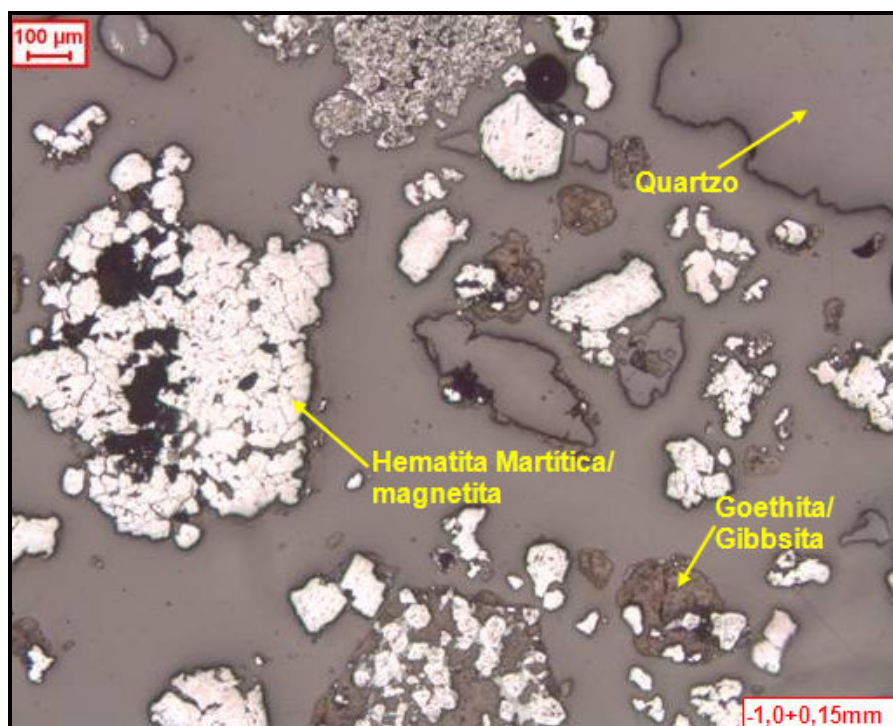


Figura 5. 8: Fotomicrografia da fração < 1 e > 0,15 mm do ROM Goethítico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita. Partícula de goethita com gibbsita incluída nos poros e maior presença de quartzo.

5.1.2.2. 4 Interpretação mineralógica da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Goethítico

Pela interpretação da Tabela V. 5, a quantidade de hematitas compactas, hematita martítica e magnetita aumentou ainda mais (81%) com menor presença de goethitas (12%) ainda com presença de gibbsita (3%), com maior presença de quartzo (5%). A Figura 5. 9 ilustra os aspectos abordados acima.

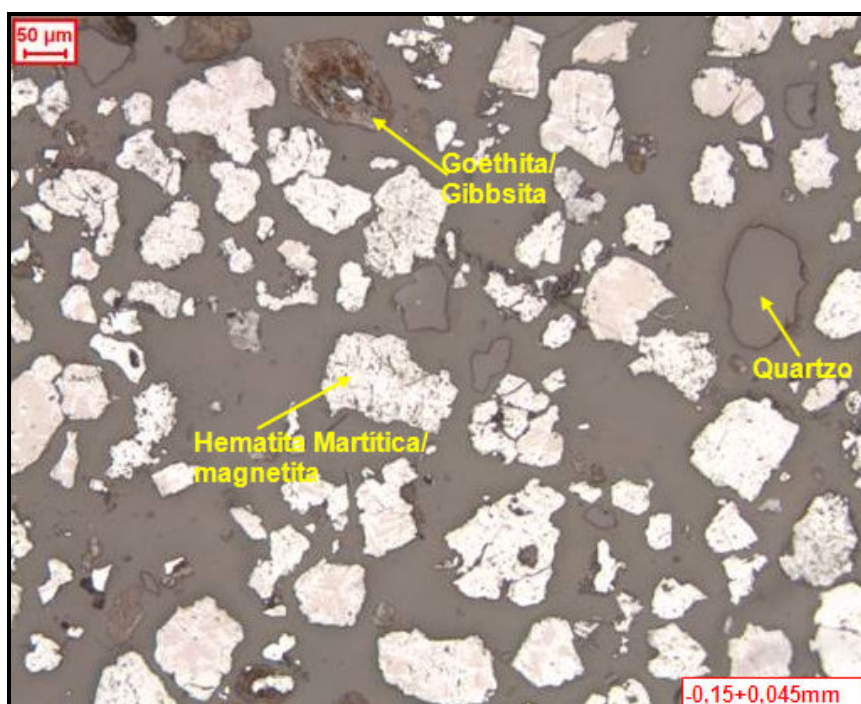


Figura 5. 9: Fotomicrografia da fração < 0,15 e > 0,045 mm do ROM Goethítico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita em maior quantidade. Partícula de goethita com gibbsita inclusa nos poros e maior presença de quartzo.

5.1.2.2. 5 Interpretação mineralógica da fração < 0,045 mm do ROM Goethítico

Pela interpretação da Tabela V. 5, a presença de hematitas compactas diminui significativamente e a presença de hematita martítica e magnetita cai drasticamente (63%) para dar espaço a um aumento da presença de goethitas (22%) com presença brusca de gibbsita inclusa (9%), a presença de quartzo não é significativa. A Figura 5. 10 ilustra os aspectos abordados acima.



Figura 5. 10: Fotomicrografia da fração < 0,045 mm do ROM Goethítico – Agregado de partículas de hematita martítica e magnetita em menor quantidade. Partículas de goethita com gibbsita inclusa nos poros e pouca presença de quartzo.

5.1.2. 3 Interpretação Geral do ROM amostrado

Pela análise dos itens anteriores, pode-se concluir que a mineralogia do ROM Rico é semelhante à do ROM Goethítico, logo podendo se afirmar que o ROM *Blending*, por ser a composição dos dois, será também semelhante.

Devido às 3 amostras possuírem características mineralógicas bem próximas podem ser consideradas como predominantemente hematíticas, ao passo que a amostra do Projeto Apolo contém muito mais goethitas em sua composição (em torno de 38%, ver item

3.9. 3).

Um fator importante encontrado foi a presença de Gibbsita (HOHAl_2O_3), que contribui para o aumento da Al_2O_3 na composição química das amostras e esta se encontra inclusa nos poros de goethita e goethita terrosa, conseqüentemente exigindo a remoção da goethita para sua remoção.

5.1. 3 Caracterização granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm

Foram propostos na Etapa 2 testes de concentração em bateia e separação magnética na fração grossa < 8 e > 1 mm, que não estavam previstos no Projeto Original. Logo, dentro desta proposição, foi realizada uma análise granuloquímica com intuito de determinar a melhor malha de corte para tratamento de duas frações em separado melhorando o desempenho de concentração.

Os resultados são apresentados na Tabela V. 7 a Tabela V. 9 a seguir.

Tabela V. 7: Granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Rico

Fração	% Retido Simples	% Retido Acum.	% Pass. Acum.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
6,300 mm	12,9%	12,9%	87,1%	64,15	1,01	0,042	2,98	3,18
4,750 mm	18,2%	31,1%	68,9%	64,01	1,97	0,043	2,90	2,97
4,000 mm	14,6%	45,7%	54,3%	63,75	2,27	0,041	2,86	2,74
3,150 mm	8,0%	53,7%	46,3%	64,82	1,78	0,039	2,27	2,42
2,000 mm	19,0%	72,7%	27,3%	63,66	3,08	0,041	2,62	2,62
1,000 mm	19,9%	92,6%	7,4%	64,37	3,25	0,039	1,90	2,18
Passante	7,4%	100,0%	0,0%	65,66	1,82	0,037	1,34	2,13
Total	100,0%	-	-	64,18	2,33	0,041	2,49	2,63

Tabela V. 8: Granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm do ROM Goethítico

Fração	% Retido Simples	% Retido Acum.	% Pass. Acum.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
6,300 mm	16,5%	16,5%	83,5%	59,41	1,08	0,070	6,32	6,78
4,750 mm	20,4%	36,9%	63,1%	60,95	1,14	0,077	4,71	5,98
4,000 mm	13,9%	50,8%	49,2%	61,44	1,34	0,075	4,39	5,75
3,150 mm	8,7%	59,5%	40,5%	60,34	1,45	0,075	4,85	6,10
2,000 mm	16,9%	76,4%	23,6%	61,08	2,52	0,074	3,97	5,31
1,000 mm	14,8%	91,2%	8,8%	61,37	3,02	0,075	3,62	4,90
Passante	8,8%	100,0%	0,0%	62,64	1,52	0,074	3,09	4,84
Total	100,0%	-	-	60,94	1,73	0,074	4,51	5,72

Tabela V. 9: Granuloquímica da fração < 8 e > 1 mm do ROM *Blending*

Fração	% Retido Simples	% Retido Acum.	% Pass. Acum.	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
6,300 mm	13,9%	13,9%	86,1%	61,96	1,73	0,055	4,32	4,99
4,750 mm	16,8%	30,7%	69,3%	62,13	1,26	0,056	3,91	5,14
4,000 mm	14,2%	44,9%	55,1%	62,97	1,72	0,058	3,50	4,39
3,150 mm	8,4%	53,3%	46,7%	62,12	2,17	0,061	3,61	4,41
2,000 mm	17,3%	70,6%	29,4%	62,45	2,61	0,055	3,19	4,19
1,000 mm	17,2%	87,8%	12,2%	62,68	3,21	0,056	2,80	3,70
Passante	12,2%	100,0%	0,0%	63,31	1,70	0,073	2,79	4,23
Total	100,0%	-	-	62,52	2,09	0,058	3,43	4,43

Das tabelas acima, nota-se que em torno de 50% da massa entre as frações 8 e 1 mm situa-se na fração 4 mm, que ao associar com o teor de contaminantes, encontra-se em torno de 50% também nesta faixa por distribuição.

Logo, determinou-se 4 mm como a malha de corte para execução dos testes de concentração da fração grossa.

5.2 Etapa 2 – Testes de concentração em bancada

Esta etapa do trabalho traz os resultados levantados a partir de testes fundamentados nos princípios descritos nesta dissertação que com o auxílio de fórmulas desenvolvidas na Engenharia de Processo Mineral auxiliaram as interpretações dos resultados, as quais foram:

- Recuperação metálica ou metalúrgica;
- Grau de enriquecimento (teor do concentrado/teor da alimentação);

- Índice de seletividade de Gaudin;
- Eficiência de separação.

5.2. 1 Etapa de geração de Sinter feed – Testes nas frações > 0,15 mm

5.2.1. 1 Testes na fração < 8 e > 1 mm

A etapa teve o intuito de avaliar se existe a possibilidade de concentrar a fração grossa do ROM e aumentar o ponto metálico do Fe comparando-se ao concentrado do Projeto Original denominado de SF1. A seguir são apresentados os resultados.

5.2.1.1. 1 Testes de bateia na fração < 8 e > 4 mm

Para cada tipo de ROM foram realizados 3 testes na bateia mecânica da seguinte forma:

- Teste de bateia 1: visou recuperação mássica mínima, para tentar melhorar o teor de concentrado;
- Teste de bateia 2: aumentando-se o tempo de residência da amostra em cima da bateia, visou uma recuperação mássica intermediária em detrimento de menor aumento de teor;
- Teste de bateia 3: com um maior tempo de residência, visou recuperação mássica máxima.

A Tabela V. 10 a seguir apresenta os resultados dos testes realizados com bateia mecânica de laboratório na fração < 8 e > 4 mm para cada tipo de ROM.

Tabela V. 10: Resultados dos testes em bateia mecânica na fração < 8 e > 4 mm

Amostra	Teste	Fluxo	R. Mássica (%)	QUÍMICA GLOBAL					Rec. Metálica (%)	Grau de Enrique cimento	Índice de Seletivid. Gaudin	Ef. de Sep. (%)
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
				%	%	%	%	%				
ROM Rico	1	AL. Calc.	100,00	64,22	1,14	0,034	3,09	2,79	35,3	1,03	1,51	22,1
		Concentrado	34,15	66,39	0,64	0,024	1,93	1,63				
		Rejeito	65,85	63,09	1,39	0,040	3,69	3,39				
	2	AL. Calc.	100,00	64,33	0,81	0,033	2,99	2,76	67,8	1,00	0,97	66,6
		Concentrado	67,74	64,44	0,83	0,033	2,79	2,77				
		Rejeito	32,26	64,12	0,77	0,032	3,40	2,74				
	3	AL. Calc.	100,00	64,26	1,29	0,036	3,16	2,86	85,0	1,01	1,46	77,0
		Concentrado	84,30	64,80	1,11	0,033	2,98	2,56				
		Rejeito	15,70	61,35	2,24	0,048	4,16	4,44				
ROM Goethítico	1	AL. Calc.	100,00	60,51	1,31	0,058	4,88	5,77	44,1	1,01	1,16	41,2
		Concentrado	43,65	61,13	1,11	0,059	4,59	5,23				
		Rejeito	56,35	60,03	1,47	0,058	5,11	6,19				
	2	AL. Calc.	100,00	60,28	1,26	0,044	5,13	6,33	57,6	1,02	1,10	51,4
		Concentrado	56,62	61,32	1,18	0,045	3,44	6,32				
		Rejeito	43,38	58,92	1,36	0,043	7,35	6,33				
	3	AL. Calc.	100,00	60,65	1,47	0,057	4,97	5,82	76,7	1,02	1,31	67,3
		Concentrado	75,30	61,80	1,28	0,058	4,56	5,17				
		Rejeito	24,70	57,13	2,05	0,055	6,24	7,79				
ROM Rico + Goethítico	1	AL. Calc.	100,00	61,64	1,02	0,053	4,34	5,25	44,9	1,02	1,12	37,3
		Concentrado	43,94	63,05	0,91	0,047	3,82	3,86				
		Rejeito	56,06	60,53	1,10	0,057	4,76	6,33				
	2	AL. Calc.	100,00	62,01	0,90	0,051	4,37	5,15	72,6	1,02	1,65	63,7
		Concentrado	71,47	63,00	0,62	0,046	4,11	4,47				
		Rejeito	28,53	59,55	1,60	0,063	5,04	6,85				
	3	AL. Calc.	100,00	61,63	0,98	0,051	4,37	5,32	86,0	1,00	1,34	83,0
		Concentrado	85,58	61,92	0,88	0,048	4,25	5,07				
		Rejeito	14,42	59,91	1,53	0,068	5,09	6,78				

De acordo com os resultados da Tabela V.10, não houve concentração significativa de Fe em nenhum dos testes realizados, portanto conclui-se que não vale a pena o uso de concentração gravítica nesta fração.

No entanto, para efeito de composição das combinações de Sinter feed a serem comparadas, utilizou-se o Teste 3.

5.2.1.1.2 Testes em L4 com matriz de GAP 5 mm na fração < 4 e > 1 mm

Foram efetuados testes de concentração para todos os tipos de ROM na fração < 4 e > 1 mm utilizando matriz com GAP de 5 mm cuja utilização não é usual na indústria de minério de ferro.

Os testes foram feitos em dois estágios de concentração, onde o primeiro estágio foi feito com médio campo: em torno de 400 Gauss e o segundo estágio, o qual foi alimentado com o rejeito do primeiro, com alto campo: em torno de 6.000 Gauss. Estes dois estágios visaram simular um estágio com concentração por tambor magnético permanente de terras raras e um segundo por separador magnético de alta intensidade tipo carrossel.

Os concentrados de cada estágio foram reunidos e denominados de SF3+SF4 que compõem o Sinter feed concentrado via concentração magnética como usual nas operações industriais da Vale.

Os resultados são apresentados na Tabela V. 11 a seguir.

Tabela V. 11: Resultados dos testes de concentração magnética em L4 com GAP de 5 mm na fração < 4 e > 1 mm

Amostra	Estágio	Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Índice de Seletivid. Gaudin	Ef. de Sep. (%)
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
ROM Rico	1º	AL. Calc.	100,00	64,31	2,41	0,037	2,294	2,42			2,2	87,84
		CO	37,77	65,81	1,98	0,031	1,690	1,74	38,65	1,02		
		RJ	62,23	63,40	2,67	0,041	2,660	2,83				
	2º	CO	87,58	64,02	1,81	0,040	2,330	2,62	88,44	1,01		
		RJ	12,42	56,56	8,06	0,056	4,220	5,08				
		SF3+SF4	92,27	64,75	1,88	0,036	2,068	2,26	92,91	1,01		
ROM Goethítico	1º	AL. Calc.	100,00	60,19	2,36	0,062	4,408	5,68			1,4	60,88
		CO	26,73	62,47	1,61	0,055	3,500	4,39	27,75	1,04		
		RJ	73,27	59,36	2,63	0,065	4,740	6,15				
	2º	CO	61,32	61,35	1,86	0,058	3,900	4,98	63,37	1,03		
		RJ	38,68	56,39	3,01	0,085	6,180	8,39				
		SF3+SF4	71,66	61,77	1,77	0,057	3,751	4,76	73,54	1,03		
ROM Rico + Goethítico	1º	AL. Calc.	100,00	62,16	2,08	0,052	3,369	4,46			1,9	61,52
		CO	29,36	63,97	1,92	0,046	2,620	3,24	30,21	1,03		
		RJ	70,64	61,41	2,15	0,055	3,680	4,97				
	2º	CO	69,12	63,94	1,56	0,047	2,890	3,58	71,96	1,04		
		RJ	30,88	56,00	5,56	0,072	5,890	7,74				
		SF3+SF4	78,18	63,95	1,70	0,047	2,789	3,45	80,44	1,03		

De acordo com os resultados apresentados na Tabela V.11, houve uma ligeira concentração em todos os tipos de ROM, mas com uma relevância muito baixa, evidenciada pelos baixos valores do índice de seletividade de Gaudin.

5.2.1. 2 Testes na fração < 1 e > 0,15 mm

Para simular a concentração por separação magnética conforme previsto no Projeto Original de Apolo e para efeito de comparação com os resultados gerados pelos testes concebidos para este trabalho, foram realizadas duas etapas de testes:

- Teste padrão do CPT com concentrador magnético de laboratório L4 com matriz de 2,5 mm na fração < 1 e > 0,15mm;
- Teste com concentrador magnético de laboratório L4 com matriz de 5 mm em um amostra a qual foi formada proporcionalmente por uma alíquota do material < 4 e > 1 mm e outra < 1 e > 0,15 mm formando assim um material < 4 e > 0,15 mm. Estes testes foram feitos em dois estágios de concentração, onde o primeiro estágio foi feito com médio campo, em torno de 800 Gauss, e o segundo estágio, o qual foi alimentado com o rejeito do primeiro, com alto campo, em torno de 6.000 Gauss.

Com todos estes resultados pode-se efetuar as análises das combinações de Sinter feed mencionadas no capítulo de Metodologia.

5.2.1.2. 1 Testes em L4 com matriz de GAP 2,5 mm na fração < 1 e > 0,15 mm

Os resultados desta etapa estão mostrados na Tabela V. 12 a seguir.

Tabela V. 12: Resultados dos testes de concentração magnética em L4 com GAP de 2,5 mm na fração < 1 e > 0,15 mm

Amostra	Estágio	Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Índice de Seletivid. Gaudin	Ef. de Sep. (%)
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
ROM Rico	1°	AL. Calc.	100,00	64,58	3,73	0,041	1,474	1,75			3,4	53,18
		CO	36,24	68,68	0,91	0,030	0,690	0,18	38,54	1,06		
		RJ	63,76	62,25	5,33	0,047	1,920	2,64				
	2°	CO	76,84	65,26	2,13	0,041	1,420	2,14	80,56	1,05		
		RJ	23,16	52,58	14,61	0,058	3,660	4,57				
		SF3+SF4	85,24	66,71	1,61	0,036	1,110	1,31	88,05	1,03		
ROM Goethítico	1°	AL. Calc.	100,00	61,52	3,91	0,060	3,168	3,87			3,1	36,21
		CO	22,85	68,59	1,02	0,032	0,730	0,18	25,48	1,11		
		RJ	77,15	59,43	4,76	0,068	3,890	4,96				
	2°	CO	62,51	64,60	1,48	0,054	2,020	3,00	67,95	1,09		
		RJ	37,49	51,53	10,17	0,081	6,440	7,84				
		SF3+SF4	71,08	65,88	1,33	0,047	1,605	2,09	76,12	1,07		
ROM Rico + Goethítico	1°	AL. Calc.	100,00	63,41	3,40	0,054	2,417	3,05			2,9	68,60
		CO	26,79	68,37	0,94	0,034	0,770	0,57	28,88	1,08		
		RJ	73,21	61,60	4,30	0,061	3,020	3,96				
	2°	CO	71,24	63,20	1,63	0,062	2,980	3,88	73,10	1,03		
		RJ	28,76	52,71	9,74	0,081	5,780	7,28				
		SF3+SF4	78,95	64,95	1,40	0,052	2,230	2,76	80,87	1,02		

De acordo com os resultados apresentados na Tabela V.12, nota-se claramente que houve significativo aumento no teor de Fe do concentrado final com boa recuperação metálica para todos os tipos de ROM, permitindo afirmar que a fração < 1 e $> 0,15$ mm é favorável à concentração magnética.

**5.2.1.2. 2 Testes em L4 com matriz de GAP 5 mm na
fração < 4 e $> 0,15$ mm**

Os resultados desta etapa estão mostrados na Tabela V. 13 a seguir.

Tabela V. 13: Resultados dos testes de concentração magnética em L4 com GAP de 5 mm na fração < 4 e > 0,15 mm

Amostra	Estágio	Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Índice de Seletivid. Gaudin	Ef. de Sep. (%)
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
ROM Rico	1º	AL. Calc.	100,00	64,86	2,48	0,036	1,676	1,96			3,6	87,72
		CO	43,17	66,74	1,13	0,031	1,250	1,06	44,42	1,03		
		RJ	56,83	63,44	3,51	0,040	2,000	2,65				
	2º	CO	85,38	64,17	2,22	0,040	2,060	2,62	86,37	1,01		
		RJ	14,62	49,61	16,71	0,053	4,250	5,34				
	SF3+SF4		91,69	65,38	1,71	0,036	1,679	1,89	92,42	1,01		
ROM Goethítico	1º	AL. Calc.	100,00	61,18	2,55	0,060	3,811	4,85			1,9	62,05
		CO	37,50	65,04	1,34	0,044	2,380	2,74	39,86	1,06		
		RJ	62,50	58,86	3,28	0,070	4,670	6,11				
	2º	CO	61,72	61,37	2,59	0,060	3,450	5,00	64,35	1,04		
		RJ	38,28	54,20	6,14	0,079	6,280	8,18				
	SF3+SF4		76,07	63,18	1,97	0,052	2,923	3,89	78,56	1,03		
ROM Rico + Goethítico	1º	AL. Calc.	100,00	62,89	2,22	0,052	2,799	3,69			2,5	64,12
		CO	34,93	65,82	1,40	0,038	1,550	1,93	36,56	1,05		
		RJ	65,07	61,32	2,66	0,059	3,470	4,63				
	2º	CO	69,99	63,92	1,48	0,057	2,730	3,80	72,95	1,04		
		RJ	30,01	52,98	7,62	0,077	6,840	8,26				
	SF3+SF4		80,47	64,74	1,45	0,049	2,218	2,99	82,84	1,03		

De acordo com os resultados apresentados na Tabela V.13, nota-se que existe uma favorabilidade à concentração via concentração magnética para a faixa de < 4 e $> 0,15\text{mm}$, porém não é tão significativo como esperado.

5.2.1. 3 Balanço de massas da etapa de geração de Sinter feed

Dos resultados listados acima, com intuito de formar as combinações estabelecidas no capítulo de Metodologia, efetuou-se o cálculo do balanço de massas para todas as opções testadas na etapa de testes na fração $> 0,15\text{ mm}$.

A Figura 5. 11 a seguir apresenta o fluxo de testes e geração de produtos considerando as massas em cada estágio em relação ao ROM.

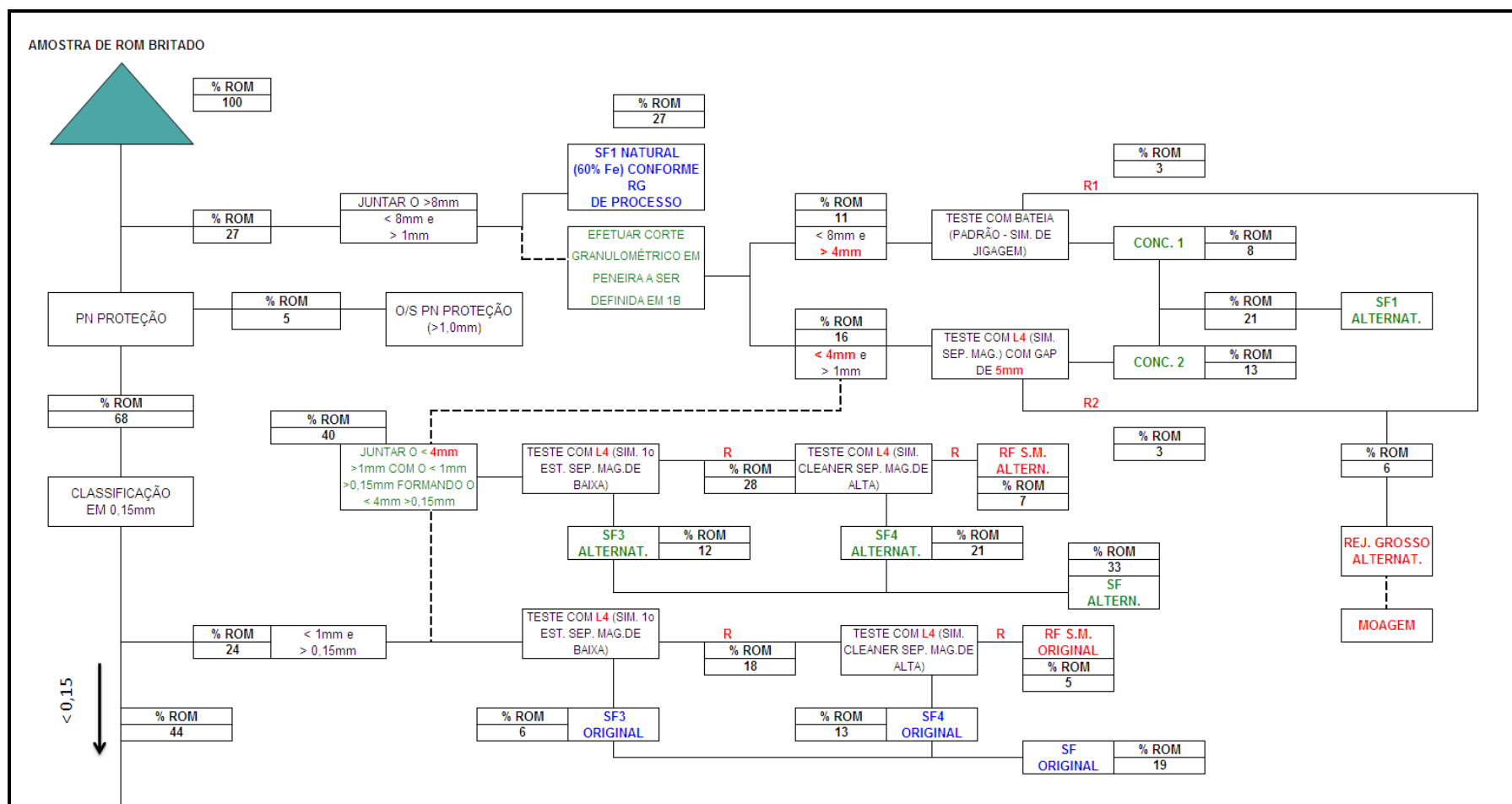


Figura 5. 11: Fluxograma dos testes de Sinter feed com as massas em relação ao ROM de acordo com os resultados dos testes.

5.2.1. 4 Resultados por combinação

Reunindo os melhores resultados dos diversos testes realizados entre as frações 8 e 0,15 mm, foram projetadas combinações as quais foram analisadas em termos de qualidade e produção, sendo estas:

- **Sinter feed A:** SF1 Natural + SF3 + SF4 + *oversize* do peneiramento de proteção (5% do ROM) = Sinter feed previsto no Projeto Apolo;
- **Sinter feed B:** (Conc.1 + Conc.2) = SF1 Alternativo 1 + SF3 + SF4 + *oversize* do peneiramento de proteção;
- **Sinter feed C:** < 8 e > 4 mm Natural (sem concentração) + SF3 Alternativo + SF4 Alternativo + *oversize* do peneiramento de proteção;
- **Sinter feed D:** Conc.1 + SF3 Alternativo + SF4 Alternativo + *oversize* do peneiramento de proteção.

Nota: Para efeito de balizamento das comparações, foi inserido o valor de Projeto do *oversize* do peneiramento de proteção da concentração magnética de alta intensidade.

5.2.1.4. 1 Sinter feed A

Conforme previsto no Projeto Apolo, pelo documento Vale RG0002 GADMF N0007_Apolo_rev04 (Vale, GADMF, 2010), o Sinter feed o qual é chamado neste trabalho de Sinter feed A, é composto por: SF1 Natural + SF3 + SF4 + *oversize* do peneiramento de proteção (5% do ROM).

A Tabela V. 14 apresenta os resultados de análise química e % do ROM, além da massa em Mta (em acordo com o previsto no Projeto) dos testes feitos em bancada com as amostras coletadas para este trabalho comparando-se com os valores do documento RG da Vale.

Tabela V. 14: Combinação de resultados denominada Sinter feed A

SF1 NATURAL	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	64,18	2,33	2,49	0,04	2,63	100	24
Goethítico	60,94	1,73	4,51	0,07	5,72	100	29
Rico + Goethítico	62,56	2,03	3,50	0,06	4,18	100	27
RG Projeto Apolo	62,03	3,46	2,18	0,18	4,46	100	27

SF3 + SF4	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	66,71	1,61	1,11	0,04	1,31	85	20
Goethítico	65,88	1,33	1,61	0,05	2,09	71	18
Rico + Goethítico	66,30	1,47	1,36	0,04	1,70	78	19
RG Projeto Apolo	65,29	2,07	1,44	0,16	2,38	78	19

O/S PN PROTEÇÃO	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
RG Projeto Apolo	62,03	3,46	2,18	0,18	4,46	-	5

SF A	QUÍMICA GLOBAL					MASSA	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	64,99	2,15	1,90	0,05	2,28	15	49
Goethítico	62,73	1,76	3,30	0,08	4,36	16	52
Rico + Goethítico	63,86	1,96	2,60	0,06	3,32	16	50
RG Projeto Apolo	63,25	2,94	1,90	0,17	3,68	16	50

Da combinação acima, nota-se que a soma total representada pelo SF A linha Rico + Goethítico é bem semelhante em termos de Fe, PPC e % ROM ao estabelecido no RG do Projeto Apolo (última linha).

Logo, para efeito comparativo, apesar das amostras deste trabalho possuírem menor quantidade de goethitas do que as amostras testadas originalmente, é factível efetuar o comparativo entre as combinações e emitir uma conclusão.

5.2.1.4. 2 Sinter feed B

O Sinter feed o qual é chamado neste trabalho de Sinter feed B, é composto por: (Conc.1 + Conc.2) = SF1 Alternativo 1 + SF3 + SF4 + *oversize* do peneiramento de proteção (5% do ROM).

A Tabela V. 15 apresenta os resultados desta combinação.

Tabela V. 15: Combinação de resultados denominada Sinter feed B

Concentrado 1 (Conc. <8 e >4mm da bateia)	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	64,80	1,11	2,98	0,03	2,56	84	8
Goethítico	61,80	1,28	4,56	0,06	5,17	75	9
Rico + Goethítico	63,30	1,20	3,77	0,05	3,87	80	8

Concentrado 2 (Conc. <4 e >1mm da S.M. Gap 5mm)	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	64,75	1,88	2,07	0,04	2,26	92	13
Goethítico	61,77	1,77	3,75	0,06	4,76	72	12
Rico + Goethítico	63,26	1,82	2,91	0,05	3,51	82	13

SF3 + SF4	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	66,71	1,61	1,11	0,04	1,31	85	20
Goethítico	65,88	1,33	1,61	0,05	2,09	71	18
Rico + Goethítico	66,30	1,47	1,36	0,04	1,70	78	19
RG Projeto Apolo	65,29	2,07	1,44	0,16	2,38	78	19

O/S PN PROTEÇÃO	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
RG Projeto Apolo	62,03	3,46	2,18	0,18	4,46	-	5

SF B	QUÍMICA GLOBAL					MASSA	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%	Mta	%
Rico	65,31	1,80	1,83	0,05	2,14	15	46
Goethítico	63,45	1,69	2,87	0,07	3,74	14	44
Rico + Goethítico	64,38	1,75	2,35	0,06	2,94	14	45
RG Projeto Apolo	63,25	2,94	1,90	0,17	3,68	16	50

5.2.1.4. 3 Sinter feed C

O Sinter feed o qual é chamado neste trabalho de Sinter feed C, é composto por: < 8 e > 4 mm Natural (sem concentração) + SF3 Alternativo + SF4 Alternativo + *oversize* do peneiramento de proteção (5% do ROM).

A Tabela V. 16 apresenta os resultados desta combinação.

Tabela V. 16: Combinação de resultados denominada Sinter feed C

<8 e >4mm Natural	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	64,26	1,29	3,16	0,04	2,86	100	10
Goethítico	60,65	1,47	4,97	0,06	5,82	100	12
Rico + Goethítico	62,45	1,38	4,07	0,05	4,34	100	11

SF3 + SF4 Alternativos (Conc. <4 e >0,15mm)	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	65,38	1,71	1,68	0,04	1,89	92	34
Goethítico	63,18	1,97	2,92	0,05	3,89	76	32
Rico + Goethítico	64,28	1,84	2,30	0,04	2,89	84	33

O/S PN PROTEÇÃO	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
RG Projeto Apolo	62,03	3,46	2,18	0,18	4,46	-	5

SF C	QUÍMICA GLOBAL					MASSA	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%	Mta	%
Rico	64,81	1,80	2,02	0,05	2,34	15	49
Goethítico	62,46	2,01	3,33	0,07	4,40	16	49
Rico + Goethítico	63,64	1,91	2,68	0,06	3,37	15	49
RG Projeto Apolo	63,25	2,94	1,90	0,17	3,68	16	50

5.2.1.4. 4 Sinter feed D

O Sinter feed o qual é chamado neste trabalho de Sinter feed D, é composto por: Conc.1 + SF3 Alternativo + SF4 Alternativo + *oversize* do peneiramento de proteção (5% do ROM).

A Tabela V. 17 apresenta os resultados desta combinação.

Tabela V. 17: Combinação de resultados denominada Sinter feed D

Concentrado 1 (Conc. <8 e >4mm da bateia)	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	64,80	1,11	2,98	0,03	2,56	84	8
Goethítico	61,80	1,28	4,56	0,06	5,17	75	9
Rico + Goethítico	63,30	1,20	3,77	0,05	3,87	80	8

SF3 + SF4 Alternativos (Conc. <4 e >0,15mm)	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	65,38	1,71	1,68	0,04	1,89	92	34
Goethítico	63,18	1,97	2,92	0,05	3,89	76	32
Rico + Goethítico	64,28	1,84	2,30	0,04	2,89	84	33

O/S PN PROTEÇÃO	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
RG Projeto Apolo	62,03	3,46	2,18	0,18	4,46	-	5

SF TOTAL D	QUÍMICA GLOBAL					MASSA	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%	Mta	%
Rico	64,93	1,79	1,95	0,05	2,27	15	47
Goethítico	62,79	2,00	3,15	0,07	4,19	15	46
Rico + Goethítico	63,86	1,90	2,55	0,06	3,23	15	47
RG Projeto Apolo	63,25	2,94	1,90	0,17	3,68	16	50

5.2.1. 5 Análise comparativa das combinações

Dos resultados apresentados no item anterior, foi então gerada a Tabela V. 18 a qual apresenta um resumo dos resultados por alternativa, além do resultado proposto no RG do Projeto Original:

Tabela V. 18: Resultado final por alternativa

SF TOTAL	QUÍMICA GLOBAL					MASSA	% ROM	Massa Metálica
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC			
	%	%	%	%	%	Mta	%	Mta
SF RG Projeto	63,2	2,94	1,90	0,17	3,68	15,9	50	10,1
SF A	63,9	1,96	2,60	0,06	3,32	15,9	50	10,2
SF B	64,4	1,75	2,35	0,06	2,94	14,3	45	9,2
SF C	63,6	1,91	2,68	0,06	3,37	15,5	49	9,9
SF D	63,9	1,90	2,55	0,06	3,23	14,8	47	9,4

Para facilitar a análise, foi inserida uma coluna contendo o fator “Massa Metálica”, ou seja, a multiplicação do teor de Fe pela massa produzida em Mta.

Disso, nota-se claramente que os teores de Fe e contaminantes são similares com exceção da alternativa B a qual apresenta uma perda de massa significativa em relação às demais.

O melhor resultado é apresentado pela alternativa SF A, que representa a mesma rota do Projeto Original reproduzida com a amostra testada para este trabalho, portanto conclui-se que na fração > 0,15 mm, ou no estágio de geração de Sinter feed, o projeto deve seguir a mesma rota original.

5.2.2 Etapa de geração de Pellet feed – Testes nas frações < 0,15 mm

Para melhor estruturar os testes na fração < 0,15 mm, os quais envolvem testes de deslamagem, atrição e flotação, este item foi dividido em:

- Etapa 2A – Flotação catiônica reversa de minério de ferro (separação de silicatos de minerais de ferro);
- Etapa 2B – Flotação aniônica direta de minério de ferro (separação de óxidos de hidróxidos de ferro).

Dentro da Etapa 2A são encontrados os resultados da deslamagem e atrição, por se tratarem de uma etapa inicial ao processo de flotação.

É importante mencionar que o teores de Fe e SiO₂ do *underflow* da deslamagem (alimentação da flotação) das amostras testadas nesta etapa foram bem superiores aos indicados no documento RG da Vale que baliza o Projeto Apolo, os quais são:

- RG Projeto Apolo: Fe = 59,89% e SiO₂ = 8,21%;
- Amostra do *blending*: Fe = 65,15% e SiO₂ = 3,71%.

Contudo, optou-se pela continuidade do trabalho com estas amostras.

5.2.2.1 Teste comparativo entre Deslamagem e Atrição + Deslamagem

Com intuito de comparar a performance de uma polpa deslamada com outra atritada e posteriormente deslamada, optou-se por flotar as duas polpas de cada tipo de ROM conforme os parâmetros padrão do CPT conforme proposta do RG de projeto.

Nos testes de deslamagem, obteve-se a geração de 15% (em comparação ao ROM) de lamas tanto para amostra deslamada, quanto para a atritada e deslamada posteriormente.

Os resultados são apresentados na Tabela V. 19 a seguir.

Tabela V. 19: Resultado dos testes de Deslamagem x Atrição + Deslamagem

Amostra	Fração	Reagentes			Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Índice de Seletivid. Gaudin	Ef. de Sep. (%)
		Amina (g/t SiO ₂)	Amido (g/t)	pH			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
ROM Rico	<0,15mm Deslamado	700	1000	10,5	AL. Calc.	100,00	65,36	4,71	0,027	0,775	1,31	97,55	1,05	19,7	33,23
					CO	93,19	68,42	0,47	0,027	0,730	1,27				
					RJ	6,81	23,51	62,76	0,021	1,390	1,93				
	<0,15mm Atritado e Deslamado	700	1000	10,5	AL. Calc.	100,00	65,21	4,04	0,030	0,844	1,42	97,71	1,04	18,4	46,08
					CO	94,06	67,74	0,48	0,031	0,770	1,39				
					RJ	5,94	25,11	60,42	0,021	2,010	1,93				
ROM Goethítico	<0,15mm Deslamado	700	1000	10,5	AL. Calc.	100,00	62,42	6,18	0,036	1,467	2,54	89,76	1,07	11,6	35,15
					CO	83,58	67,03	0,45	0,033	1,080	2,14				
					RJ	16,42	38,92	35,38	0,052	3,440	4,58				
	<0,15mm Atritado e Deslamado	700	1000	10,5	AL. Calc.	100,00	62,58	5,86	0,037	1,386	2,39	88,29	1,07	12,2	36,90
					CO	82,59	66,90	0,34	0,035	1,059	2,06				
					RJ	17,41	42,10	32,06	0,045	2,940	3,99				
ROM Rico + Goethítico	<0,15mm Deslamado	700	1000	10,5	AL. Calc.	100,00	65,33	3,95	0,034	0,974	1,71	93,98	1,04	9,2	41,26
					CO	90,36	67,95	0,68	0,032	0,820	1,45				
					RJ	9,64	40,77	34,60	0,055	2,420	4,16				
	<0,15mm Atritado e Deslamado	700	1000	10,5	AL. Calc.	100,00	64,98	3,46	0,035	1,032	1,81	93,23	1,04	9,2	50,50
					CO	90,04	67,28	0,54	0,033	0,870	1,60				
					RJ	9,96	44,17	29,90	0,051	2,500	3,66				

Para melhor entender a Tabela V. 19, foi estruturada a Tabela V. 20 com os principais resultados e a diferença entre eles.

Tabela V. 20: Análise dos resultados dos testes de flotação com amostra deslamada x amostra atritada + deslamada

PF <0,15mm DESLAMADO	QUÍMICA GLOBAL					Rec. Massa	Rec. Met.
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	68,42	0,47	0,73	0,03	1,27	93,19	97,55
Goethítico	67,03	0,45	1,08	0,03	2,14	83,58	89,76
Rico + Goethítico	67,72	0,46	0,91	0,03	1,71	88,39	93,66
PF <0,15mm ATRIT. + DESLAM.	QUÍMICA GLOBAL					Rec. Massa	Rec. Met.
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	67,74	0,48	0,77	0,03	1,39	94,06	97,71
Goethítico	66,90	0,34	1,06	0,04	2,06	82,59	88,29
Rico + Goethítico	67,32	0,41	0,91	0,03	1,72	88,33	93,00
DIFERENÇA	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	Rec. Met.
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico + Goethítico	0,40	0,05	-0,01	0,00	-0,02	0,06	0,66

Dos resultados da Tabela V.20, é claro notar que os resultados foram similares para todas as amostras, ou seja, **não houve melhora com uma etapa adicional de atrição anterior à deslamagem.**

Para melhor entender este resultado, foram feitas análises mineralógicas dos *underflows* da deslamagem e também da deslamagem após atrição. Os itens a seguir apresentam os resultados de mineralogia por tipo de ROM.

5.2.2.1. 1 Mineralogia dos *underflows* da deslamagem e da atrição + deslamagem

i. ROM Rico

A Tabela V. 21 abaixo apresenta o resultado da mineralogia feita para o *underflow* das polpas deslamada e atritada + deslamada do ROM Rico:

Tabela V. 21: Análise mineralógica quantitativa dos *underflows* deslamado e atritado + deslamado do ROM Rico

Amostra	HC's	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	Total
UF Deslamado	17	55	12	6	2	7	0	0	0	1	100
UF Atrit. + Desl.	13	63	11	5	2	5	0	0	0	1	100

As Figuras 5.12 e 5.13 a seguir ilustram as análises referentes ao ROM Rico.

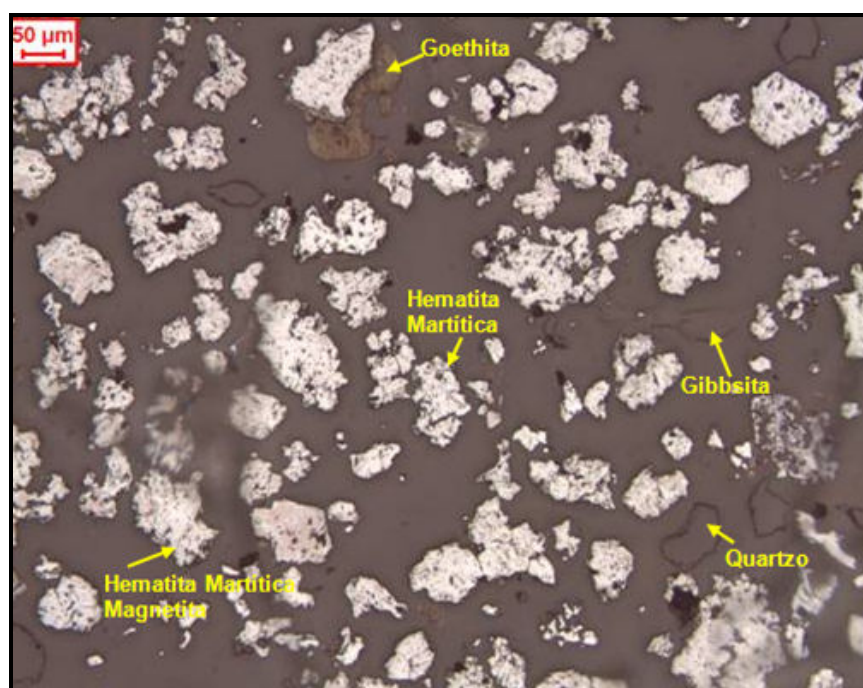


Figura 5. 12: Fotomicrografia do *underflow* da deslamagem do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita em grande quantidade. Partículas de goethita e gibbsita permanecem no *underflow*.

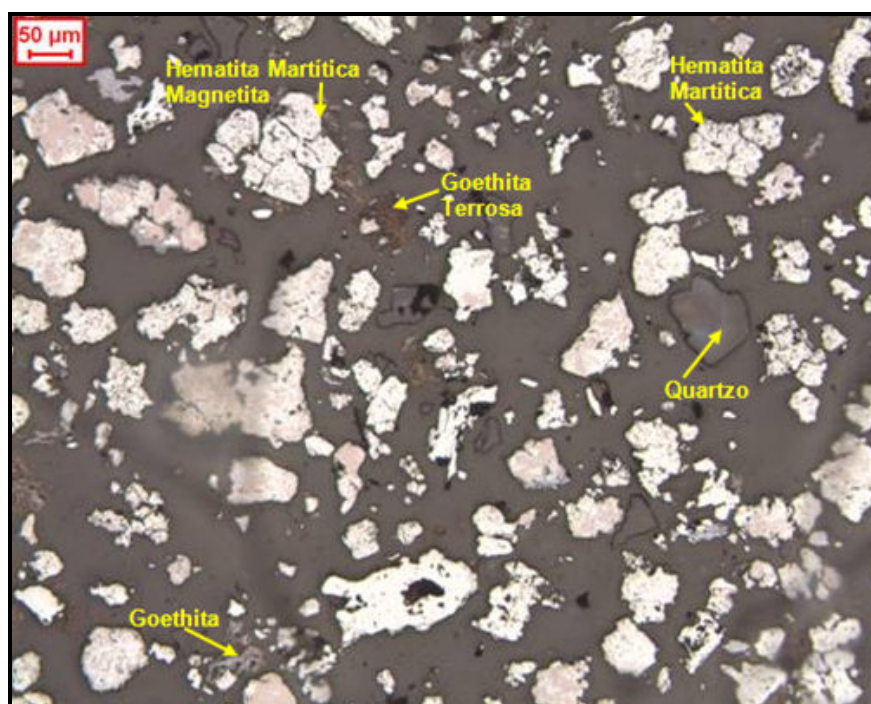


Figura 5. 13: Fotomicrografia do *underflow* da atrição + deslamagem do ROM Rico – Agregados de partículas de hematita martítica e magnetita em grande quantidade. Partículas de goethita e goethita terrosa permanecem no *underflow*.

Dos resultados acima pode-se concluir que não houve diferença na remoção de contaminantes no *underflow* das duas amostras geradas a partir do ROM Rico.

ii. ROM Goethítico

A Tabela V. 21 abaixo apresenta o resultado da mineralogia feita para o *underflow* das polpas deslamada e atritada + deslamada do ROM Goethítico:

Tabela V. 22: Análise mineralógica quantitativa dos *underflows* deslamado e atritado + deslamado do ROM Goethítico

Amostra	HC's	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	Total
UF Deslamado	11	58	11	8	3	8	0	0	0	1	100
UF Atrit. + Desl.	12	56	12	8	3	8	0	0	0	1	100

As Figuras 5.14 e 5.15 a seguir ilustram as análises referentes ao ROM Goethítico.

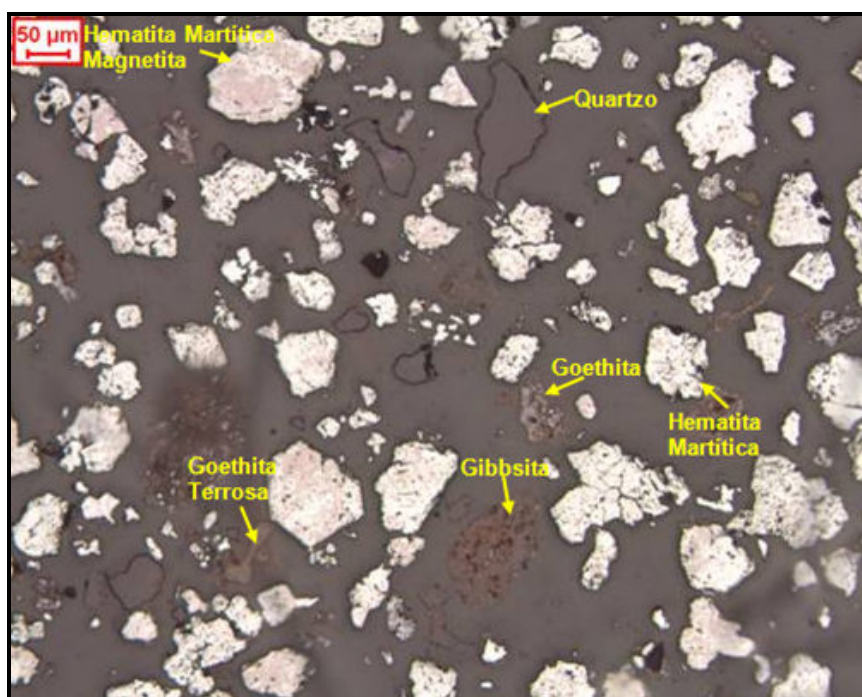


Figura 5. 14: Fotomicrografia do *underflow* da deslamagem do ROM Goethítico – Partículas de hematita martítica em grande quantidade. Partículas de goethita, goethita terrosa e gibbsita permanecem no *underflow*.

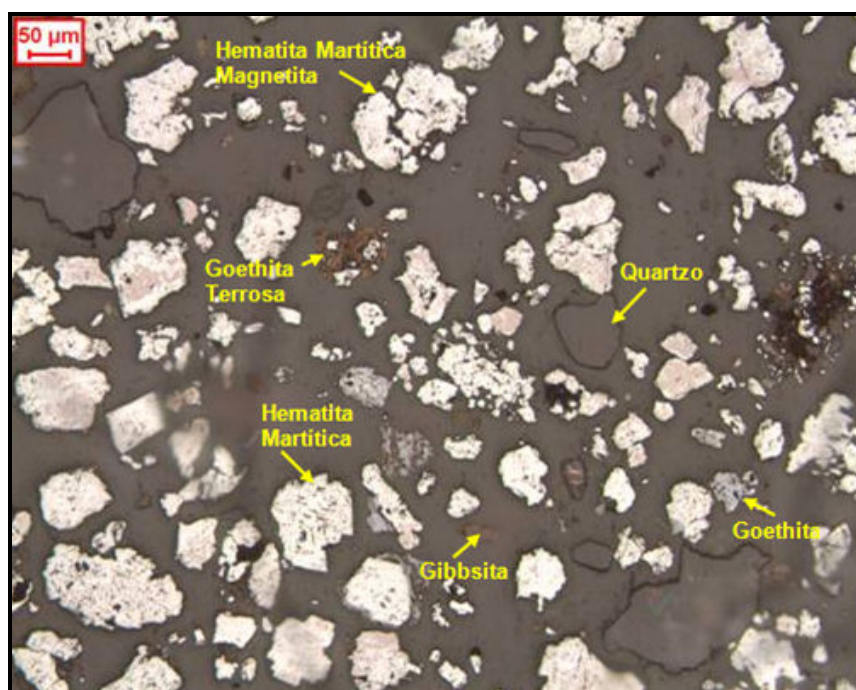


Figura 5. 15: Fotomicrografia do *underflow* da atrição + deslamagem do ROM Goethítico – Grande quantidade de partículas de goethita, goethita terrosa e gibbsita permanecem no *underflow*.

Dos resultados acima pode-se concluir que não houve diferença na remoção de contaminantes no *underflow* das duas amostras geradas a partir do ROM Goethítico.

Considerando-se que o ROM *blending* é a mistura dos dois, conclui-se que também não haverá diferença entre as amostras.

Logo conclui-se que a atrição antecessora à deslamagem não traz vantagens do ponto de vista de remoção de contaminantes ao processo.

5.2.2. 2 Etapa 2A – Flotação catiônica reversa de minério de ferro com separação na fração 0,045 mm

Para cada tipo de ROM foram realizados testes de flotação em célula convencional de bancada conforme Tabela IV. 1 após separação de cada amostra em $< 0,15$ mm e $> 0,045$ mm e $< 0,045$ mm. Os testes consistiram em:

- 1 teste para cada tipo de ROM conforme padrão do CPT, cujos resultados foram apresentados na Tabela V. 20;
- 5 testes para cada tipo de ROM conforme descrito na Tabela IV. 1 na fração 0,15 mm e $> 0,045$ mm;
- 5 testes para cada tipo de ROM conforme descrito na Tabela IV. 1 na fração $< 0,045$ mm;

5.2.2.2. 1 Análise comparativa das alimentações dos testes da flotação catiônica

Para poder comparar dois testes em diferentes condições, deve ser feita uma verificação inicial da alimentação destas duas condições.

A Tabela V. 23 a seguir apresenta os dados da alimentação dos testes realizados com a amostra de *underflow* da deslamagem na fração $< 0,15$ mm. Esta Tabela também apresenta a percentagem em massa em relação ao ROM descontando os 15% de lamas geradas na etapa anterior de deslamagem.

Conforme informado no item de Caracterização Mineralógica do ROM, esta amostra é mais rica em Fe do que a amostra estudada nos testes originais do Projeto Apolo,

portanto a Tabela V.23 também apresenta o teor de Fe da alimentação da flotação conforme RG de Processo da Vale.

Tabela V. 23: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,15 mm

ALIMENTAÇÃO DA FLOTAÇÃO <0,15mm	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	65,21	4,04	0,84	0,03	1,42	100	35
Goethítico	62,58	5,86	1,39	0,04	2,39	100	23
Rico + Goethítico	63,90	4,95	1,11	0,03	1,91	100	29
RG Projeto Apolo	59,89	8,21	1,11	0,05	4,82	100	29

A Tabela V. 24 a seguir apresenta os dados da alimentação da amostra < 0,15 e > 0,045 mm.

Tabela V. 24: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,15 e > 0,045 mm

ALIMENTAÇÃO DA FLOTAÇÃO <0,15mm e >0,045mm	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	65,23	5,44	0,49	0,03	0,97	100	23,9
Goethítico	63,90	5,32	0,90	0,03	1,61	100	16,1
Rico + Goethítico	64,57	5,38	0,69	0,03	1,29	100	20,0

A Tabela V. 25 a seguir apresenta os dados da alimentação da amostra < 0,045 mm.

Tabela V. 25: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,045 mm

ALIMENTAÇÃO DA FLOTAÇÃO <0,045mm	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	65,21	2,77	1,23	0,04	1,90	100	10,7
Goethítico	62,51	4,92	2,32	0,06	3,47	100	7,3
Rico + Goethítico	63,86	3,85	1,78	0,05	2,68	100	9,0

A Tabela V. 26 a seguir apresenta os dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,15 mm e > 0,045 mm somados aos dados da amostra < 0,045 mm, além dos dados da alimentação do RG de Processo da Vale para o Projeto Apolo.

Tabela V. 26: Dados da alimentação dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro < 0,15 mm e > 0,045 mm somados aos dados da amostra < 0,045 mm

ALIMENTAÇÃO DA FLOTAÇÃO <0,15mm (SOMA)	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%		
Rico	65,23	4,61	0,72	0,03	1,26	100	34,6
Goethítico	63,47	5,20	1,34	0,04	2,19	100	23,4
Rico + Goethítico	64,35	4,90	1,03	0,03	1,72	100	29,0
RG Projeto Apolo	59,89	8,21	1,11	0,05	4,82	100	29,0

Das Tabelas V.23 a V.26 pode-se concluir que as alimentações dos dois testes são similares permitindo então comparar os resultados dos testes com e sem separação em 0,045 mm de flotação catiônica reversa de minério de ferro.

5.2.2.2.2 Resultado dos testes de flotação catiônica na fração < 0,15 e > 0,045 mm

A Tabela V. 27 a seguir apresenta os resultados dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro realizados em célula mecânica convencional de laboratório na fração < 0,15 e > 0,045 mm para cada tipo de ROM.

Tabela V. 27: Resultados dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração < 0,15 e > 0,045 mm

Amostra	Teste	Reagentes				Fluxo	R. Massica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Índice de Seletivid.	Ef. de Sep. (%)
		Amina (g/t SiO ₂)	Amido (g/t)	Hexamet. (g/t Alim)	pH			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
ROM Rico <0,15 >0,045mm Atritado e deslamado	1	500	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,19	4,73	0,023	0,68	0,95	99,73	1,03	28,9	53,03
						CO	96,40	67,44	1,52	0,024	0,67	0,96				
						RJ	3,60	4,81	90,64	0,002	0,95	0,79				
	2	500	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,01	4,42	0,024	0,66	0,98	99,83	1,01	14,7	83,61
						CO	98,60	65,82	3,28	0,024	0,64	0,97				
						RJ	1,40	7,89	84,74	0,004	2,24	1,65				
	3	700	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,23	4,60	0,026	0,66	0,97	99,73	1,04	51,0	41,64
						CO	95,66	68,01	0,60	0,027	0,65	0,99				
						RJ	4,34	4,04	92,82	0,001	0,80	0,64				
	4	700	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,03	4,53	0,024	0,66	0,95	99,81	1,03	25,4	65,62
						CO	97,26	66,73	2,08	0,025	0,65	0,95				
						RJ	2,74	4,55	91,58	0,001	1,15	0,94				
	5	700	1000	60	10,5	AL. Calc.	100,00	65,39	4,81	0,026	0,84	1,08	99,40	1,04	27,3	40,52
						CO	95,41	68,12	0,91	0,027	0,81	1,08				
						RJ	4,59	8,60	85,92	0,007	1,38	1,12				
ROM Goethítico <0,15 >0,045mm Atritado e deslamado	1	500	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	64,37	5,26	0,030	0,91	1,57	99,69	1,04	29,7	53,63
						CO	95,82	66,97	1,48	0,031	0,90	1,60				
						RJ	4,18	4,70	91,84	0,003	1,16	0,82				
	2	500	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	64,97	5,37	0,030	0,93	1,60	99,84	1,01	12,7	85,07
						CO	98,71	65,71	4,33	0,030	0,91	1,60				
						RJ	1,29	7,97	84,62	0,005	2,31	1,63				
	3	700	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	63,90	5,32	0,029	0,90	1,61	99,73	1,05	47,7	48,92
						CO	95,11	67,01	0,79	0,030	0,90	1,66				
						RJ	4,89	3,49	93,46	0,001	0,80	0,64				
	4	700	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	64,97	5,24	0,027	0,86	1,65	99,81	1,03	24,5	62,70
						CO	97,02	66,84	2,54	0,028	0,85	1,67				
						RJ	2,98	4,07	92,99	0,002	1,07	0,96				
	5	700	1000	60	10,5	AL. Calc.	100,00	63,91	5,54	0,031	0,94	1,56	99,35	1,05	25,6	49,41
						CO	94,81	66,97	1,11	0,032	0,92	1,59				
						RJ	5,19	7,95	86,40	0,007	1,21	1,05				
ROM Rico + Goethítico <0,15 >0,045mm Atritado e deslamado	1	500	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,66	3,58	0,025	0,66	1,40	99,88	1,01	20,1	81,38
						CO	98,67	66,46	2,44	0,025	0,65	1,40				
						RJ	1,33	5,97	88,15	0,001	1,45	1,42				
	2	500	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,77	3,47	0,027	0,77	1,28	99,93	1,00	9,5	96,44
						CO	99,71	65,92	3,28	0,027	0,76	1,27				
						RJ	0,29	14,94	67,67	0,011	5,59	4,51				
	3	700	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	67,31	1,35	0,026	0,67	1,28	100,00	1,00	37,7	97,86
						CO	99,91	67,37	1,27	0,026	0,67	1,28				
						RJ	0,09	3,49	93,57	0,001	0,83	0,84				
	4	700	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,58	3,71	0,027	0,72	1,35	99,92	1,01	16,4	89,22
						CO	99,2	66,05	3,05	0,027	0,71	1,35				
						RJ	0,8	6,83	85,34	0,005	2,18	1,92				
	5	700	1000	60	10,5	AL. Calc.	100,00	65,60	4,27	0,031	0,85	1,39	99,49	1,02	12,4	70,05
						CO	97,55	66,90	2,45	0,031	0,83	1,38				
						RJ	2,45	13,72	76,82	0,014	1,51	1,83				

De acordo com os resultados da Tabela V.27, o teste 3, que corresponde aos mesmos parâmetros dos testes realizados com a amostra $< 0,15$ mm dos testes do item anterior, mostraram melhor performance em termos de concentração.

Pelo fato da amostra testada já ter um teor de Fe bastante elevado na alimentação, a recuperação metalúrgica foi bastante elevada e o grau de enriquecimento bem baixo para todos os testes.

Pode-se também concluir que o uso de Hexametáfosfato não trouxe benefício à concentração nesta fração.

5.2.2.2.3 Resultado dos testes de flotação catiônica na fração $< 0,045$ mm

A Tabela V. 28 a seguir apresenta os resultados dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro realizados em célula mecânica convencional de laboratório na fração abaixo de 0,045 mm para cada tipo de ROM.

Tabela V. 28: Resultados dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração < 0,045 mm

Amostra	Teste	Reagentes			pH	Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Índice de Seletivid.	Ef. de Sep. (%)
		Amina (g/t SiO ₂)	Amido (g/t)	Hexamet. (g/t Alim)				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
ROM Rico <0,045mm Atritado e deslamado	1	700	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	64,65	3,16	0,038	1,27	1,89	99,13	1,02	11,7	75,47
						CO	97,21	65,93	1,48	0,039	1,12	1,85				
						RJ	2,79	20,19	61,61	0,015	6,64	3,17				
	2	700	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,33	2,55	0,036	1,20	1,83	99,16	1,02	11,0	77,57
						CO	97,64	66,35	1,29	0,036	1,04	1,78				
						RJ	2,36	23,31	54,52	0,020	7,67	3,74				
	3	1200	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,26	2,67	0,037	1,17	1,81	99,08	1,02	18,4	67,04
						CO	96,8	66,79	0,66	0,038	1,02	1,78				
						RJ	3,2	18,85	63,34	0,017	5,82	2,83				
	4	1200	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,21	2,77	0,038	1,23	1,90	98,97	1,02	16,0	68,13
						CO	96,75	66,70	0,78	0,039	1,07	1,86				
						RJ	3,25	20,74	62,06	0,013	5,92	2,96				
	5	1200	1000	60	10,5	AL. Calc.	100,00	65,65	2,66	0,038	1,30	1,85	96,35	1,02	9,0	61,86
						CO	94,12	67,21	0,69	0,038	1,14	1,78				
						RJ	5,88	40,76	34,13	0,033	3,92	2,89				
ROM Goethítico <0,045mm Atritado e deslamado	1	700	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	61,86	5,10	0,057	2,19	3,47	91,89	1,06	9,8	52,95
						CO	87,04	65,31	0,62	0,058	1,72	3,34				
						RJ	12,96	38,69	35,15	0,048	5,32	4,31				
	2	700	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	61,58	4,73	0,057	2,41	3,72	97,24	1,05	16,4	62,33
						CO	92,69	64,60	0,59	0,059	2,18	3,74				
						RJ	7,31	23,22	57,16	0,031	5,32	3,50				
	3	1200	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	61,42	5,38	0,055	2,26	3,46	80,62	1,07	5,9	41,23
						CO	75,47	65,61	0,75	0,055	1,35	3,02				
						RJ	24,53	48,51	19,63	0,056	5,06	4,81				
	4	1200	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	62,51	4,92	0,056	2,32	3,47	97,27	1,05	16,9	55,98
						CO	92,56	65,69	0,59	0,058	2,10	3,48				
						RJ	7,44	22,96	58,80	0,027	5,10	3,32				
	5	1200	1000	60	10,5	AL. Calc.	100,00	61,37	5,17	0,056	2,36	3,53	94,52	1,05	9,4	59,57
						CO	89,85	64,56	0,94	0,058	2,05	3,48				
						RJ	10,15	33,11	42,62	0,042	5,08	3,94				
ROM Rico + Goethítico <0,045mm Atritado e deslamado	1	700	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	64,80	2,53	0,047	1,51	2,69	98,70	1,02	12,2	73,80
						CO	96,74	66,11	0,88	0,048	1,32	2,64				
						RJ	3,26	25,86	51,58	0,029	7,05	4,23				
	2	700	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,52	2,39	0,049	1,53	2,64	98,89	1,01	7,6	81,52
						CO	97,72	66,31	1,49	0,049	1,38	2,58				
						RJ	2,28	31,82	40,77	0,028	7,88	5,02				
	3	1200	1000	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,56	2,47	0,047	1,51	2,56	97,80	1,02	12,7	63,91
						CO	95,56	67,10	0,56	0,048	1,30	2,49				
						RJ	4,44	32,46	43,65	0,035	6,13	4,03				
	4	1200	1500	-	10,5	AL. Calc.	100,00	65,79	2,47	0,049	1,49	2,65	98,56	1,02	14,6	65,32
						CO	96,48	67,21	0,62	0,050	1,34	2,62				
						RJ	3,52	26,88	53,20	0,027	5,51	3,50				
	5	1200	1000	60	10,5	AL. Calc.	100,00	64,85	2,70	0,049	1,68	2,67	89,16	1,03	4,9	52,61
						CO	86,35	66,96	0,80	0,048	1,04	2,31				
						RJ	13,65	51,49	14,72	0,055	5,72	4,97				

De acordo com os resultados da Tabela V.28, o teste 4 de todas as amostras apresentou melhor performance em termos de concentração. Neste teste foi comprovado que na fração $< 0,045$ mm o consumo de reagentes é maior do que na fração mais grossa.

Pelo fato da amostra testada já ter um teor de Fe bastante elevado na alimentação, a recuperação metalúrgica foi bastante elevada e o grau de enriquecimento bem baixo para todos os testes.

O Hexametáfosfato nesta fração mais fina também não trouxe benefício à concentração.

5.2.2.2. 4 Considerações finais

Das Tabelas V.27 e V.28, utilizando os resultados dos testes de melhor performance destacados na cor azul nas referidas Tabelas, foram geradas as Tabelas V.29 e V.30 a seguir que apresentam a qualidade e recuperações em massa com base no fluxograma de processo.

Tabela V. 29: Resultado dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração $< 0,15$ mm e $> 0,045$ mm

PF <0,15mm e >0,045mm	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%	%	%
Rico	68,01	0,60	0,65	0,03	0,99	95,66	22,8
Goethítico	67,01	0,79	0,90	0,03	1,66	95,11	15,3
Rico + Goethítico	67,51	0,70	0,77	0,03	1,32	95,39	19,1

Tabela V. 30: Resultado dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração $< 0,045$ mm

PF <0,045mm	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
	%	%	%	%	%	%	%
Rico	66,70	0,78	1,07	0,04	1,86	96,75	10,4
Goethítico	65,69	0,59	2,10	0,06	3,48	92,56	6,7
Rico + Goethítico	66,19	0,68	1,58	0,05	2,67	94,66	8,5

Logo, das Tabelas V.29 e V.30, efetuou-se a soma ponderada para então obter o resultado final para comparação com os testes de flotação sem separação. A Tabela V.

31 a seguir apresenta a soma das referidas tabelas, bem como a qualidade projetada pelo RG de Processo do Projeto para comparação.

Tabela V. 31: Resultado da soma dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro em < 0,15 mm e > 0,045 mm com < 0,045 mm

PF <0,15mm ATRIT. + DESLAM. (SOMA)	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM	Rec. Met.
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC			
	%	%	%	%	%			
Rico	67,60	0,66	0,78	0,03	1,26	96,00	33,2	99,49
Goethítico	66,61	0,73	1,27	0,04	2,21	94,33	22,1	98,98
Rico + Goethítico	67,10	0,69	1,02	0,03	1,74	95,17	27,6	99,24
RG Projeto Apolo	65,55	1,08	1,81	0,17	2,57	87,91	25,5	96,22

A Tabela V. 32 a seguir apresenta os resultados dos testes de flotação sem separação em 0,045 mm para comparação dos resultados.

Tabela V. 32: Resultado dos testes de flotação catiônica reversa de minério de ferro sem separação em 0,045 mm

PF <0,15mm	QUÍMICA GLOBAL					R.M.	% ROM	Rec. Met.
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC			
	%	%	%	%	%			
Rico	67,74	0,48	0,77	0,03	1,39	94,06	32,6	97,71
Goethítico	66,90	0,34	1,06	0,04	2,06	82,59	19,3	88,29
Rico + Goethítico	67,32	0,41	0,91	0,03	1,72	88,33	25,6	93,00
RG Projeto Apolo	65,55	1,08	1,81	0,17	2,57	87,91	25,5	96,22

Comparando-se as duas Tabelas, pode ser afirmado que:

- Não há comprometimento da qualidade com a separação em 0,045 mm;
- A separação em 0,045 mm promoveu um aumento de 2% na Recuperação Mássica da flotação, que correspondeu a 6% de aumento em Recuperação Metalúrgica.

Logo conclui-se que a separação da flotação em 0,045 mm traz benefício para a flotação catiônica reversa de minério de ferro, comprovando os resultados obtidos por Lima (2010) e Cruz (2010).

5.2.2.2. 5 Balanço de massas da etapa de geração de Pellet feed

Dos resultados listados acima, com intuito de avaliar o ganho em massa dos testes sem separação versus os testes com separação em 0,045 mm em relação ao previsto no Projeto Apolo, efetuou-se o cálculo do balanço de massas para todas as opções testadas na etapa de testes na fração $< 0,15$ mm.

A Figura 5. 16 a seguir apresenta o fluxo de testes e geração de produtos considerando as massas em cada estágio em relação ao ROM.

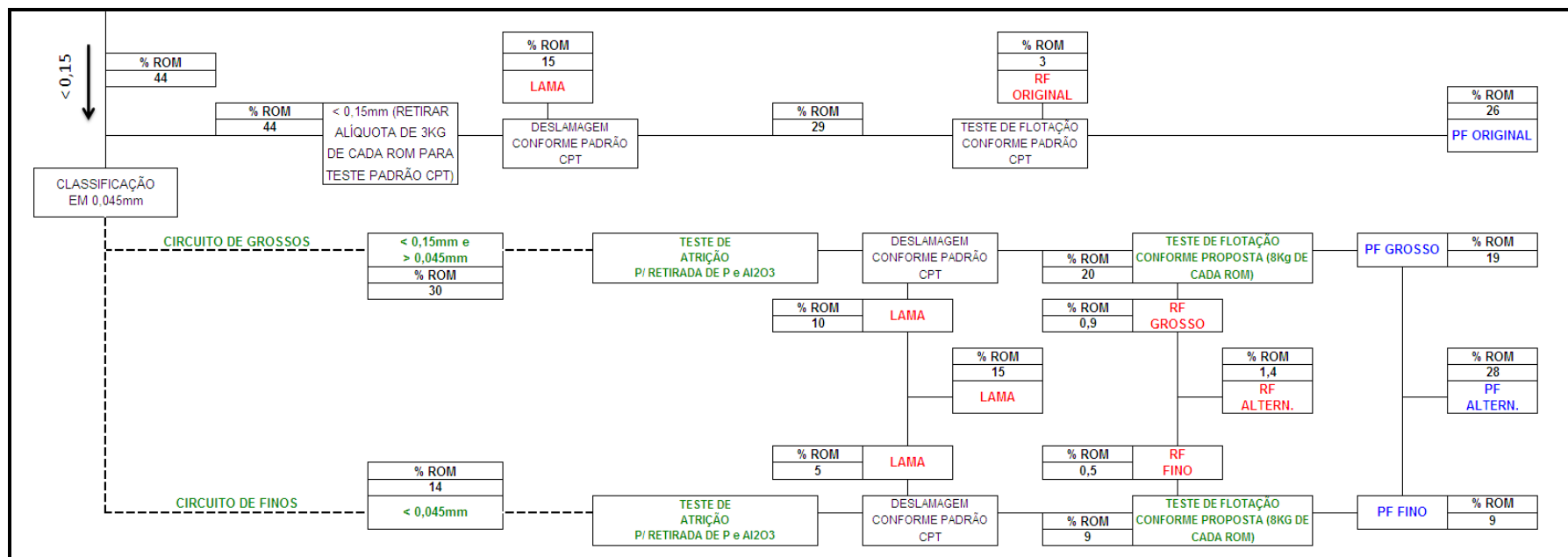


Figura 5. 16: Fluxograma dos testes de Pellet feed com as massas em relação ao ROM de acordo com os resultados dos testes.

5.2.2.3 Etapa 2B – Flotação aniônica direta de minério de ferro

A Etapa 2B de testes de flotação é diferente da flotação convencional catiônica reversa de minério de ferro, pois visa a separação de óxidos de ferro (hematita e magnetita) de hidróxidos de ferro (goethitas) com intuito de diminuir o PPC e consequentemente aumentar o ponto metálico de Fe no concentrado final.

5.2.2.3.1 Características da alimentação dos testes da Etapa 2B

Após coletar os concentrados do melhor teste de grossos e finos e tê-los reunido proporcionalmente de acordo com as massas do balanço de massas, gerou-se a alimentação dos testes da Etapa 2B. A Tabela V. 33 a seguir apresenta a qualidade química para cada tipo de ROM.

Tabela V. 33: Qualidade química da alimentação dos testes da Etapa 2B

ALIMENTAÇÃO DA FLOTAÇÃO 2B	QUÍMICA GLOBAL				
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC
	%	%	%	%	%
Rico	68,25	0,54	0,84	0,03	1,06
Goethítico	66,94	0,52	1,13	0,04	1,92
Rico + Goethítico	67,60	0,53	0,98	0,03	1,49

É claro notar que a qualidade química desta alimentação já se encontra nas especificações do pellet feed especial principalmente no que tange aos contaminantes típicos de minérios hidratados como a Al₂O₃, P e PPC. Para efeito comparativo, o motivador desta etapa de testes foi o concentrado final previsto para o Projeto Apolo, cuja análise química é apresentada na Tabela V. 34 a seguir.

Tabela V. 34: Qualidade química prevista para o pellet feed do Projeto Apolo conforme RG da Vale

Pellet feed previsto no Projeto	QUÍMICA GLOBAL				
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC
	%	%	%	%	%
Apolo	65,55	1,08	1,81	0,16	2,57

Portanto, pela importância científica deste trabalho fundamentado em teses de doutorado até então pouco exploradas, decidiu-se não abortar estas amostras e realizar os testes conforme programado e efetuar posteriormente testes complementares com amostras de concentrado de outras Minas da Vale.

5.2.2.3. 2 Etapa 2B – Bateria 1 de testes

A Etapa 2B – Bateria 1 foi realizada com as amostras descritas no item anterior e foi denominada desta forma pois foram feitas outras baterias de testes com amostras diferentes. Conforme a Tabela IV. 2, os testes consistiram em:

- 4 testes a temperatura ambiente para cada tipo de ROM conforme padrão da Vale variando-se o uso de possíveis coletores: ácido oleico e alquil sulfato intercalando com amina e mantendo-se o amido com dosagem constante;
- 2 testes com aumento da temperatura da polpa para 85° C intercalando os possíveis coletores: ácido oleico e alquil sulfato.
- 1 teste com o uso de ultrassom na polpa.

As Tabelas V.35 a V.37 a seguir apresentam os resultados dos testes realizados na Etapa 2B – Bateria 1.

Tabela V. 35: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 1 com ROM Rico

Amostra	Teste	Condições							Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)						Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Ef. de Sep. (%)	Observações
		Temp. oC	Ultrassom Utilização	Coletor		Amina (g/t Alim)	Amido (g/t Alim)	Hexamet. (g/t Alim)			pH	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
				Tipo	(g/t Alim)															
ROM Rico	1	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,88	0,66	0,029	0,77	1,12	96,46	1,00	86,38	Não ocorreu mineralização das bolhas.
										CO	96,15	68,10	0,65	0,029	0,60	0,96				
										RJ	3,85	62,34	0,83	0,030	5,06	4,99				
	2	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	68,26	0,65	0,030	0,85	1,20	71,49	1,00	60,84	Ocorreu espumação sem consistência nas bolhas, no entanto houve mineralização.
										CO	71,22	68,52	0,48	0,028	0,76	1,14				
										RJ	28,78	67,62	1,08	0,036	1,06	1,36				
	3	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	60	7	AL. Calc.	100,00	67,91	0,83	0,034	0,94	1,11	92,93	1,00	79,23	A adição de Hexametafosfato não ajudou na flotação.
										CO	92,51	68,22	0,78	0,034	0,71	0,94				
										RJ	7,49	64,11	1,46	0,035	3,72	3,22				
	4	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	60	7	AL. Calc.	100,00	68,23	0,63	0,033	0,84	1,14	77,60	1,00	72,67	A adição de Hexametafosfato não ajudou na flotação.
										CO	77,47	68,34	0,50	0,029	0,77	1,13				
										RJ	22,53	67,84	1,06	0,045	1,07	1,17				
	5	85	-	Sulfato de Sódio	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	68,25	0,54	0,031	0,84	1,06	96,69	1,00	89,08	Houve espumação sem auxílio de Amina.
										CO	96,50	68,39	0,53	0,031	0,74	1,00				
										RJ	3,50	64,46	0,88	0,028	3,48	2,65				
	6	85	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,97	0,80	0,030	0,87	1,19	75,27	1,00	74,26	-
										CO	75,24	68,00	0,74	0,029	0,85	1,11				
										RJ	24,76	67,89	0,97	0,035	0,93	1,42				
	7	Ambiente	Sim	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,84	0,69	0,029	0,87	1,25	43,28	1,00	43,17	A utilização de ultrassom não ajudou na flotação.
										CO	43,28	67,85	0,46	0,032	0,87	1,41				
										RJ	56,72	67,84	0,87	0,026	0,87	1,12				

Tabela V. 36: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 1 com ROM Goethítico

Amostra	Teste	Condições								pH	Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enrique- cimento	Ef. de Sep. (%)	Observações
		Temp.	Ultrassom	Coletor		Amina	Amido	Hexamet.					Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
		oC	Utilização	Tipo	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)													
ROM Goethítico	1	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,22	0,60	0,038	1,00	1,95	97,01	1,00	86,56	-	
										CO	96,58	67,52	0,58	0,037	0,82	1,73					
										RJ	3,42	58,77	1,11	0,078	6,12	8,22					
	2	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	66,81	0,56	0,039	1,01	2,05	93,94	1,00	87,82	-	
										CO	93,65	67,02	0,51	0,039	0,90	1,93					
										RJ	6,35	63,75	1,34	0,045	2,67	3,85					
	3	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	60	7	AL. Calc.	100,00	67,01	0,45	0,040	1,01	1,88	93,21	1,01	79,26	-	
										CO	92,59	67,46	0,42	0,037	0,72	1,54					
										RJ	7,41	61,43	0,83	0,073	4,66	6,10					
	4	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	60	7	AL. Calc.	100,00	66,95	0,47	0,039	1,02	2,03	97,44	1,00	89,13	-	
										CO	97,06	67,21	0,46	0,039	0,82	1,85					
										RJ	2,94	58,37	0,71	0,049	7,48	8,04					
	5	85	-	Sulfato de Sódio	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	66,94	0,52	0,039	1,13	1,92	86,29	1,01	67,73	Quanto maior o nível de hidratação da amostra, maior é o efeito do sulfato de sódio associado ao aumento de temperatura.	
										CO	85,45	67,60	0,51	0,038	0,53	1,51					
										RJ	14,55	63,08	0,56	0,045	4,63	4,35					
	6	85	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,04	0,55	0,044	0,96	2,09	82,48	1,00	81,99	-	
										CO	82,46	67,06	0,53	0,045	0,90	2,07					
										RJ	17,54	66,96	0,65	0,038	1,25	2,17					
	7	Ambiente	Sim	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	66,63	0,59	0,037	1,08	2,09	52,85	1,00	52,41	-	
										CO	52,83	66,66	0,67	0,037	0,96	2,13					
										RJ	47,17	66,60	0,50	0,038	1,22	2,05					

Tabela V. 37: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 1 com ROM Rico + Goethítico

Amostra	Teste	Condições								Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)	Grau de Enriquecimento	Ef. de Sep. (%)	Observações
		Temp.	Ultrassom	Coletor		Amina	Amido	Hexamet.	pH			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC				
		oC	Utilização	Tipo	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)												
ROM Rico + Goethítico	1	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,62	0,85	0,031	0,93	1,47	96,38	1,01	76,28	-
										CO	95,68	68,12	0,74	0,031	0,59	1,25				
										RJ	4,32	56,65	3,27	0,037	8,45	6,34				
	2	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,81	0,79	0,033	0,94	1,47	79,09	1,00	77,80	-
										CO	79,05	67,85	0,77	0,033	0,98	1,47				
										RJ	20,95	67,68	0,87	0,033	0,81	1,46				
	3	Ambiente	-	Sulfato de Sódio	50	50	1000	60	7	AL. Calc.	100,00	67,97	0,92	0,034	0,97	1,43	94,46	1,01	72,26	-
										CO	93,80	68,45	0,79	0,033	0,70	1,22				
										RJ	6,20	60,77	2,85	0,045	5,10	4,58				
	4	Ambiente	-	Ácido Oleico	50	-	1000	60	7	AL. Calc.	100,00	67,53	1,10	0,053	0,97	1,42	84,28	1,00	83,20	-
										CO	84,24	67,56	1,13	0,057	0,97	1,42				
										RJ	15,76	67,36	0,95	0,032	0,96	1,43				
	5	85	-	Sulfato de Sódio	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,13	1,19	0,034	1,07	1,51	72,66	1,01	61,59	-
										CO	72,19	67,57	1,27	0,035	0,65	1,22				
										RJ	27,81	66,00	0,97	0,033	2,15	2,27				
	6	85	-	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,54	0,98	0,032	0,88	1,44	90,94	1,00	91,81	-
										CO	90,97	67,52	1,00	0,032	0,87	1,44				
										RJ	9,03	67,78	0,80	0,032	0,93	1,49				
	7	Ambiente	Sim	Ácido Oleico	50	-	1000	-	7	AL. Calc.	100,00	67,41	1,00	0,033	0,88	1,53	86,79	1,00	85,11	-
										CO	86,73	67,46	1,02	0,033	0,84	1,50				
										RJ	13,27	67,08	0,84	0,030	1,16	1,72				

Das Tabelas anteriores pode-se então afirmar que:

- O uso de Hexametáfosfato não apresentou qualquer benefício à flotação;
- A utilização de Ácido Oleico não apresentou qualquer benefício à flotação;
- Nas amostras de ROM Rico e ROM *Blending* não foi possível enxergar ganhos como previsto pela análise da alimentação, contudo pelos resultados do teste 5 da amostra de ROM Goethítico pode-se concluir que quanto maior o nível de hidratação da amostra, maior é o efeito do Sulfato de sódio associado ao aumento de temperatura. Ao se comparar a Tabela V. 33 com a Tabela V. 38 abaixo, fica mais evidente esta afirmação.

Tabela V. 38: Resultado do teste 5 de cada tipo de ROM da Etapa 2B – Bateria 1

CONCENTRADO TESTE 5 (ETAPA 2B - BATERIA 1)	QUÍMICA GLOBAL					Rec. Massa	Rec. Met.	Grau Enriq.	Índice Selet.
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC				
	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Rico	68,39	0,53	0,74	0,03	1,00	96,50	96,69	1,00	2,23
Goethítico	67,60	0,51	0,53	0,04	1,51	85,45	86,29	1,01	3,06
Rico + Goethítico	67,57	1,27	0,65	0,04	1,22	72,19	72,66	1,01	1,84

Dando prosseguimento aos testes da Etapa 2B, foi decidido efetuar testes complementares com uma amostra do pellet feed Goethítico da Mina de Alegria da Vale com alto nível de hidratação denominada amostra 04. Esta etapa foi então denominada de Etapa 2B – Bateria 2.

5.2.2.3. 3 Etapa 2B – Bateria 2 de testes

As características química e mineralógica da amostra 04 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Etapa 2B – Bateria 2 são apresentadas nas Tabelas V.39 e V.40 a seguir.

Tabela V. 39: Qualidade química da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 2

Química Global (%)				
Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
58,01	3,02	0,083	1,55	11,06

Tabela V. 40: Característica mineralógica da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 2

Mineralogia da alimentação										
HE	HL	HC's	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	PO
0,15	1,50	1,00	7,43	0,57	71,40	5,07	2,02	0,48	0,43	8,03
										100,00

É evidente que esta amostra é puramente goethítica contendo em torno de 76,5% de goethitas e apenas 10,6% de hematitas + magnetita.

Além disso esta amostra não se assemelha ao pellet feed previsto para o Projeto Apolo de 65% de Fe.

Os testes da Etapa 2B – Bateria 2 foram estruturados da seguinte forma:

- Verificação do efeito do sulfato de sódio com e sem amina à temperatura ambiente;
- Verificação do efeito da temperatura da polpa à 85° C utilizando o sulfato de sódio com e sem amina.

Os resultados dos testes são apresentados na Tabela V. 41 a seguir.

Tabela V. 41: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 2 com a amostra 04 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale

Amostra	Teste	Condições						Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)
		Temperatura	Coletor		Amina	Amido	pH			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC	
		oC	Tipo	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)									
IGO de Alegria (Amostra 04)	1	Ambiente	Sulfato de Sódio	50	-	1000	7	AL. Calc.	100,00	58,02	2,89	0,083	1,48	11,13	100,00
								CO	100,00	58,02	2,89	0,083	1,48	11,13	
								RJ	0,00						
	2	Ambiente	Sulfato de Sódio	50	50	1000	7	AL. Calc.	100,00	57,98	2,91	0,081	1,50	11,11	95,74
								CO	95,51	58,12	2,75	0,081	1,45	11,10	
								RJ	4,49	54,95	6,33	0,073	2,61	11,43	
	3	85	Sulfato de Sódio	50	-	1000	7	AL. Calc.	100,00	58,13	2,89	0,081	1,50	11,13	98,89
								CO	98,85	58,16	2,89	0,081	1,48	11,11	
								RJ	1,15	55,94	2,76	0,080	2,93	12,52	
	4	85	Sulfato de Sódio	50	50	1000	7	AL. Calc.	100,00	58,14	2,90	0,082	1,52	11,12	99,28
								CO	99,22	58,17	2,87	0,082	1,51	11,12	
								RJ	0,78	53,96	7,12	0,074	2,81	11,72	

Da Tabela V.41 podem-se extrair as seguintes conclusões:

- Os testes realizados com a amostra 04 não se apresentaram promissores devido ao fato que mais de 70% dos minerais de Fe presentes nessa amostra são goethitas, portanto para amostras com níveis extremos de hidratação, a flotação aniônica direta não funciona devendo ser adotada estratégia diferente de concentração, ou seja tratamento térmico;
- O sulfato de sódio em $\text{pH} = 7$ se comporta como ativador de superfície para separar partículas de goethitas das hematitas, pois ele individualmente no sistema não atua como coletor; portanto a utilização de amina é necessária como agente coletor;
- O aumento da temperatura melhora a ação do sulfato de sódio.

Para diminuir as dúvidas finais desta Etapa 2B de testes causados pelo alto grau de hidratação da amostra 04 do pellet feed da Mina de Alegria, foi então escolhida a amostra 02 do pellet feed também da Mina de Alegria com um menor nível de hidratação para os testes da Etapa 2B – Bateria 3.

5.2.2.3. 4 Etapa 2B – Bateria 3 de testes

As características química e mineralógica da amostra 02 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Etapa 2B – Bateria 3 são apresentadas nas Tabelas V.42 e V.43 a seguir.

Tabela V. 42: Qualidade química da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 3

Química Global (%)				
Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
64,13	1,24	0,040	0,41	6,26

Tabela V. 43: Característica mineralógica da alimentação dos testes da Etapa 2B – Bateria 3

Mineralogia da alimentação										
HE	HL	HC's	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	PO
1,31	6,43	6,21	14,09	16,01	42,66	2,12	0,55	0,07	0,24	9,25
										100,00

Esta amostra apresenta-se mais semelhante ao pellet feed previsto no Projeto Apolo contendo menor nível de hidratação que a amostra 04 da Bateria de testes anterior, ou seja, em torno de 45% de goethitas e 35% de hematitas + magnetita.

Também pode-se afirmar neste momento que pela correlação das análises mineralógica e química, o mineral que governa o teor de PPC é a goethita compacta.

Com base nas conclusões dos testes da Bateria 2, os testes da Bateria 3 foram estruturados da seguinte forma:

- Testes somente com alta temperatura para aumentar o efeito do sulfato de sódio, o qual foi definido nesta dissertação de ativador de superfície;
- Variação das dosagens de sulfato de sódio e amina.

Os resultados dos testes são apresentados na Tabela V. 44 a seguir.

Tabela V. 44: Resultado dos testes da Etapa 2B – Bateria 3 com a amostra 02 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale

Amostra	Teste	Condições						Fluxo	R. Mássica (%)	Química Global (%)					Rec. Metálica (%)
		Temperatura	Ativador		Amina	Amido	pH			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC	
		oC	Tipo	(g/t Alim)	(g/t Alim)	(g/t Alim)									
IGO de Alegria (Amostra 02)	1	85	Sulfato de Sódio	50	50	1000	7	AL. Calc.	100,00	64,21	1,59	0,037	0,40	6,37	97,11
								CO	96,52	64,60	0,92	0,038	0,40	6,48	
								RJ	3,48	53,33	20,22	0,019	0,44	3,36	
	2	85	Sulfato de Sódio	100	50	1000	7	AL. Calc.	100,00	63,99	1,89	0,039	0,40	6,30	86,84
								CO	86,39	64,32	0,95	0,041	0,40	6,66	
								RJ	13,61	61,88	7,83	0,023	0,39	4,04	
	3	85	Sulfato de Sódio	100	100	1000	7	AL. Calc.	100,00	64,69	1,50	0,036	0,36	6,08	96,65
								CO	96,13	65,04	0,84	0,037	0,36	6,27	
								RJ	3,87	55,99	17,98	0,009	0,41	1,45	
	4	85	Sulfato de Sódio	200	100	1000	7	AL. Calc.	100,00	64,20	1,55	0,039	0,39	6,44	82,90
								CO	82,65	64,40	0,90	0,042	0,38	6,77	
								RJ	17,35	63,27	4,64	0,027	0,41	4,85	

Da Tabela V.44 podem-se extrair as seguintes conclusões:

- Os teores de Fe nos concentrados de todos os testes ficaram iguais do ponto de vista de performance, ou seja em média = 64,60 % Fe, aumentando em 0,4% Fe em relação à alimentação;
- O aumento da dosagem de sulfato de sódio de 50 para 100g/t de alimentação melhorou a flotação de hematita;
- O aumento de dosagem de amina de 50 para 100g/t de alimentação prejudica a seletividade da flotação.

Para entender melhor a flotação da Etapa 2B – Bateria 03 foi feitas as caracterizações mineralógicas dos produtos dos melhores testes gerados nas Baterias 02 e 03. As Tabelas V.45 e V.46 apresentam os resultados de mineralogia.

Tabela V. 45: Mineralogia dos produtos da Etapa 2B – Bateria 2 com a amostra 04 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale

Fluxo/Amostra	Rec. Mássica Flotação (%)	Quantificação Mineralógica																	
		HE	HL	HG	HMic	HS	HC's	HM	MA	GMac	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	PO	GL
Conc. AM 02	86,39	0,10	9,34	8,11	0,00	0,97	18,52	12,56	15,45	43,18	43,18	8,12	1,60	0,01	0,29	0,02	0,24	4	99
Rej. AM 02	13,61	1,17	16,10	35,58	0,00	0,61	53,46	8,67	1,92	23,47	23,47	1,46	10,36	0,10	0,20	0,10	0,22	3	99

Tabela V. 46: Mineralogia dos produtos da Etapa 2B – Bateria 3 com a amostra 02 de pellet feed goethítico da Mina de Alegria da Vale

Fluxo/Amostra	Rec. Mássica Flotação (%)	Quantificação Mineralógica																	
		HE	HL	HG	HMic	HS	HC's	HM	MA	GMac	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	PO	GL
Conc. AM 04	82,65	1,14	4,93	10,29	0,00	1,87	18,23	12,56	12,16	51,20	51,58	4,08	0,95	0,17	0,28	0,00	0,00	7	85
Rej. AM 04	17,35	21,01	24,16	22,02	0,00	1,99	69,18	12,31	1,90	9,46	9,46	0,75	5,71	0,17	0,00	0,00	0,52	3	97

Nota: Devido a flotação ser diferente da flotação convencional de minério de ferro, adotou-se continuar com o seguinte critério: Concentrado = Afundado e o Rejeito = Flotado.

Portanto da análise das Tabelas anteriores, pode-se concluir o seguinte:

- A maioria dos minerais flotados foi: hematita e quartzo;
- A razão de o quartzo ter sido flotado em $\text{pH} = 7$ não é ainda explicável;
- A hematita foi flotada $\text{pH} = 7$ porque uma vez que, nesse valor de pH , o sulfato de sódio age preferencialmente nas superfícies das hematitas do que na superfície das goethitas.
- Os cristais das goethitas flotadas são bem menores que os cristais das goethitas que ficaram no concentrado. Esses dois fatores explicam a causa do menor PPC no fluxo de rejeito (flotado).

6 CONCLUSÕES

6.1 Etapa 1 – Caracterização Mineralógica

As amostras coletadas inicialmente possuem características mineralógicas bem próximas e podem ser consideradas como predominantemente hematíticas, ao passo que a amostra do Projeto Apolo contém muito mais goethitas em sua composição.

A presença de gibbsita (HOHAl_2O_3) contribui para o aumento de Al_2O_3 na composição química das amostras e esta se encontra inclusa nos poros de goethita e goethita terrosa.

O mineral que governa o teor de PPC é a goethita compacta.

6.2 Etapa 2 – Testes de concentração em bancada

6.2.1 Etapa de geração de Sinter feed – Testes nas frações > 0,15 mm

Na fração > 0,15 mm, ou no estágio de geração de sinter feed, a rota original do Projeto é a melhor solução de processo.

6.2.2 Etapa de geração de Pellet feed – Testes nas frações < 0,15 mm

6.2.2.1 Etapa 2A – Flotação catiônica reversa de minério de ferro com separação na fração 0,045 mm

A atrição antecessora à deslamagem não traz vantagens do ponto de vista de remoção de contaminantes ao processo.

O uso de hexametáfosfato de sódio não trouxe benefício à flotação catiônica reversa de minério de ferro em nenhuma das frações testadas.

Na flotação catiônica reversa de minério de ferro na fração < 0,045 mm, o consumo de reagentes é maior do que na fração < 0,15 e > 0,045 mm.

A separação em 0,045 mm promove aumento da recuperação mássica da flotação em torno de 2%, que corresponde a 6% de aumento em recuperação metalúrgica sem comprometer a qualidade.

6.2.2. 2 Etapa 2B – Flotação aniônica direta de minério de ferro

O uso de hexametáfosfato de sódio não apresentou qualquer benefício à flotação.

A utilização de ácido oleico não apresentou qualquer benefício à flotação.

O uso de ultrassom não apresentou qualquer benefício à flotação.

Quanto maior o nível de hidratação da amostra, ou seja, maior a presença de minerais hidratados ou goethíticos, maior é o efeito do sulfato de sódio associado ao aumento de temperatura da polpa, contudo, em níveis extremos de hidratação ou acima de 70% de goethitas na composição mineralógica, a flotação aniônica direta não funciona.

Para a amostra com nível médio de hidratação, os teores de Fe nos concentrados dos testes de flotação direta ficaram iguais do ponto de vista de performance, ou seja em média = 64,60 % Fe, contudo, apresentaram aumento de 0,4% Fe em relação à alimentação, onde a maioria dos minerais flotados constituído por hematita e o quartzo.

A hematita foi flotada em pH = 7 uma vez que, nesse valor de pH, o sulfato de sódio age preferencialmente na superfície das hematitas do que na superfície das goethitas.

O sulfato de sódio em pH = 7 se comporta como ativador de superfície para separar partículas de goethitas das hematitas, pois ele individualmente no sistema não atua como coletor requerendo o uso de amina.

Os cristais das goethitas flotadas são bem menores que os cristais das goethitas que ficaram no concentrado. Esses dois fatores explicam a causa do menor PPC no fluxo de rejeito (flotado).

O aumento da temperatura melhora a ação do sulfato de sódio atuando como ativador de superfície da hematita.

O aumento da dosagem de sulfato de sódio de 50 para 100g/t de alimentação melhorou a flotação de hematita.

O aumento de dosagem de amina de 50 para 100g/t de alimentação prejudica a seletividade da flotação.

7 RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

A separação da alimentação da flotação em 0,045 mm traz um benefício de recuperação mássica do concentrado final da flotação convencional, podendo a empresa ganhar em torno de 2% de aumento de produção sem investir muito dinheiro para adequação sua flotação. No mercado de minério de ferro isto é significativo pelo alto valor produtivo e o preço do minério de ferro ainda se apresentar em torno de US\$100/t.

O aumento da temperatura da polpa e a introdução do sulfato de sódio como ativador da superfície da hematita podem levar ao aumento do teor de ferro no concentrado e estes dois novos parâmetros podem vir a ser promissores nos estudos de flotação direta de minério de ferro, principalmente no aproveitamento de ROM's itabiríticos do Quadrilátero Ferrífero que se apresentam cada vez mais pobres em teor de ferro.

8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Realizar mais testes de bancada e posteriormente um teste piloto com amostras com nível médio de hidratação, ou seja, em torno de 50% de goethitas, considerando a separação da alimentação da flotação em duas frações.

Realizar mais testes com aquecimento da polpa, pois o aumento de temperatura contribui na melhor atuação dos reagentes principalmente do sulfato de sódio em pH = 7.

9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BALTAR, C. A. M. (2000) Flotação no tratamento de minério, Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Pernambuco, Cap. 2 – 8.

CABRAL, A. S. (2010) Rotas de processo para minérios goethíticos. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

CILEK E. C. and OZGEN S. (2009) Effect of ultrasound on separation selectivity and efficiency of flotation, *Minerals Engineering*, V. 22, no 14.

CHAVES A. P.; FILHO L. S. L. e BRAGA P. F. A. (2010) In: Tratamento de minérios 5a edição, Cetem. p. 465.

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

CORRADINI E.; LOTTI C.; MEDEIROS, E. S. de; CARVALHO A. J. F.; CURVELO A. A. S.; MATTOSO L. H. C. (2005) Estudo comparativo de amidos termoplásticos derivados do milho com diferentes teores de amilose; *Polímeros* V. 15 no 4 São Carlos; Artigo técnico - científico.

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

CRUZ, M.R.; PERES, A.E.C.; CASTRO, E.B.; TURRER, H.D.G. (2003) Modificação do circuito de Flotação da planta de beneficiamento de Vargem Grande. IV Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e XXXIII Seminário de redução de minério de Ferro e Matérias Primas; Ouro Preto-MG.

CRUZ, M. R. (2010) Flotação fracionada: aumento do rendimento da flotação através da divisão da alimentação em duas frações granulométricas, Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

DANA, J. D. (1974) Manual de Mineralogia. 1ª Edição. Livros Técnicos e Científicos Editora S.A, Rio de Janeiro, RJ, p. 642.

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

DETLEF, H. G. W. (1986) Principais depósitos Minerais do Brasil. Departamento Nacional da Produção Mineral, DNPM, Brasília, DF, Cap. 5; vol 2, p. 3 – 6.

FONSECA, D. C. (1992) Estudo Mineralógico do “Pellet Feed Fines”, visando redução do teor de fósforo, Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

FUERSTENAU, M. C. (1982) Semi – soluble salt flotation. In: Principles of flotation. King, R. P. (Editor). South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg. Chapt. 10, p. 199 – 213.

FUERSTENAU, M. C. and HAN, K. N. (2003) Principles of Minerals Processing, Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Chapt. 8, p.250 – 253.

FUERSTENAU, M. C. and SOMASUNDARAN P. (2003) In: Principles of Mineral Processing. Fuerstenau, M. C. and Han, K. N. (Editors), Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., Chapt. 8, p. 245 – 306.

GALLIOS, G. P. and MATIS, K. A. (1992) Innovations in Flotation Technology. Mavros, P. and Matis, K. A. (Editors). Kluwer Academic Publishers, p. 357 – 381.

GLEMBOTSKII, V. A. (1968) Investigation of separate conditioning of sands and slimes with reagents prior to joint flotation. International Mineral Processing Congress, 8, Paper S-16, Leningrado.

GLEMBOTSKII, V. A.; KLASSEN, V. I. and PLAKSIN, I. N. (1972) Flotation. Primary Sources, New York, p. 633.

GONG, W. Q.; KLAUBER, C.; WARREN, L. J. (1993) Mechanism of action of sodium silicate in the flotation of apatite from hematite. International journal of mineral processing, v. 39, p. 251 – 273.

GONTIJO, C. F. (2010) Aumento da seletividade da flotação reversa de minério de ferro com a utilização de polieletrólitos. 40º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-Primas & 11o Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro da ABM.

GUIMARÃES, R. C. (1995) Separação de barita em minérios fosfáticos através de flotação em coluna. Dissertação de mestrado em Engenharia Mineral, UPESP, SP.

HALL, S. (1996) Froth flotation – The importance of the froth. Mining Magazine, p. 16 - 17.

HARRIS, P. J. (1982) Frothing Phenomena and Frothers. In: Principles of flotation. King, R. P. (Editor). South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg. Chapt. 13, p. 237 – 250.

HENRIQUES, A. B. (2012) Caracterização e estudo das propriedades eletrocinéticas dos minerais de ferro: hematita, goethita e magnetita, Tese de doutorado em Engenharia Metalúrgica de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

IWASAKI, I.; COOKE S. R. B. and COLOMBO, A. F. (1960) U.S. Bureau of Mines, Report of investigations (RI 5593) p.1 – 23.

KLEIN, C. and HURLBUT, C. S. Jr. (1999) Manual of Mineralogy, 21st Revised Edition, New York.

KLIMPEL, R. R. and HANSEN, R. D. (1988) Frothers. In: Reagents in Mineral Technology. Somasundaran, P. and Moudgil, B. M. (Editors), Marcel Dekker, Inc., New York p. 385 – 409.

LIMA, N. P. (2010) Avaliação do processo de flotação para diferentes frações granulométricas. Tese de Doutorado em Tecnologia Mineral, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

LIU, Q and LASKOWSKI, J. S. (1989) The role of metal hydroxides at mineral surfaces in dextrin adsorption, I. Studies on modified quartz samples. International Journal of Mineral Processing, p. 297 – 316.

LOVELL, V. M. (1982) Industrial flotation reagents. In: Principles of flotation. King, R. P. (Editor). South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg. Chapt. 5, p. 73 – 89.

MISHRA, S. K. (1988) Anionic collectors in nonsulfide mineral flotation. In: Reagents in Mineral Technology. Somasundaran, P. and Moudgil, B. M. (Editors), Marcel Dekker, Inc. New York, p. 195 – 217.

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

OLIVEIRA, J. F. (2006) Flotação. Setor Mineral: Tendências Tecnológicas. Texto elaborado para o projeto Setor Mineral – Tendências Tecnológicas do Centro de Tecnologia Mineral – CETEM, p. 3 – 18.

OZKAN, S. G. (2002) Beneficiation of magnesite slimes with ultrasonic treatment, Minerals Engineering, 15, p. 99 – 101.

OZKAN, S. G. and KUYUMCU, H. Z. (2006) Investigation of mechanism of ultrasound on coal flotation, *International Journal of Mineral Processing*, 81, p. 201 – 203.

OZKAN, S. G. and KUYUMCU, H. Z. (2007) Design of a flotation cell equipped with ultrasound transducers to enhance coal flotation. In: *Ultrasonics Sonochemistry*. 14, p. 524 – 529.

QUAST, K. B. (2000) A review of hematite flotation using 12 – carbon chain collectors. *Minerals Engineering*, 13 (13), p. 1361 – 1376.

QUEIROZ, L. A. e BRANDÃO, P. R. G. (2009) *Revista Metalurgia e Materiais ABM*, no 597, volume 65, p.148 – 154.

QUEIROZ, L. A.; FERREIRA A. D.; PADOVEZI, A. D.; PURIFICAÇÃO, E. X.; CÂNDIDO, M. H. Z. (2003) Análise mineralógica aplicada ao desenvolvimento de processos e produtos de minérios de ferro. In: *III Seminário de laboratórios da CVRD*.

RABOCKAI, T. (1979) *Físico-química de Superfícies*, OEA, Washington, Cap.2, p. 10.

RAMDHOR, P. (1980) *The Ore Minerals and Their Intergrowths*. 2ed. Oxford: Pergamon Press Ltd., 1202p.

RAO, S. R. (2004) *Surface chemistry of froth flotation*. 2a Edição, New York: Kluwer Academic/Plenum Publishers, p. 744.

RAVISHANKAR, S. A., PRADIP, KHOSLA, N. K. (1995) Selective flocculation of iron oxide from its synthetic mixtures with clays: a comparison of polyacrylic acid and polymers. *International journal of mineral processing*, V. 43, p. 235 – 247.

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.; LUZ, A. B. e FRANÇA, S. C. A. (2004) Separação magnética e eletrostática. In: Tratamento de minérios 5a edição, Cetem. p. 367 – 395.

SANTOS, G. (2006) Informações geológicas e amostras para caracterização do minério do Projeto Apolo, Relatório interno da Vale, 2006.

SCHWERTMANN, U. and TAYLOR, R. M. (1989) Iron oxides. In: DIXON, J. B. and WEED, S. B., eds. Minerals in soil environments. Madison, Soil Science Society of America, p.379-438.

SMITH, R. W. and AKHTAR, S. (1976) Cationic flotation of oxides and silicates. In: Flotation. A.M. Gaudin Memorial Volume, Fuerstenau, M. C. (Editor), V. 1, Society of Mining Engineers, p. 87 – 116.

SOMASUNDARAN, P. (1975) Interfacial chemistry of particulate flotation, Advances in Interfacial Phenomena, Edited by SOMASUNDARAN, P. and GRIVES, R B., AIChE Symposium Series, 71, p. 150.

STUMM, W. (1992) Chemistry of the Solid-Liquid Interface. John Wiley & Sons, p. 428.

TOTOU, A. R. (2010) Efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG.

TRAHAR, W.J. (1976) The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to effects of particle size. *International Journal of Mineral Processing*, V. 3, p. 151 – 166.

VALE, GADMF (2009) Documento interno da Vale: Relatório Final de FEL3 do Projeto Apolo.

VALE, GADMF (2010) Documento interno da Vale: Dados básicos e critérios de projetos, RG0002 GADMF N0007_Apolo_rev04.

VALE, GAPDF (2010) Documento interno da Vale: Apresentação dos principais produtores de minério de ferro no Brasil.

VALE, EPS 106 (2010) Documento interno da Vale: SISPAD – Metas de qualidade para produção de pellet feed da Mina de Brucutu.

XIA, Y. K. and PENG, F. F. (2007) Selection of frothers from residual organic reagents for copper-molybdenite sulfide flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 83, p. 68 – 75.