

**Universidade Federal de Ouro Preto**

Escola de Minas  
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral  
PPGEM

---

Dissertação

---

**ESTUDO DA PRODUÇÃO DE  
CONCENTRADOS DE  
MINÉRIO DE FERRO A  
PARTIR DOS REJEITOS DA  
BARRAGEM DE GERMANO**

*Ivan José dos Santos*

Ouro Preto  
2003



**UFOP**

UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO – ESCOLA DE MINAS  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS  
PROGRAMA DE PÓS – GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS

# ESTUDO DA PRODUÇÃO DE CONCENTRADOS DE MINÉRIO DE FERRO A PARTIR DOS REJEITOS DA BARRAGEM DE GERMANO

**AUTOR : IVAN JOSÉ DOS SANTOS**

ORIENTADOR : Prof. Dr. Jáder Martins

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia de Minas. Área de concentração: Tratamento de Minérios

Ouro Preto, julho de 2003

S237c

Santos, Ivan.

Estudo da produção de concentrados de minério de ferro a partir dos rejeitos da barragem de Germano [manuscrito] / Ivan Santos. - 2003.  
106f.:

Orientador: Prof. Dr. Jader Martns.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral.

Área de Concentração: Engenharia Mineral.

1. Rejetios. 2. Minério de ferro. 3. Concentração. I. Martns, Jader. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU: 622.01

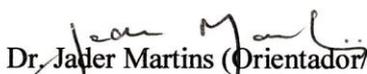
**ESTUDO DA PRODUÇÃO DE CONCENTRADOS DE MINÉRIO DE  
FERRO A PARTIR DOS REJEITOS DA BARRAGEM DE  
GERMANO**

**AUTOR: IVAN JOSÉ DOS SANTOS**

Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 24 de julho de 2003, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



Prof. Dr. Antônio Eduardo Clark Peres (UFMG)



Prof. Dr. Jader Martins (Orientador/UFOP)



Dr. Joaquim Donizetti Donda (Samarco)

## **DEDICATÓRIA**

A meus pais, José Francisco e Edith, pelos ensinamentos, e à minha querida esposa Sandra pela paciência, compreensão e constante apoio. E à querida “fifia” Ana Clara, que me inspirou na redação dessa dissertação e chegou à tempo de ser citada na correção do texto.

## **AGRADECIMENTOS**

À Diretoria da Samarco, pelo constante investimento em programas de capacitação e desenvolvimento de seus profissionais, e à Gerência Geral de Desenvolvimento de Pessoas, pela gestão eficaz e voltada para o conhecimento.

Ao Prof. Dr. Jader Martins pela orientação desse trabalho.

Aos Eng<sup>os</sup> Paulo José Barros Rabelo, Maury de Souza Júnior e Joaquim Donizetti Donda, pela confiança, apoio e valiosa orientação profissional.

Ao Prof. Antônio Eduardo Clark Peres, pela brilhante contribuição na formação dos profissionais de tratamento de minérios da Samarco e do Brasil.

A Eng<sup>a</sup> Alessandra Prata, pela cessão dos laboratórios e de seus profissionais para a execução dos ensaios.

A Valdiney Chaves, João Miranda, Márcio Cruz e às equipes dos laboratórios de Controle de Processo, Químico e Físico, pela cuidadosa execução dos ensaios e análises físicas e químicas.

A Sérgio Vasconcelos, pela criteriosa revisão da redação e a Rosaly Battisti Freitas, Valdirene Gomes e Márcio Alves, pelo suporte na editoração desse trabalho.

Aos Eng<sup>os</sup> Roberto Meilus e Paulo Edmundo, da INBRÁS-ERIEZ, pela realização dos ensaios de concentração magnética.

## RESUMO

Esse trabalho investigou a possibilidade de se produzir concentrados de minério de ferro que atendessem às especificações atuais da Samarco, utilizando uma amostra dos rejeitos da barragem de Germano.

Na caracterização da amostra, determinou-se uma granulometria muito fina, um baixo teor de ferro (26%) e um elevado teor de hematita especular (85%), além de uma maior concentração dos minerais de ferro nas frações abaixo de 44 $\mu$ m.

Devido a essas características, foram realizados inicialmente ensaios de pré-concentração por peneiramento, concentração magnética e concentração centrífuga. Na seqüência, foram realizados ensaios de concentração considerando cinco fluxogramas, envolvendo como métodos principais a concentração magnética e a flotação.

Os concentrados obtidos apresentaram baixos teores de fósforo, elevados teores de hematita especular e teores de sílica próximos às especificações de alto forno. A especificação de sílica de um concentrado para redução direta não foi prontamente obtida e mostrou-se mais difícil, fato atribuído à presença no concentrado de outras espécies portadoras de sílica, além do quartzo.

Os fluxogramas envolvendo peneiramento e concentração magnética foram os que se mostraram mais promissores para o tratamento dos rejeitos. Mesmo sem otimizações, foram obtidas recuperações em peso de 25% e metálica de 67%, com teores de sílica no concentrado na faixa de 3%.

Por possuir configuração semelhante ao circuito de concentração da Samarco, a opção incluindo deslamagem e flotação foi melhor estudada através de um projeto de experimentos para os ensaios de flotação e também considerando a introdução de uma etapa de escrubagem anterior à deslamagem. Os resultados obtidos não recomendam a utilização desse tipo de circuito para o tratamento dos rejeitos da barragem de Germano.

## **ABSTRACT**

This research investigated the possibilities of producing iron ore concentrates in accordance with the specifications of the concentrates produced by Samarco, using a sample of Germano's tailings dam.

The sample characterization determined a very fine size distribution, a low iron grade (26%) and a high specular hematite content (85%), beyond a high concentration of iron minerals in fractions below 44 $\mu$ m.

Due to these characteristics, pre-concentration tests using screening, magnetic and centrifugal concentration were carried out first. Following, concentration tests were carried out considering five flowsheets, considering flotation and magnetic concentration as major methods.

The concentrates obtained showed a low phosphorous grade, a high specular hematite content and silica grades close to the blast furnace specifications. The silica specification for direct reduction wasn't readily achieved, and seemed to be more difficult to be, fact attributed to others mineral species containing silica, different from quartz, found in the concentrates.

The flowsheets using screening and magnetic concentration were the most promissory to treat the tailings. Even without optimization, weight and iron recoveries of 25 and 67% were obtained, and concentrates with silica grades around 3%.

Due to its similarity with Samarco's concentration flowsheet, the option with desliming and flotation was better studied using a design of experiments for flotation tests and also considering a scrubbing stage before desliming. The results obtained don't recommend this flowsheet to the treatment of the tailings of Germano's dam.

## SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO .....	1
2. RELEVÂNCIA E OBJETIVOS .....	3
3. REVISÃO DA LITERATURA .....	6
3.1 O Tratamento de minérios e os seus objetivos.....	6
3.2 Limitações para o reaproveitamento de rejeitos de minérios de ferro .....	8
3.3 A influência da granulometria nos métodos de concentração.....	10
3.3.1 Efeitos da granulometria na concentração gravítica convencional .....	13
3.3.2 A aplicação da concentração centrífuga para granulometria fina .....	16
3.3.3 Efeitos da granulometria na flotação.....	18
3.3.4 A aplicação da flotação em coluna para granulometria fina .....	22
3.3.5 A aplicação da concentração magnética para granulometria fina .....	24
3.4 A influência da mineralogia na concentração .....	27
4. METODOLOGIA .....	29
4.1 Amostragem e preparação da amostra .....	30
4.2 Caracterização da amostra .....	30
4.2.1 Análises granulométricas e químicas .....	32
4.2.2 Análise de Blaine .....	32
4.2.3 <i>Cyclosizer</i> .....	33
4.2.4 Granulômetro a laser Mastersizer .....	33
4.2.5 Microscopia ótica .....	34
4.2.6 Difração de raios-X (DRX) e microscopia eletrônica de varredura (MEV) ...	34
4.2.7 Fluorescência de raios-X.....	35
4.3 Ensaios Tecnológicos.....	35
4.3.1 Deslamagem .....	35
4.3.2 Peneiramento .....	37
4.3.3 Escrubagem .....	37
4.3.4 Flotação .....	37

4.3.5 Concentração magnética .....	38
4.3.6 Concentração centrífuga.....	38
5. APRESENTAÇÃO DOS RESULTADOS E DISCUSSÃO .....	39
5.1 Amostragem e preparação da amostra .....	39
5.2 Caracterização da amostra .....	40
5.2.1 Análise granulométrica por peneiramento e <i>cyclosizer</i> e análises químicas das frações.....	40
5.2.2 Microscopia ótica .....	43
5.2.3 Difração de raios-X (DRX).....	44
5.2.4 Microscopia eletrônica de varredura (MEV-EDS).....	45
5.2.5 Fluorescência de raios-X (FRX) .....	58
5.3 Ensaio Tecnológico.....	59
5.3.1 Primeira etapa – obtenção de um pré-concentrado .....	59
5.3.1.1 Peneiramento e descarte de frações para pré-concentração .....	60
5.3.1.2 Concentração magnética para pré-concentração .....	63
5.3.1.3 Concentração centrífuga para pré-concentração .....	64
5.3.2 Segunda etapa – obtenção de um concentrado final .....	65
5.3.2.1 Especificações dos concentrados produzidos pela Samarco .....	65
5.3.2.2 Fluxograma 1 - peneiramento em 37 $\mu$ m e concentração magnética em um estágio .....	66
5.3.2.3 Fluxograma 2 - peneiramento em 37 $\mu$ m e concentração magnética em dois estágios, <i>rougher e cleaner</i> .....	69
5.3.2.4 Fluxograma 3 - peneiramento em 74 $\mu$ m, deslamagem e flotação.....	73
5.3.2.5 Fluxograma 4 - peneiramento em 74 $\mu$ m, concentração magnética e flotação .....	76
5.3.2.6 Fluxograma 5 - concentração magnética e flotação .....	79
5.3.2.7 Discussão dos resultados .....	82
5.3.2.8 Estudo do Fluxograma 3.....	85
5.3.2.9 Efeito de uma escrubagem prévia da amostra para otimização da deslamagem .....	96

6. CONCLUSÕES .....	99
7. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS .....	100
8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS .....	101
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	102
10. ANEXOS .....	107

Anexo I - Resultados da difração de raios-X (DRX) e fluorescência de raios-X (FRX)

Anexo II - Ajustes dos resultados dos ensaios de concentração pelo software Bilmart  
versão 8.1

Anexo III – Análises estatísticas do *software Statigraphics* para modelamento

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Minerais de ferro presentes em uma amostra exploratória da barragem de Germano .....	4
Figura 2 - Faixas granulométricas de aplicabilidade de alguns métodos de concentração .....	11
Figura 3 - Possíveis efeitos de partículas “muito finas” na flotação.....	19
Figura 4 - Fluxograma elaborado para caracterização da amostra.....	31
Figura 5 - Fluxograma elaborado para os ensaios tecnológicos .....	36
Figura 6 – Quantidade relativa de Fe, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> e P nas frações granulométricas.....	41
Figura 7 - Distribuição granulométrica da amostra.....	42
Figura 8 - Principais minerais detectados na microscopia ótica .....	43
Figura 9 - Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes na amostra .....	43
Figura 10 - Fotomicrografias da fração +74µm.....	46
Figura 11 - Fotomicrografias da fração –74+53µm.....	47
Figura 12 - Fotomicrografias da fração –53+44µm.....	48
Figura 13 - Fotomicrografias da fração –44+30µm.....	50
Figura 14 - Fotomicrografias da fração –30+22,4µm.....	51

Figura 15 - Fotomicrografia da fração $-22,4+15,3\mu\text{m}$ .....	52
Figura 16 - Fotomicrografias da fração $-15,3+11\mu\text{m}$ .....	53
Figura 17 - Fotomicrografias da fração $-15,3+11\mu\text{m}$ .....	54
Figura 18 - Fotomicrografias da fração $-11+8,8\mu\text{m}$ .....	56
Figura 19 - Fotomicrografias da fração $-8,8\mu\text{m}$ .....	57
Figura 20 - Mineralogia do concentrado 1.....	67
Figura 21 – Fluxograma 1.....	68
Figura 22 - Mineralogia do concentrado 2.....	71
Figura 23 - Fluxograma 2.....	72
Figura 24 - Mineralogia do concentrado 3.....	74
Figura 25 – Fluxograma 3.....	75
Figura 26 - Mineralogia do concentrado 4.....	77
Figura 27 – Fluxograma 4.....	78
Figura 28 - Mineralogia do concentrado 5.....	80
Figura 29 - Fluxograma 5.....	81
Figura 30 – Efeitos padronizados para sílica no concentrado.....	87

Figura 31 - Efeitos padronizados para recuperação metálica.....	87
Figura 32 - Sílica no concentrado em função do % de sólidos e do pH .....	90
Figura 33 - Diagrama de fases presentes numa solução de concentração de $1 \times 10^{-4}M$ de dodecilamina .....	91
Figura 34 - Recuperação metálica em função do % de sólidos e do pH.....	92
Figura 35 – Fotomicrografia do concentrado obtido no ensaio 2 .....	93
Figura 36 – Mineralogia do concentrado obtido no ensaio 2.....	94
Figura 37 - Efeito da escrubagem na eficiência da deslamagem .....	97
Figura 38 - Efeito da escrubagem no teor de sílica do concentrado .....	97
Figura 39 - Efeito da escrubagem na recuperação metálica.....	98

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Tonelagens e teores de rejeitos e lamas.....	3
Tabela 2 - Análise mineralógica de uma amostra exploratória da barragem de Germano.....	4
Tabela 3 - Critério de concentração .....	14
Tabela 4 - Análise química da amostra.....	39
Tabela 5 - Tonelagens e teores de rejeitos e lamas.....	39
Tabela 6 - Distribuição granulométrica e teores das frações simples.....	39
Tabela 7 - Distribuição granulométrica e teores das frações acumuladas .....	41
Tabela 8 - Resultados da difração de raios-X.....	44
Tabela 9 – Microanálise e interpretação da fração +74 $\mu$ m.....	46
Figura 10 - Microanálise e interpretação da fração -74+53 $\mu$ m.....	47
Figura 11 - Microanálise e interpretação da fração -53+44 $\mu$ m.....	49
Figura 12 - Microanálise e interpretação da fração -44+30 $\mu$ m.....	50
Figura 13 - Microanálise e interpretação da fração -30+22,4 $\mu$ m.....	51
Figura 14 - Microanálise e interpretação da fração -22,4+15,3 $\mu$ m.....	52
Figura 15 - Microanálise e interpretação da fração -15,3+11 $\mu$ m.....	53

Figura 16 - Microanálise e interpretação da fração $-15,3+11\mu\text{m}$ .....	54
Figura 17 - Microanálise e interpretação da fração $-11+8,8\mu\text{m}$ .....	56
Figura 18 - Microanálise e interpretação da fração $-8,8\mu\text{m}$ .....	57
Tabela 19 - Teores do passante nas diversas aberturas (amostra tal qual) .....	60
Tabela 20 - Resultados de uma deslamagem da amostra em uma etapa .....	61
Tabela 21 - Teores do passante nas diversas aberturas (amostra deslamada) .....	61
Tabela 22 - Pré-concentração utilizando um <i>Ferrous Wheel</i> .....	63
Tabela 23 - Pré-concentração utilizando um concentrador Falcon.....	64
Tabela 24 - Especificações para concentrados produzidos na Samarco .....	65
Tabela 25 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 1 .....	66
Tabela 26 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 2.....	70
Tabela 27 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 3.....	73
Tabela 28 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 4.....	76
Tabela 29 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 5.....	79
Tabela 30 - Resumo dos resultados dos ensaios de concentração .....	82
Tabela 31 - Especificações para concentrados produzidos na Samarco .....	82

Tabela 32 - Teores de SiO <sub>2</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> e P das pelotas produzidas por plantas da Cleveland-Cliffs Inc. e Pea Ridge Iron Ore Co. ....	84
Tabela 33 - Fatores e níveis das variáveis estudadas na flotação .....	85
Tabela 34 - Resultados dos ensaios de flotação.....	86
Tabela 35 - Modelo para sílica .....	88
Tabela 36 - Modelo para recuperação metálica .....	89
Tabela 37 - Confirmação dos modelos para sílica e recuperação metálica .....	92
Tabela 38 - Microanálise e interpretação do concentrado obtido no ensaio 2 .....	93
Tabela 39 – Resultados dos ensaios de escrubagem.....	96

## 1 INTRODUÇÃO

O aumento da demanda de minerais ao longo dos anos, conduzido pela intensa industrialização e modernização da sociedade, tem levado à exaustão das reservas dos ditos minérios ricos, ficando disponíveis para utilização minérios cada vez mais pobres e de tratamentos cada vez mais complexos.

Como resposta, a tecnologia mineral tem evoluído, seja com o surgimento de novos processos de concentração, seja com o desenvolvimento dos processos existentes, o que tem viabilizado o aproveitamento de muitos minérios de baixo teor, antes tidos como não-econômicos, e até mesmo de rejeitos.

No caso dos rejeitos, o interesse pelo tratamento tem sido despertado por questões econômicas, onde se busca o máximo aproveitamento das jazidas, e que tem sido reforçado atualmente por questões ambientais, onde se buscam a redução de resíduos dispostos ao meio ambiente e o uso racional dos recursos naturais disponíveis.

De uma forma geral, as dificuldades encontradas na recuperação de minerais de interesse em rejeitos podem estar associadas a questões que envolvem altos custos ou a limitações da tecnologia disponível. A não liberação de partículas minerais, por exemplo, requer moagem, o que implica em alto custo. Uma granulometria muito fina também é problemática para a maioria dos métodos de concentração.

Para minérios portadores de metais nobres, como o ouro, a platina, a prata, entre outros, o tratamento de rejeitos tem sido uma realidade desde o início do século passado, motivada pelo surgimento de novas técnicas de concentração, mas principalmente pelo elevado valor econômico desses metais.

Para os minérios de ferro, poucas têm sido as iniciativas nesse sentido, o que tem sido justificado pela abundância de reservas no mundo e pelo baixo valor de mercado desse metal.

Entretanto, motivado por evoluções nas técnicas de concentração de finos, pela necessidade de maximização de reservas minerais e por crescentes demandas da sociedade em relação ao meio ambiente, é bem provável que essa posição em relação ao minério de ferro seja revista futuramente.

Inserido nesse contexto, buscou-se nesse estudo o desenvolvimento de alternativas de tratamento que possibilitem produzir futuramente concentrados de minérios de ferro utilizando os rejeitos da barragem de Germano.

## 2 RELEVÂNCIA E OBJETIVOS

A barragem de Germano é um depósito de lamas e rejeitos de minérios de ferro, gerados durante as etapas de deslamagem e flotação da usina de concentração da Samarco.

O interesse pelo estudo desse depósito advém de alguns fatores principais, comentados a seguir:

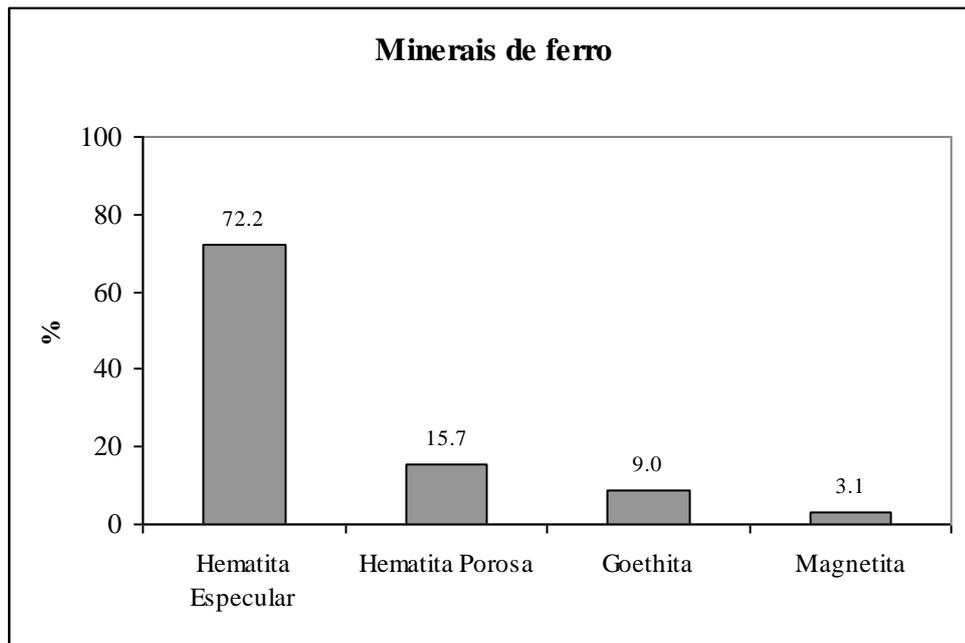
- **A barragem é um depósito de baixo teor de ferro, mas de grande volume:** nos 25 anos de operação da Samarco, foram depositadas nessa barragem mais de 100 milhões de toneladas de rejeitos e lamas, com um teor médio de 25,93% de ferro, conforme mostrado na tabela 1.

**Tabela 1 - Tonelagens e teores de rejeitos e lamas\***

Tipo de rejeito	Toneladas	%Fe	%P	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Lama	19.938.231	54,22	0,096	2,40
Rejeito da flotação convencional	83.821.877	19,01	0,010	0,14
Rejeito da flotação de finos	2.160.460	32,63	0,015	0,69
Rejeito das colunas recleaner	2.188.829	26,95	0,010	0,26
<b>Total</b>	<b>108.109.397</b>	<b>25,93</b>	<b>0,026</b>	<b>0,57</b>

\*Fonte: relatórios internos de produção da usina de concentração – jan/1977 a maio/2003 – Samarco Mineração S/A.

- **O material apresenta elevado teor de hematita especular:** análises mineralógicas realizadas em uma amostra exploratória (figura 1) mostraram que o material apresenta elevado teor de hematita especular. A participação desse mineral no *mix* de minérios alimentados à usina de concentração da Samarco é atualmente um item de controle do planejamento de lavra, tendo em vista a sua influência na produtividade, no consumo de óleo combustível no forno de queima e na qualidade física das pelotas, principal produto da Samarco, conforme descrito por Sá (2003).



**Figura 1 - Minerais de ferro presentes em uma amostra exploratória da barragem de Germano**

- **Os minerais apresentam elevado grau de liberação:** pelo fato de já terem sido submetidos a processos de moagem, os minerais presentes se encontram quase que totalmente liberados, conforme mostrado na tabela 2.

**Tabela 2 - Análise mineralógica de uma amostra exploratória da barragem de Germano**

Minerais	Quantidade (%)
Hematita Especular	28,5
Hematita Porosa	4,7
Goethita	2,0
Magnetita	0,3
Quartzo Livre	63,9
Quartzo Misto	0,6
Total	100,0
<b>Grau de Liberação (%)</b>	<b>99,1</b>

- **O material é de baixa coesão e há infraestrutura disponível próxima:** essas características conduzem a um baixo custo operacional para desmonte e para transporte a uma possível planta de tratamento.
- **Há a contribuição para a redução de impactos ambientais:** o reaproveitamento vai de encontro a demandas ambientais, com a redução dos impactos gerados pela deposição dos rejeitos.

Existem ainda possibilidades de utilização desse material como matéria prima em outros ramos da indústria, a exemplo da construção civil, mas que não foram contempladas nesse estudo.

Dessa forma, foram objetivos principais desse trabalho:

- obter concentrados de minério de ferro em conformidade com as especificações físicas e químicas de produtos CLS (*Concentrate Low Sílica*), CNS (*Concentrate Normal Sílica*) e CHS (*Concentrate High Sílica*) da Samarco, utilizando os rejeitos da barragem de Germano;
- estabelecer o melhor fluxograma para a concentração dos rejeitos dentre as alternativas estudadas;
- encontrar alternativas que possibilitassem aumentar a recuperação metálica da flotação no tratamento de minérios finos e com elevado teor de hematita especular.

## 3 REVISÃO DA LITERATURA

### 3.1 O tratamento de minérios e os seus objetivos

Na natureza, os minerais raramente são encontrados na sua forma final de utilização, fazendo-se necessária a remoção das impurezas associadas para seu aproveitamento industrial.

De acordo com Taggart (1945), existem três formas através das quais as impurezas são removidas:

- através do **tratamento de minérios**, que compreende a separação de sólidos por métodos que não afetam a química das espécies de forma substancial;
- através da **metalurgia extrativa**, que compreende o uso de reações químicas para separação das espécies;
- através da **tecnologia dos combustíveis**, que utiliza a combinação de métodos físicos e químicos de separação para se obter os produtos derivados de petróleo e gás natural.

Os minérios, na maioria das vezes, necessitam de um tratamento prévio uma vez que os processos metalúrgicos são de maior custo, o que obriga a remoção da maior quantidade possível de impurezas através dos processos de beneficiamento mineral.

Dessa forma, o tratamento de minérios, ou beneficiamento, pode ser entendido como uma forma de agregar valor econômico a um bem mineral através da concentração de um ou mais constituintes de interesse.

Segundo Pryor (1965), os objetivos do tratamento de minérios podem ser classificados em técnicos e econômicos. Os técnicos traduzem-se nas especificações físicas e

químicas requeridas pelos clientes, ou processos subseqüentes, e os econômicos dizem respeito aos custos envolvidos no tratamento.

No caso dos minérios de ferro, por exemplo, as especificações físicas e químicas dos produtos do tratamento são ditadas por suas aplicações nos processos metalúrgicos subseqüentes de aglomeração (briquetagem, sinterização e pelotização) e de redução em alto forno ou em fornos de redução direta.

Já os custos do tratamento estão associados a uma maior ou menor dificuldade da obtenção dos produtos, tendo como base as tecnologias utilizadas em função do tipo de minério disponível, sendo maiores para minérios mais pobres.

Para que o tratamento de minérios seja atrativo economicamente, deve haver um balanço entre as especificações requeridas pelos clientes e os custos para sua obtenção, sendo respeitadas determinadas margens de lucro.

No caso da Samarco, as especificações químicas dos concentrados produzidos para atender ao mercado de redução direta variam entre 1,00 a 1,10% de  $\text{SiO}_2$  e entre 0,040% a 0,043% de P. No caso do mercado de alto forno, o teor de  $\text{SiO}_2$  varia entre 1,5 a 2,0 % com um teor de P máximo de 0,050%.

### **3.2 Limitações para o reaproveitamento de rejeitos de minérios de ferro**

Com relação aos teores, a ampla ocorrência do ferro na crosta terrestre, aliada a um baixo valor de mercado, aparecem como fatores limitantes para o uso de determinadas rochas como fontes desse elemento.

De acordo com Weiss (1985), poucas rochas com menos de 25% de ferro podem ser consideradas minérios, a menos que existam em grandes quantidades e que a concentração possa ser efetuada a um baixo custo.

Um exemplo disso pode ser encontrado na América do Norte, onde minérios de baixo teor, com até 20% de ferro, têm sido concentrados economicamente ao longo dos anos, graças à localização privilegiada de algumas minas de taconito, junto aos grandes lagos, à eficiência dos métodos de concentração utilizados (magnética, na maioria dos casos), e à integração dos processos de mina, concentração e pelotização.

Comparativamente, conforme estabelecido por Wills (1981), os rejeitos apresentam condições ainda mais favoráveis, sendo os custos associados ao seu tratamento menores do que os envolvidos no tratamento convencional dos minérios.

Características como a baixa coesão do material nas bacias de rejeitos, por exemplo, permitem a adoção de métodos de desmonte de baixo custo, como o por monitores hidráulicos ou mesmo com o uso de dragas.

O transporte até a planta de tratamento pode ser feito através de bombeamento, método de custo inferior ao custo dos métodos convencionais de transporte por caminhões, ou por correias transportadoras.

Na planta, a depender do tamanho e do grau de liberação das partículas, nenhuma cominuição é necessária, havendo a possibilidade de pronta concentração.

Entretanto, existem alguns fatores que devem ser considerados e que podem dificultar ou mesmo inviabilizar uma concentração de rejeitos.

Uma limitação, relativa ao tamanho das partículas, é que as faixas granulométricas onde os minerais de ferro estão concentrados podem ser tão finas que sua concentração pode se tornar difícil ou até mesmo impossível.

Alguns estudos de rejeitos de minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero mostraram que os minerais de ferro se encontram preferencialmente em frações mais finas, de mais difícil recuperação.

Oliveira e colaboradores (1986) realizaram um estudo de caracterização de um rejeito de colunas de flotação da mina do Pico, MBR, detectando um tamanho médio de 19,96 $\mu$ m para os grãos de hematita, com 100% contidos na fração -72 $\mu$ m.

Araujo (1993) verificou na caracterização granuloquímica de um rejeito de flotação da Samarco que 73,06% do ferro contido na amostra encontrava-se na fração -38 $\mu$ m.

A mineralogia também pode ser um fator limitante, uma vez que os minerais de ferro podem conter uma quantidade muito grande de contaminantes, não permitindo a obtenção de um concentrado puro o suficiente para ser comercializado.

Silva (1999) determinou em seus estudos elevados teores de sílica, alumina e fósforo, associados a goethitas de um minério de ferro anfíbolítico da mina de Timbopeba.

Estes fatos mostram que, mesmo havendo a existência de diversas condições favoráveis, a viabilidade do aproveitamento dos rejeitos será limitada por outros fatores, além do teor. A granulometria e a mineralogia do material são características extremamente importantes e que influenciarão na eficiência do método utilizado e na pureza do concentrado final obtido.

### 3.3 A influência da granulometria nos métodos de concentração

A utilização ao longo dos anos de minérios cada vez mais pobres, e que requerem cominuição, tem aumentado a necessidade do controle da geração de partículas finas e do entendimento de seu comportamento nos processos de concentração.

Quanto maior a necessidade de cominuição para liberação dos minerais, maior será a quantidade de partículas de pequena granulometria geradas.

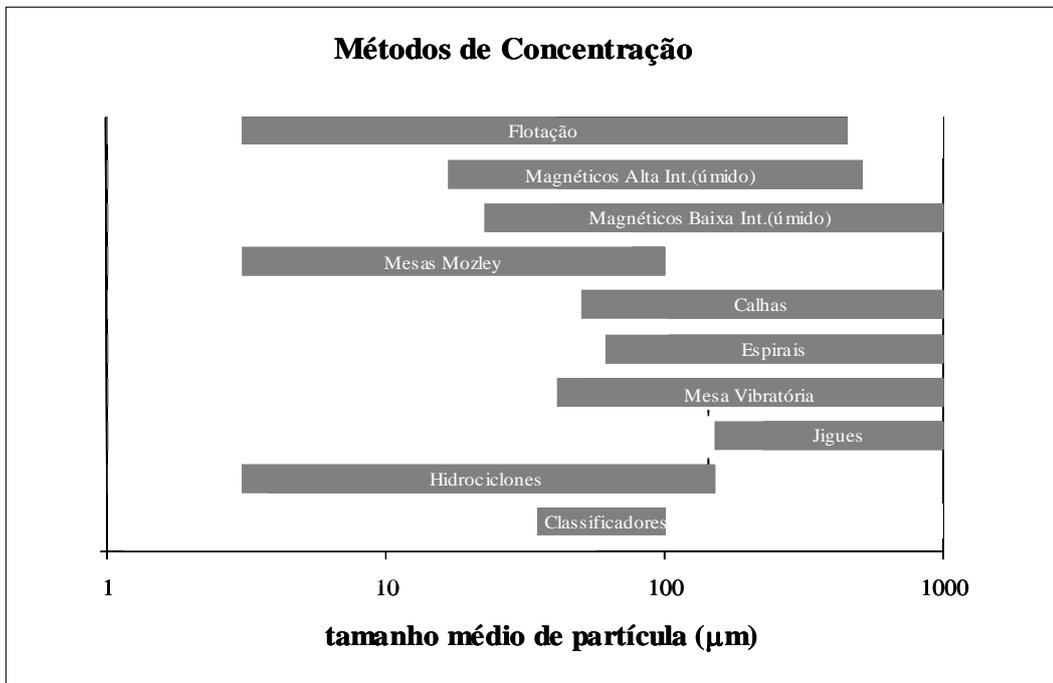
Somasundaran (1980) fornece a seguinte classificação para as partículas, de acordo com a sua granulometria:

- **partículas finas**, como sendo as partículas não facilmente separáveis por processos gravitacionais, com tamanho médio entre 10 e 100 $\mu$ m;
- **partículas ultrafinas**, como sendo as partículas que não são separadas por processos não-gravitacionais convencionais, como a flotação, sendo menores que 10 $\mu$ m e maiores que 1 $\mu$ m;
- **lamas**, como uma mistura de colóides (partículas menores que 1 $\mu$ m) e ultrafinos, gerados principalmente nos processos de cominuição.

Obviamente, como a cominuição é a etapa do tratamento de minérios de maior custo, deseja-se cominuir no limite econômico, ou seja, somente o suficiente para promover o adequado grau de liberação das espécies minerais.

Entretanto, pelos próprios mecanismos utilizados nos processos de fragmentação, há sempre uma geração indesejável de partículas abaixo do tamanho ideal, impactando negativamente os processos de concentração, uma vez que a recuperação das partículas é também função de seu tamanho.

De um modo geral, as partículas mais finas são de recuperação mais difícil, havendo poucos métodos de concentração aplicáveis às faixas ultrafinas e de lamas, o que pode ser observado na figura 2, extraída e adaptada de Mular e Bhappu (1980).



**Figura 2 - Faixas granulométricas de aplicabilidade de alguns métodos de concentração**

Assim, a distribuição granulométrica das partículas aparece como fator limitante para a aplicação dos diversos métodos de concentração, existindo para cada método uma faixa considerada ótima.

No caso dos minérios de ferro brasileiros, os métodos de concentração mais utilizados são a flotação, a concentração magnética e a concentração gravítica convencional.

Conjunções dessas técnicas também são comuns, havendo casos onde se utilizam mais de um método de concentração.

A depender da distribuição de teores por faixas granulométricas, pequenas concentrações também podem ser realizadas por métodos de classificação, como

peneiramento, ciclonagem, hidrosseparação, ou de separação sólido-líquido, como a floculação seletiva.

Skillings (1998) exemplifica o uso do peneiramento para uma pequena concentração de um taconito da mina de Eveleth, da EVTAC, EUA. Nesse caso, dez peneiras de alta frequência foram introduzidas no circuito, promovendo um corte na fração 74 $\mu$ m para remoção de sílica e conseqüente elevação do teor de ferro do concentrado.

Outro exemplo é citado por Weiss (1985), que apresenta a aplicação industrial do método de floculação seletiva para a concentração de um minério magnetítico da mina de Tilden, EUA. Nesse caso, uma maior concentração dos minerais de ganga nas frações mais finas permite a utilização do método.

### 3.3.1 Efeitos da granulometria na concentração gravítica convencional

Por ser alta competitividade e por envolver mínimos impactos ambientais, a concentração gravítica é um método cuja utilização deve ser sempre verificada, isoladamente ou associada a outros métodos de concentração.

Em decorrência do uso da força da gravidade, a aplicação desse método de concentração está condicionada a uma suficiente diferença de densidade entre as espécies minerais.

Segundo Taggart (1945), o conceito de critério de concentração (CC) é uma importante consideração que fornece uma idéia da facilidade de se obter a separação de espécies minerais através da aplicação de métodos gravíticos. Essa grandeza é dada pela relação mostrada a seguir:

$$CC = (\rho_p - 1)/(\rho_l - 1), \quad (1)$$

onde

$\rho_p$  = densidade do mineral pesado

$\rho_l$  = densidade do mineral leve

densidade da água = 1,0 g/cm<sup>3</sup>

Para esse autor, um valor de CC superior a 3,0 indica separação fácil, entre 2,0 e 3,0 pode ser feita de forma razoável, entre 1,25 e 1,5 é difícil, mas possível, e abaixo de 1,25 substancialmente impossível.

No conceito do critério de concentração de Burt, apresentado por da Luz e colaboradores (1998), existe também um significado relacionado ao tamanho de partícula para a separação, o que pode ser visto na tabela 3.

**Tabela 3 - Critério de concentração**

<b>Critério de Concentração (CC)</b>	<b>Significado</b>
CC > 2,50	Separação eficiente até 74µm
2,50 > CC > 1,75	Separação eficiente até 149µm
1,75 > CC > 1,50	Separação possível até 2000µm, mas difícil
1,50 > CC > 1,25	Separação possível até 6350µm, mas difícil

Burt ainda estabelece que o critério de concentração deve ser corrigido pelo uso de um fator que considera a forma das partículas.

Esse fator, segundo o autor, é o quociente entre os fatores de sedimentação dos minerais pesados e dos minerais leves. O quociente de sedimentação é obtido pela razão das velocidades terminais de duas partículas do mesmo mineral, uma de forma esférica e outra de forma representativa das partículas das quais se pretende determinar o fator de sedimentação.

Dessa forma, a expressão do critério de concentração torna-se:

$$CC = [ (\rho_p - 1) / (\rho_l - 1) ] \times FRP , \quad (2)$$

onde:

FRP = fator de sedimentação, dado pela relação  $FS_p / FS_l$ , sendo:

$FS_p$  = fator de sedimentação do mineral pesado, dado pela relação  $v_p/v_p(esf)$  (velocidade terminal da partícula do mineral pesado na sua forma original/velocidade terminal de uma partícula esférica correspondente ao mesmo volume);

FSI = fator de sedimentação do mineral leve, dado pela relação  $v_l/v_l(\text{esf})$   
(velocidade terminal da partícula do mineral leve na sua forma original/velocidade terminal de uma partícula esférica correspondente ao mesmo volume).

Vale ressaltar que a definição de critério de concentração é válida somente para métodos que utilizam pura e simplesmente a força da gravidade.

Utilizando esse critério, desprezando-se a forma das partículas e considerando como únicos minerais presentes a hematita e o quartzo, de densidades 5,26 e 2,65, conforme determinadas por Dana (1965), obtém-se um valor de CC de 2,58, o que permite concluir que um minério de ferro com esta mineralogia poderia ser concentrado por métodos gravíticos até um tamanho limite de 74 $\mu\text{m}$ .

### 3.3.2 A aplicação da concentração centrífuga para granulometria fina

Segundo Weiss (1985), a limitação dos métodos de concentração gravítica convencionais, para partículas que se sedimentam segundo a lei de Stokes, decorre do fato de que quanto menor o tamanho das partículas, mais proeminentes se tornam as forças fluidas e viscosas em relação à gravidade, o que dificulta a separação.

Nos últimos 20 anos, os esforços no desenvolvimento dos métodos gravíticos têm sido no sentido de aumentar a força gravitacional através da aplicação de forças centrífugas, na tentativa de estender a aplicação desses métodos a faixas granulométricas cada vez mais finas.

Holland-Batt (1988) discute a revitalização da tecnologia de separação gravítica através do desenvolvimento das chamadas novas tecnologias centrífugas, destinadas principalmente à recuperação de finos de minerais pesados e à purificação de carvões.

Fazem parte dessa nova tecnologia equipamentos como os concentradores Falcon, MGS (*MOZLEY Multi-Gravity Separator*) e Knelson, e os jiques centrífugos, que ainda encontram-se pouco estudados para minérios de ferro.

O concentrador Falcon assemelha-se a uma centrífuga, separando as partículas minerais de acordo com as diferenças de densidade entre as espécies. O material a ser separado é alimentado sob forma de polpa em um rotor que se encontra girando a velocidades próximas a 450 rpm.

O concentrador MGS da MOZLEY é um concentrador centrífugo que incorpora os princípios de funcionamento de outros dois equipamentos: a mesa vibratória e a centrífuga. O equipamento consiste de um cilindro dotado de um riflado, semelhante aos das mesas vibratórias, ao qual se aplica um movimento de rotação sobre seu eixo de forma a criar uma força centrífuga e um movimento de pulsação ao longo de seu eixo. A polpa é alimentada a uma porcentagem de sólidos de 25 a 35% em peso.

O concentrador Knelson consiste num tronco de cone formado por anéis coletores. A partir de um campo centrífugo de intensidade programável e de uma fluidização controlada, a máquina separa o material mais denso do material menos denso. O menos denso "sobe" até o topo da máquina e é descartado. O material mais denso fica retido nos anéis coletores e é descarregado separadamente. A descarga do concentrado (útil) pode ser feita de duas maneiras: no tradicional sistema de batelada e no sistema contínuo CVD (*Continuous Variable Discharge*).

O Jigue Centrífugo é um equipamento que combina o movimento de pulsação dos jiges convencionais com a aplicação de uma força centrífuga. A polpa é alimentada com porcentagem de sólidos de 25 a 40% em peso.

Desses concentradores, somente o Falcon é aplicado industrialmente para um minério de ferro na planta de Mikailovsky, na Rússia, onde parte da hematita contida na fração  $-45\mu\text{m}$  é recuperada em um circuito utilizando concentradores desse tipo.

Recentemente, outros estudos têm sido realizados com esses equipamentos para concentração de minérios de ferro.

Silva e colaboradores (1998) apresentam a experiência do Centro de Pesquisas da CVRD na utilização de diversos métodos de concentração centrífuga, obtendo resultados promissores para minérios de ferro finos.

Carisso e Chaves (2001) estudaram a recuperação de finos de minerais de ferro por concentração centrífuga no concentrador MGS da MOZLEY, utilizando uma mistura artificial de areia de praia e magnetita, mas com dificuldades de recuperação nas frações abaixo de  $44\mu\text{m}$ .

Figueiredo e Chaves (1998) discorrem sobre as dificuldades associadas ao tratamento de minérios de granulometria fina no âmbito da concentração gravítica.

### **3.3.3 Efeitos da granulometria na flotação**

O método mais largamente aplicado na concentração de minérios de ferro de baixo teor é o da flotação catiônica reversa.

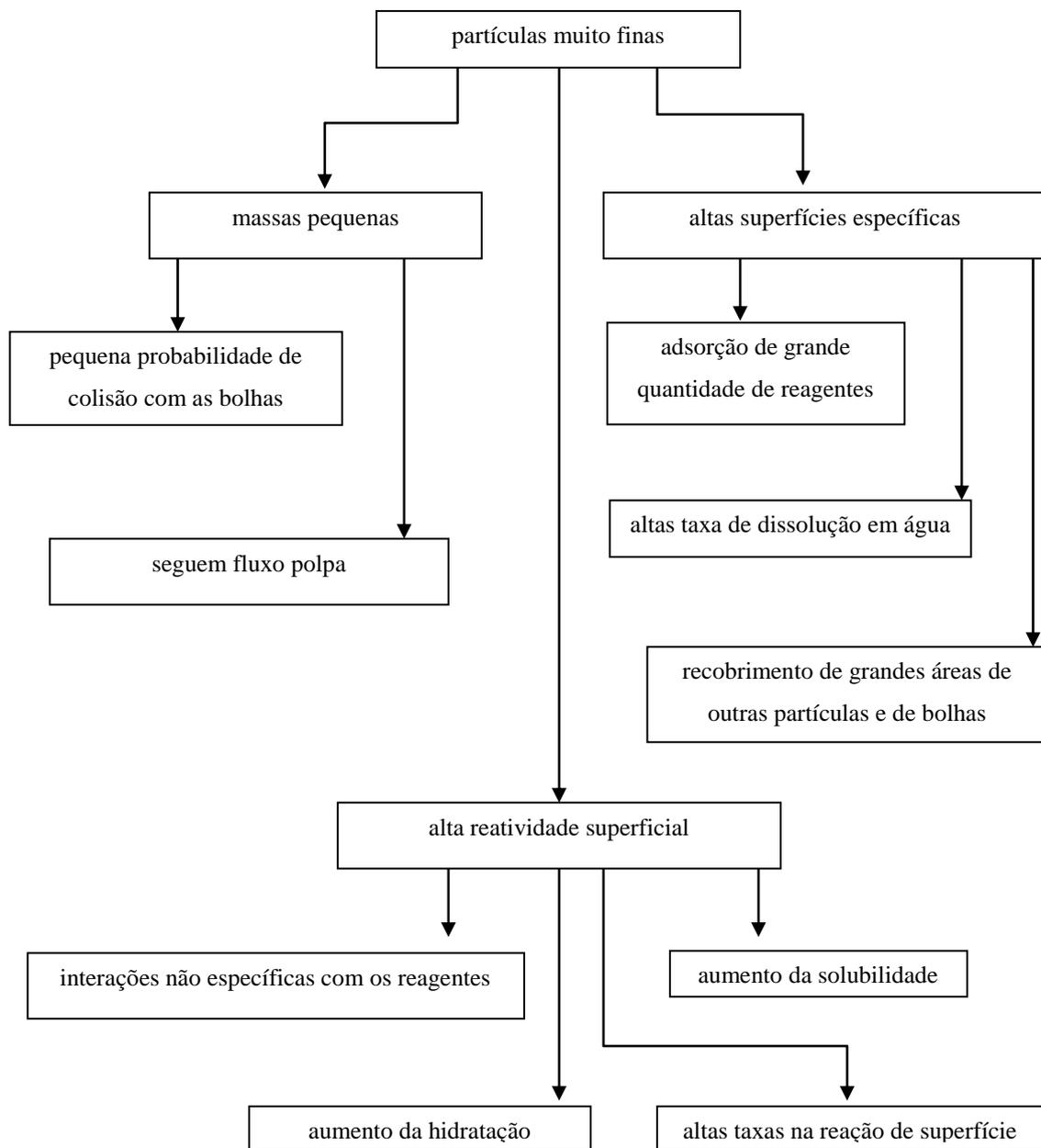
Nesse método, a ganga silicatada, como é o caso dos minérios de ferro brasileiros, é flotada na espuma pela ação hidrofobizante das aminas, sendo os minerais de ferro deprimidos pela ação hidrofilizante dos amidos ou seus derivados.

Pelo fato dos mecanismos físico-químicos atuantes na flotação serem extremamente complexos, os problemas associados à presença de partículas finas, ultrafinas e lamas são mais pronunciados.

Mesmo sendo o método mais efetivo para minérios de ferro finos, podendo ser realizada na faixa de 1mm a 5 $\mu$ m, o uso da flotação também é limitado quanto ao tamanho de partículas, principalmente para a fração de lamas.

Para Somasundaran (1980), o termo lamas pode ser definido como uma mistura de colóides, partículas menores que 1 $\mu$ m, e ultrafinos, partículas menores que 10 $\mu$ m, com características de sedimentação lenta. Isto significa considerar como lamas todas as partículas menores que 10 $\mu$ m.

A figura 3 mostra os possíveis efeitos de partículas muito finas no processo de concentração por flotação, segundo Araújo (1982).



**Figura 3 - Possíveis efeitos de partículas “muito finas” na flotação**

Segundo Taggart (1945), as lamas podem causar os seguintes efeitos na flotação:

- aumento do consumo de reagentes;
- perda de seletividade;
- perda de recuperação.

Fuerstenau (1976) credita o aumento do consumo de reagentes à elevada área superficial das lamas, o que confere a essas partículas um alto poder de adsorção.

Peres (2000) afirma que a perda da seletividade é decorrente principalmente do fenômeno denominado “*slimes coating*”, no qual a atuação de forças intermoleculares de longo alcance, similares às forças que determinam a interação bolha-partícula, promovem a aderência de partículas de lamas a outras partículas, mudando suas características superficiais.

A perda de recuperação pode ocorrer devido à pequena massa das partículas de minerais de ferro que podem ser carreadas pela água contida na espuma ou arrastadas mecanicamente pelas partículas sendo flotadas.

Fuerstenau (1980) demonstrou em seus estudos que as partículas finas geralmente são carreadas mecanicamente pelas lâminas de água que recobrem as bolhas de ar da espuma.

Esses diversos efeitos levam à necessidade de uma prévia deslamagem para utilizar um processo de flotação catiônica reversa na concentração de minérios de ferro.

No caso da Samarco, a deslamagem é realizada em três etapas de ciclonagem, sendo utilizados ciclones de 15”, 10” e 4” de diâmetro para a remoção da fração -10 $\mu$ m.

Em minérios onde a lama é constituída basicamente por minerais de ganga, uma deslamagem e conseqüente concentração pode ser realizada por hidrosseparadores, ou mesmo empregando-se o uso do processo de floculação seletiva.

Colombo (1980) apresenta os resultados da aplicação industrial do método de floculação seletiva e discute sua aplicação para a deslamagem de um minério de taconito da mina de Tilden, EUA.

Em alguns casos, onde as lamas são constituídas principalmente por minerais de baixa susceptibilidade magnética, obtém-se também uma considerável deslamagem quando é realizada uma concentração magnética inicial.

Weiss (1985) descreve alguns exemplos dessa prática para minérios de ferro, como o da mina de Empire, no estado de Michigan, EUA, e da mina de Griffith, no oeste do Canadá, onde a concentração magnética antecede etapas de flotação, sem o uso da deslamagem convencional por hidrociclones ou classificadores.

### 3.3.4 A aplicação da flotação em coluna para granulometria fina

A concepção básica do processo de flotação em colunas foi desenvolvida no início da década de 60, tendo sua aplicação industrial para minérios de ferro no Brasil sido iniciada em 1991, na Samarco.

Na atualidade, a aplicação de colunas de flotação tem sido bastante difundida, sendo utilizada em muitas outras usinas de concentração de minérios de ferro.

Araujo e Peres (1995) mencionam diversas outras aplicações industriais de colunas de flotação para a concentração de minérios de ferro, como na CVRD, MBR e CSN.

Na usina de concentração da Samarco existem atualmente onze colunas de flotação, sendo nove destinadas à etapa *releaner* do concentrado de células convencionais de flotação e duas destinadas à etapa *scavenger* de finos das lamas.

No estudo realizado por Medeiros e colaboradores (1998), a introdução de partículas de quartzo muito finas,  $-44\mu\text{m}$ , e muito grosseiras, entre  $-208\mu\text{m}$  e  $+104\mu\text{m}$ , na flotação de um minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero, conduziu à produção de concentrados com teores de sílica bastante elevados.

Os resultados desse estudo corroboraram a experiência vivenciada na usina de concentração da Samarco, conforme descrito em Relatórios da Engenharia de Processos (1994). Na concepção original do Projeto Alegria, a etapa de flotação em colunas era alimentada diretamente pelo concentrado da flotação convencional. Posteriormente, a redução de sílica nas colunas foi elevada com a remoagem prévia do concentrado.

Recentemente, uma nova modificação possibilitou elevar a redução de sílica de 45 para 75%, melhoria atribuída a uma considerável redução da fração  $+74\mu\text{m}$  na alimentação das colunas e à promoção de uma apreciável limpeza de superfície das partículas minerais obtida na remoagem.

Estudos posteriores, descritos em Relatórios da Engenharia de Processos (1999), realizados em laboratório com amostras da alimentação da usina da Samarco, mostraram a importância dos processos de moagem na limpeza e na geração de novas superfícies para o quartzo, com impactos significativos na flotação.

### **3.3.5 A aplicação da concentração magnética para granulometria fina**

Por constituir um método de baixo custo e alta eficiência, a concentração magnética de baixa intensidade é um método de concentração aplicado com sucesso para taconitos, minérios de ferro magnetíticos e de baixo teor.

No caso dos minérios hematíticos, a baixa susceptibilidade magnética torna necessária a aplicação de métodos de alta intensidade, o que torna a técnica onerosa.

Os concentradores magnéticos de alta intensidade a úmido, equipamentos utilizados para a concentração de minerais de baixa susceptibilidade magnética, diferem-se de outros concentradores magnéticos pelo fato da alimentação não passar por um tambor ou correia, e sim fluir através de uma matriz de material ferromagnético, magnetizada por um campo externo.

Basicamente, essa matriz tem três funções:

- prover sítios de coleta para as partículas ferromagnéticas, permitindo sua separação das partículas diamagnéticas;
- produzir altos valores de gradientes magnéticos na zona de separação para produzir altas forças magnéticas;
- ampliar o campo magnético externo, distribuindo-o de forma mais uniforme na zona de separação.

Nesse equipamento, a principal força que impede que as partículas sejam coletadas na matriz é a força de arraste.

Para partículas de 200µm de diâmetro, ou menores, a força de arraste pode ser adequadamente representada pela Lei de Stokes:

$$F_d = 3 * \pi * \eta * d * v \quad (3)$$

onde:

$F_d$  = força de arraste

$\eta$  = viscosidade do fluido

$d$  = diâmetro da partícula (m)

$v$  = velocidade do fluido (m/s)

A força magnética calculada para uma matriz de esferas isoladas é dada por:

$$F_m = \frac{\pi * \mu_0 * \chi * d^3 * a^{-1} * M * (H_0 + 2/3 * M)}{3} \quad (4)$$

onde:

$F_m$  = força magnética

$\mu_0$  = permeabilidade magnética do espaço livre

$\chi$  = susceptibilidade magnética da partícula

$d$  = diâmetro da partícula (m)

$a$  = raio da esfera (m)

$M$  = magnetização da esfera

$H_0$  = campo magnético externo

As equações mostram claramente que à medida que o tamanho da partícula diminui, a coleta pela matriz se torna mais difícil, uma vez que a força magnética  $F_m$  decresce na razão  $d^3$ , enquanto a força de arraste  $F_d$  decresce na razão  $d$ .

Assim, o tamanho mínimo de partícula que será retida na matriz é obtido quando as forças se igualam, de acordo com a expressão a seguir:

$$d = \frac{9 * \eta * v * a}{\mu_0} \quad (5)$$

O concentrador Jones é um exemplo de concentrador magnético de alta intensidade, a úmido, aplicado industrialmente pela CVRD para o tratamento de minérios hematíticos e itabiríticos na mina de Conceição, em Itabira, MG.

Weiss (1985) exemplifica o caso da Ferrox Iron Ltda, Canadá, que utilizou separadores magnéticos de alta intensidade para produzir um concentrado final com menos de 0,30% de sílica, a partir de um concentrado contendo 2,00% de magnetita, 6,00% de sílica e o restante de hematita.

Um equipamento de concentração magnética de alta intensidade, utilizado industrialmente para minérios de ferro de baixo teor, e que apresenta menor custo quando comparado a outros concentradores de alta intensidade, é o *Ferrous Wheel*.

Os fatores que tornam essa tecnologia atraente são um baixo investimento inicial, quando comparado a outros equipamentos, além do uso de magnetos permanentes de terras raras, proporcionando um baixo consumo de energia. Nesse equipamento um campo magnético de 2200 gauss é ampliado pelo uso de matrizes, criando campos magnéticos de até 9000 gauss.

No site da INBRÁS-ERIEZ (2003) são citadas aplicações industriais do *Ferrous Wheel* para minérios de ferro na MBR, no Brasil, e na Companhia Minera Del Norte, no México.

### **3.4 A influência da mineralogia na concentração**

A mineralogia é também fator determinante na escolha dos métodos de concentração, podendo influenciá-los de diversas formas.

No caso dos minérios de ferro, os minerais minério mais comumente encontrados são hematita, magnetita, goethita, e siderita, geralmente associados a quartzo, chert, calcita ou calcário.

No Quadrilátero Ferrífero, encontram-se normalmente associações de hematita, goethita, magnetita e limonitas, sendo a ganga constituída principalmente por quartzo e argilominerais.

O estudo de um minério da mina de Alegria, realizado por Casquet e Brandão (1986), mostrou a presença de hematita especular, hematita porosa, goethita, magnetita, quartzo e caulinita.

Dentre os métodos de concentração, a flotação é o processo mais afetado pela mineralogia, podendo haver efeitos sobre o consumo de reagentes, a qualidade do concentrado e as taxas de recuperação.

Estudos realizados por Rocha e Brandão (1996) indicaram que as limonitas, por exemplo, geram lamas e possuem uma tendência de maior consumo de amido, provavelmente devido a uma maior área superficial. Nesse mesmo estudo, as goethitas apresentaram correlações positivas com os consumos de soda e floclantes.

Hematitas porosas e goethitas também apresentam maiores áreas superficiais, o que também conduz a um maior consumo de reagentes na flotação.

Rabelo (1994) comprovou em seus estudos a associação de fósforo às goethitas, em uma investigação visando a redução do teor desse elemento nos concentrados da Samarco.

Coelho e colaboradores (1999) atribuíram a presença de fósforo nas goethitas, em minérios enriquecidos supergenicamente do Quadrilátero Ferrífero, ao processo genético do minério, onde apatitas foram adsorvidas anionicamente nas goethitas.

A seletividade da flotação também pode ser afetada pela presença de minerais portadores de lamas, como a limonita, ou mesmo pela presença de hematita especular de granulometria muito fina.

A predominância de minerais de alta susceptibilidade magnética, como a magnetita, por exemplo, permite a adoção de métodos de concentração magnética de baixa intensidade preferivelmente a outros métodos.

Esses são apenas alguns exemplos de como a mineralogia pode impactar os processos de concentração de minérios de ferro, sendo determinante na escolha do método de concentração, bem como nos resultados obtidos no tratamento.

## 4 METODOLOGIA

A metodologia utilizada nesse estudo envolveu amostragem, preparação e caracterização da amostra, e posterior execução dos ensaios tecnológicos.

Os métodos de amostragem utilizados, sondagem e trincheiras, foram escolhidos de forma a se obter uma boa representatividade da amostra.

Optou-se pela realização de um estudo de caracterização, utilizando diversos métodos, de forma a enriquecer o estudo. A amostra foi submetida a análises físicas e químicas, microscopia ótica, microscopia eletrônica de varredura, difração de raios-X e fluorescência de raios-X.

Os ensaios tecnológicos envolveram deslamagem, peneiramento, concentração magnética, concentração centrífuga e flotação, realizados em duas etapas, descritas a seguir:

- **Ensaio para obtenção de um pré-concentrado:** os resultados da caracterização mostraram um elevado teor de sílica, além de uma maior concentração do quartzo nas frações mais grosseiras. Estudou-se então a obtenção de um pré-concentrado através de três métodos: peneiramento, concentração magnética e concentração centrífuga, adotando como critérios um maior enriquecimento e uma recuperação metálica mínima de 80%.
- **Ensaio para obtenção de um concentrado final:** com base nos resultados obtidos na caracterização da amostra e nos ensaios de pré-concentração, foram desenvolvidos cinco fluxogramas de concentração. Os métodos utilizados foram a concentração magnética e a flotação convencional.

Na elaboração desses fluxogramas foram buscadas as soluções mais simples e que pudessem conduzir a um baixo custo operacional, caso adotadas industrialmente.

#### **4.1 Amostragem e preparação da amostra**

Visando obter uma boa representatividade, foram utilizadas sondagens e trincheiras para obtenção amostra. Foram realizados três furos de sonda, com cerca de 40 metros de profundidade cada um, e oito trincheiras de 4 metros de profundidade cada.

As diversas amostras obtidas foram homogeneizadas em pilha, obtendo-se uma única amostra, dividida em frações para a realização das análises e dos ensaios.

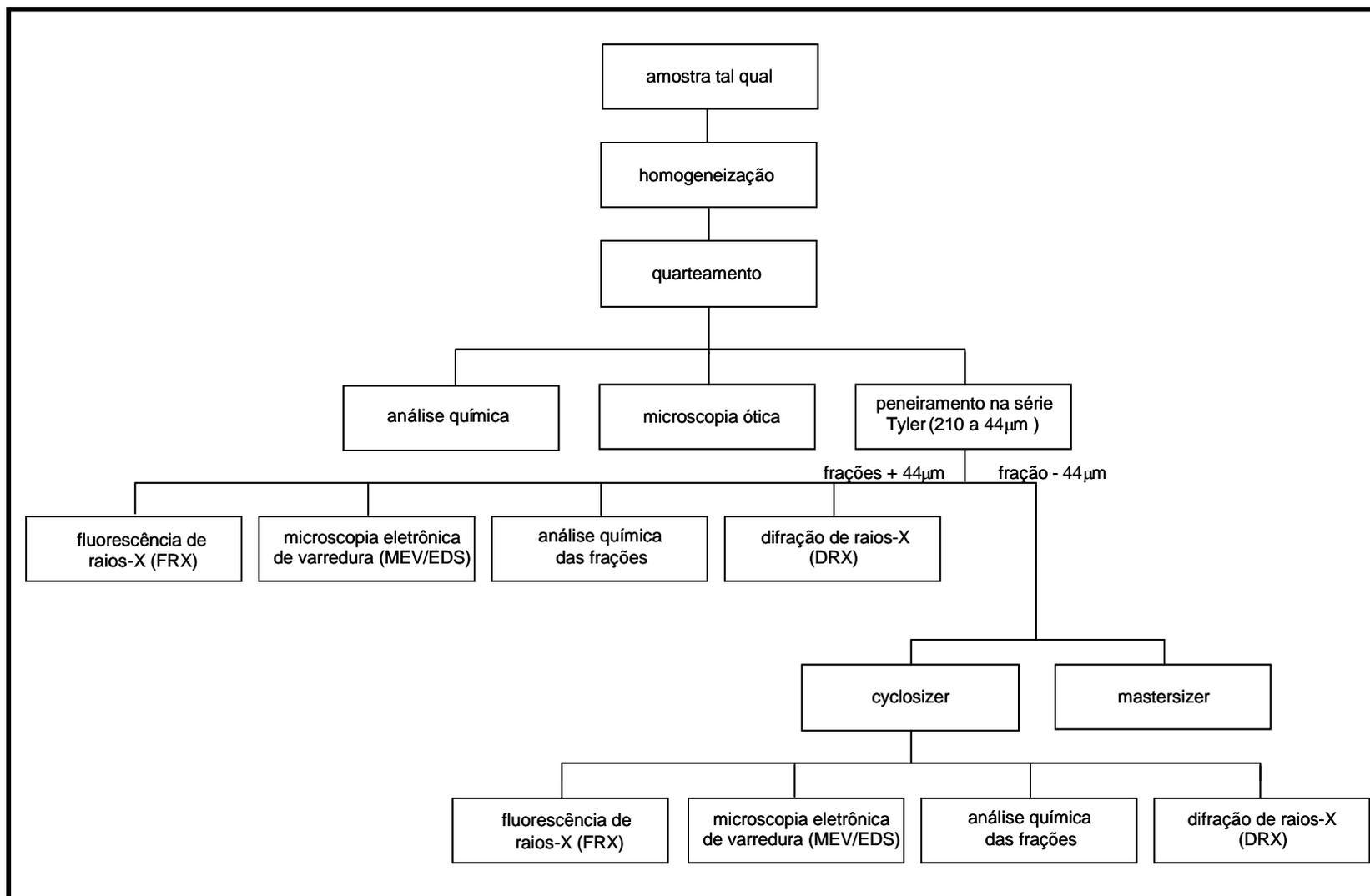
#### **4.2 Caracterização da amostra**

Foram realizadas análises granulométricas e químicas, difração de raios-X, microscopia ótica e microscopia eletrônica de varredura (MEV). Os métodos foram escolhidos por fornecerem um grande número de informações e por serem relativamente simples e rápidos.

Uma espectrometria de fluorescência de raios-X foi utilizada especificamente para procurar o elemento Au.

A figura 4 mostra o fluxograma elaborado para a caracterização da amostra.

**Figura 4 - Fluxograma elaborado para a caracterização da amostra**



#### **4.2.1 Análises granulométricas e químicas**

As análises granulométricas foram realizadas segundo procedimento de rotina dos laboratórios da Samarco, utilizando peneiras da série Tyler, com aberturas de 44 a 210 $\mu$ m, da marca Granutest, com 20cm de diâmetro e 7cm de altura. Nesse procedimento, a amostra é submetida a um peneiramento a úmido em vibrador da marca Vibrotex, durante 10 minutos. As frações obtidas foram secadas e pesadas para cálculo das frações.

A distribuição granulométrica da fração  $-44\mu$ m foi determinada através da utilização de um *cyclosizer* e através de um granulômetro a laser Mastersizer, da Malvern.

Posteriormente, foram realizadas análises químicas de todas as frações, obtendo-se os teores de Fe, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e PPC.

Os teores de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e P foram determinados por um espectrômetro de emissão atômica, via plasma, acoplado indutivamente (ICP-ES), da marca SPECTRO, segundo o procedimento padrão da Samarco. O método consiste em digerir a amostra em ácido clorídrico e submetê-la ao equipamento para análise.

Os teores de Fe e PPC foram analisados por via úmida, sendo o Fe determinado por titulação, após digestão ácida da amostra, usando o método do cloreto de titânio. O PPC foi determinado por calcinação de 1 g de amostra, em forno mufla, a 1000°C, também de acordo com procedimento de rotina da Samarco.

#### **4.2.2 Análise de Blaine**

As análises de Blaine foram realizadas em um aparelho de permeâmetro de Blaine, segundo procedimento padrão utilizado na rotina da Samarco. Nesse procedimento, o peso da amostra a ser utilizada no ensaio é definido de acordo com seu peso específico, determinado em um picnômetro à Hélio. A amostra é introduzida na célula do

equipamento, acoplada no topo de um tubo em U, preenchido parcialmente com óleo. Desloca-se a coluna de óleo até o topo de um dos lados do tubo e, operando uma válvula, permite-se que essa coluna desloque-se gravitacionalmente, o que faz passar pela célula um fluxo de ar. O tempo de deslocamento é cronometrado e é diretamente proporcional ao Blaine da amostra.

#### **4.2.3 Cyclosizer**

Um *cyclosizer* foi utilizado para complementar as análises granulométricas, fornecendo um maior detalhamento da fração  $-44\mu\text{m}$ , gerada no peneiramento. Utilizou-se uma amostra de 100g para análise, realizando cortes nos diâmetros 30,1; 22,4; 15,3; 11; e  $8,8\mu\text{m}$ , recuperando-se as diversas frações para posteriores análises químicas e por microscopia eletrônica de varredura.

#### **4.2.4 Granulômetro à laser Mastersizer**

O outro método utilizado para complementação da análise granulométrica foi o utilizando um granulômetro a *laser* Mastersizer, analisador cujo princípio de funcionamento se baseia em propriedades óticas (espalhamento de feixe de laser) para determinação do tamanho das partículas.

Nesse método, a amostra é primeiramente peneirada a úmido em  $44\mu\text{m}$ . O passante é filtrado, secado, e analisado no equipamento. Utiliza-se uma solução de hexametáfosfato de sódio (0,05% p/v) para assegurar a dispersão da amostra.

A alíquota utilizada para as determinações nesse analisador se encontra na faixa dos miligramas, tendo sido analisadas as frações 35, 30, 25, 15, 10, 5 e  $1\mu\text{m}$ .

#### **4.2.5 Microscopia Ótica**

A mineralogia das amostras foi determinada pela análise em um microscópio ótico de luz refletida, modelo Leica MPS 30, com um aumento em até 200 vezes.

O método utilizado foi o da contagem de grãos, conforme procedimento padrão da Samarco, onde é feita a contagem mínima de 500 grãos, possibilitando identificar as quantidades relativas de quartzo e minerais de ferro presentes e determinar o grau de liberação.

#### **4.2.6 Difração de raios-X (DRX) e microscopia eletrônica de varredura (MEV)**

Com o objetivo de melhor estudar as frações e identificar a presença de outras fases mineralógicas presentes, realizou-se uma difração de raios-X (DRX) e uma microscopia eletrônica de varredura (MEV), com microanalisador EDS (espectrômetro dispersivo em energia) associado, o que possibilitou além da identificação da mineralogia presente nas amostras, uma avaliação da morfologia dessas fases minerais. Os equipamentos utilizados foram um difratômetro de raios-X da marca Philips, modelo PW3710, com trocador de amostras automático, e um MEV da marca Jeol, modelo JSM-5410.

Foram estudadas as frações +74 $\mu\text{m}$ , -74+53 $\mu\text{m}$ , -53+44 $\mu\text{m}$  obtidas no peneiramento e as frações -44+30 $\mu\text{m}$ , -30+22,4 $\mu\text{m}$ , -22,4+15 $\mu\text{m}$ , -15+11 $\mu\text{m}$ , -11+8,8 $\mu\text{m}$ , e -8,8 $\mu\text{m}$ , obtidas num *cyclosizer*.

A preparação das amostras para observação no MEV foi feita a partir da colocação da amostra diretamente em fita de carbono, que foi posteriormente recoberta com uma fina película de carbono obtida na metalizadora-evaporadora, modelo Desk II, marca Denton. Esse estudo foi registrado por fotomicrografias e microanálises das áreas analisadas, obtidas em um equipamento da marca Noran, modelo TN-M3055, composto de EDS com janela especial para a detecção de todos os elementos de número atômico igual ou superior ao boro.

#### **4.2.7 Fluorescência de raios-X**

As frações  $-74+53\mu\text{m}$  e  $-15+11\mu\text{m}$  foram submetidas a uma fluorescência de raios-X, sendo realizadas varreduras específicas para ouro, usando-se o espectrômetro de fluorescência de raios-X (FRX), marca Philips, modelo PW2400. As análises foram realizadas apenas em caráter complementar e as frações foram escolhidas aleatoriamente.

### **4.3 Ensaios Tecnológicos**

Os ensaios tecnológicos foram realizados em duas etapas distintas, de acordo com o fluxograma elaborado, mostrado na figura 5.

#### **4.3.1 Deslamagem**

Os ensaios de deslamagem foram realizados segundo a metodologia de laboratório desenvolvida e utilizada na Samarco, que consiste na repetição do procedimento descrito a seguir por três vezes, visando simular o circuito industrial que é constituído atualmente por três etapas. Nesse estudo considerou-se a deslamagem em uma única etapa, uma vez que o uso de etapas adicionais representaria maiores custos num circuito industrial.

O procedimento descrito a seguir permite simular o efeito *by-pass* presente no circuito industrial, no qual parte dos ultrafinos acompanha a partição de água para o underflow dos ciclones.

Adiciona-se 1700g de amostra em uma cuba de 4000ml, avolumando posteriormente com água para esse volume. Agita-se a polpa por 5 minutos e ajusta-se o pH para 10,5, utilizando NaOH (solução 3% (p/v)). Em seguida, condiciona-se essa solução por 5 minutos, deixando-a posteriormente em descanso por 2 minutos. Sifona-se então o sobrenadante, até atingir um volume de 1600 ml na cuba.

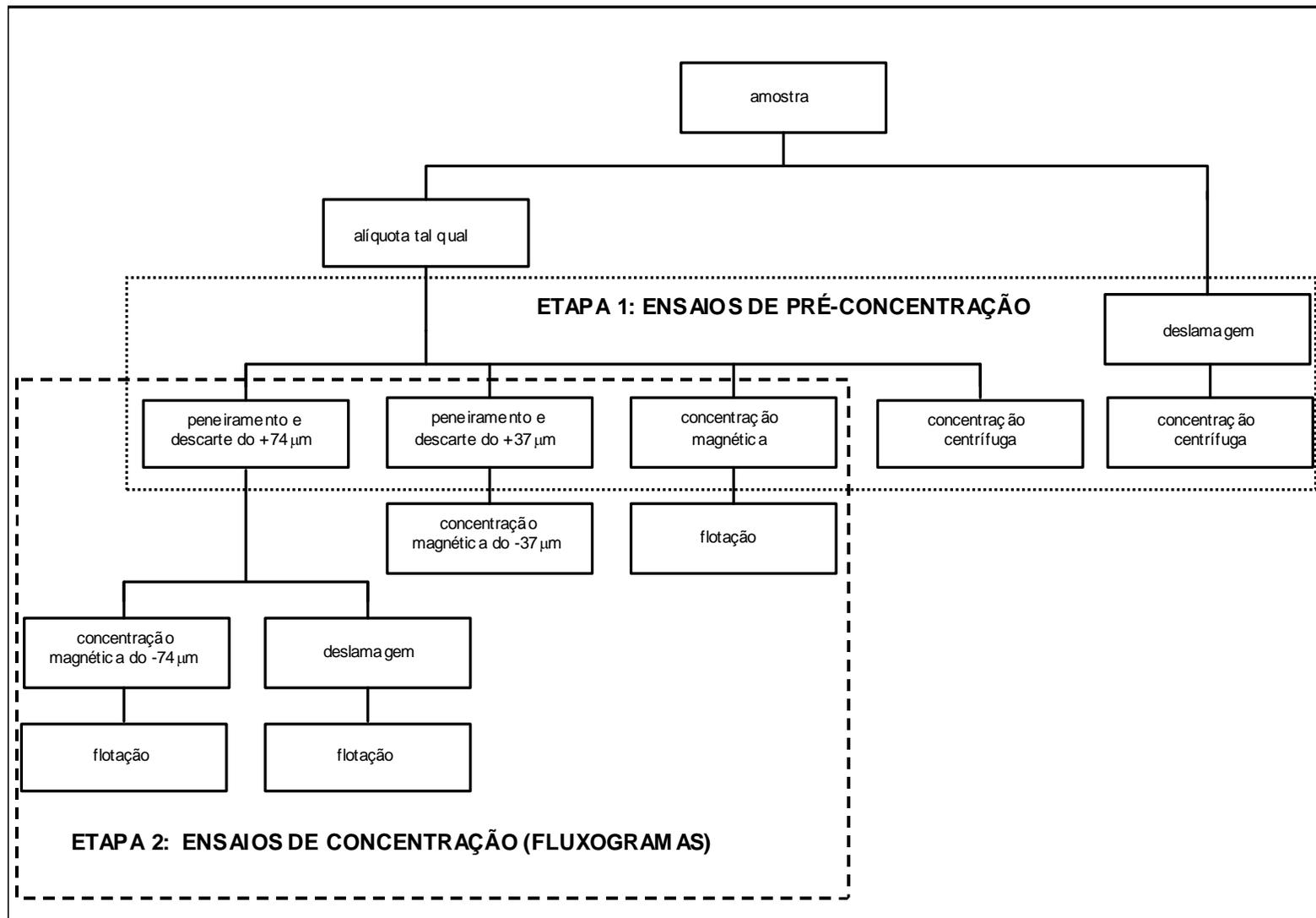


Figura 5 - Fluxograma elaborado para os ensaios tecnológicos

### **4.3.2 Peneiramento**

Um corte na amostra foi realizada por um peneiramento visando uma pré-concentração da amostra, uma vez que as frações mais grosseiras apresentaram um elevado teor de sílica.

### **4.3.3 Escrubagem**

A escrubagem foi realizada visando estudar os efeitos da limpeza de superfície dos minerais, na performance da deslamagem e da flotação, mediante a uma agitação da polpa.

Utilizou-se uma amostra de 1700g, adicionada à mesma cuba onde se realizaram as deslamagens. Adicionou-se um volume de 730ml de água, para 70% de sólidos em peso, e agitou-se a polpa a uma rotação de 1300 rpm.

### **4.3.4 Flotação**

O método utilizado foi o da flotação catiônica reversa. Os reagentes usados foram os mesmos utilizados na flotação industrial da Samarco, que são uma mistura de eteraminas como coletor, o amido de milho *gritz* gelatinizado com soda como depressor e a soda (NaOH) para ajuste de pH. As soluções de amido e amina foram preparadas a 1% p/v e a solução de soda foi preparada a 3% p/v.

Os ensaios de flotação foram realizados conforme metodologia padrão da Samarco, descrita a seguir:

Adiciona-se na cuba de flotação a massa de amostra correspondente ao percentual de sólidos desejado para um volume final de 2400ml de polpa, acrescentando-se 1500ml de água. Agita-se a polpa, adicionando na seqüência um volume da solução de amido correspondente à dosagem desejada, e condiciona-se por 5 minutos. Na seqüência, adiciona-se mais 600ml de água, obtendo-se um volume de 2400ml, e ajusta-se o pH

com a solução de soda. Acrescenta-se o volume de solução de amina correspondente à dosagem do ensaio e condiciona-se por 1 minuto. Abre-se o ar da célula e inicia-se a flotação, removendo-se mecanicamente, com espátulas, a espuma da cuba durante 3 minutos.

#### **4.3.5 Concentração magnética**

Os ensaios de concentração magnética foram realizados em um concentrador magnético Ferrous Wheel de alto gradiente, em escala de bancada, com campo magnético em vazio de 2200 gauss, ampliado com o uso de matrizes.

O procedimento adotado nos ensaios consistiu simplesmente em formar uma polpa com 35% de sólidos, a partir de 300g de amostra, e realizar a passagem no equipamento, metodologia desenvolvida pela INBRÁS-ERIEZ, fabricante do equipamento.

#### **4.3.6 Concentração centrífuga**

Os testes de concentração centrífuga foram realizados utilizando um concentrador Falcon modelo batch, segundo o procedimento descrito a seguir.

Utilizando 1000g de amostra, prepara-se uma polpa com 20% de sólidos em peso. Realiza-se a passagem da polpa no equipamento, obtendo-se um primeiro concentrado. Sifona-se o rejeito, ajusta-se para 20% de sólidos e uma nova passagem no equipamento é realizada, obtendo-se um segundo concentrado. Esses passos são repetidos por mais duas vezes, obtendo-se um terceiro e um quarto concentrado e um rejeito final.

## 5 APRESENTAÇÃO DOS RESULTADOS E DISCUSSÃO

### 5.1 Amostragem e preparação da amostra

Os resultados da análise química da amostra, apresentados na tabela 4, mostram que a amostra obtida apresentou uma boa representatividade dos rejeitos da barragem, conforme pretendido.

Esse fato pode ser comprovado quando se comparam os resultados da análise química da amostra, apresentados na tabela 4, e os dados obtidos de relatórios de produção, apresentados na tabela 5.

**Tabela 4 - Análise química da amostra**

Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC
24,97	62,70	0,61	0,016	0,94

**Tabela 5 - Tonelagens e teores de rejeitos e lamas\***

Tipo de rejeito	Toneladas	%Fe	%P	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Lama	19.938.231	54,22	0,096	2,40
Rejeito flotação convencional	83.821.877	19,01	0,010	0,14
Rejeito flotação de finos	2.160.460	32,63	0,015	0,69
Rejeito colunas recleaner	2.188.829	26,95	0,010	0,26
Total	108.109.397	25,93	0,026	0,57

\*Fonte: relatórios internos de produção da Concentração – jan/1977 a maio/2003 – Samarco Mineração S/A.

## 5.2 Caracterização da amostra

### 5.2.1 Análise granulométrica por peneiramento e *cyclosizer* e análises químicas das frações

Os resultados das análises granulométricas e químicas da amostra utilizando peneiramento e *cyclosizer* estão apresentados na tabela 6.

**Tabela 6 - Distribuição granulométrica e teores das frações simples**

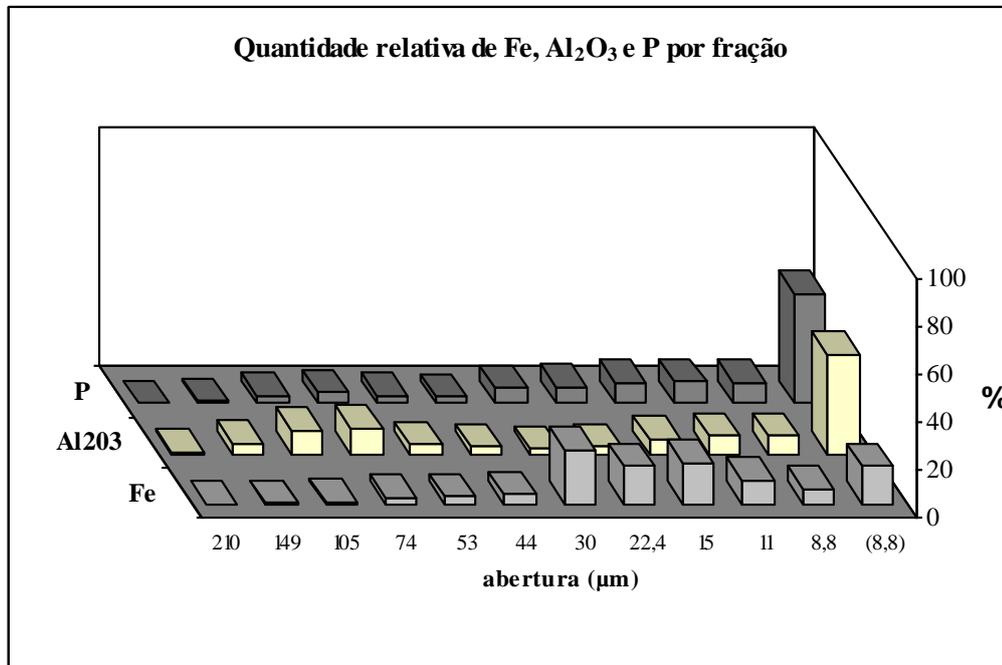
Distribuição granulométrica						Teores				
Malha Tyler	Abertura $\mu\text{m}$	Massa (g)	% Ret. simples	% Ret. acumul.	% Pas-sante	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC
65	210	1,07	1,01	1,01	98,99	1,46	97,01	0,66	0,007	0,22
100	149	5,83	5,46	6,47	93,53	1,75	96,77	0,59	0,007	0,12
150	105	13,66	12,82	19,29	80,71	2,36	95,95	0,53	0,007	0,12
200	74	20,27	19,02	38,30	61,70	3,42	94,50	0,45	0,007	0,14
270	53	10,17	9,54	47,85	52,15	8,35	87,51	0,32	0,008	0,21
325	44	6,64	6,22	54,07	45,93	16,13	76,24	0,34	0,009	0,32
	30	10,21	9,58	63,65	36,35	56,38	18,78	0,16	0,019	0,40
	22,4	9,33	8,75	72,40	27,60	43,54	36,90	0,25	0,019	0,55
	15	9,45	8,86	81,26	18,74	46,21	32,52	0,50	0,026	0,84
	11	5,75	5,40	86,66	13,34	44,51	33,22	1,13	0,043	1,90
	8,8	4,23	3,97	90,63	9,37	38,90	38,69	2,44	0,059	3,09
	-8,8	9,99	9,37	100,00	0,00	40,64	30,22	4,84	0,163	6,40
	<b>Total</b>	106,60	100,00							
	<b>Alim. calculada</b>					23,92	63,70	0,94	0,030	1,08
	<b>Alim. analisada</b>					24,97	62,70	0,61	0,016	0,94

Observa-se uma maior diferença entre os teores calculados e analisados para o fósforo e para a alumina. Essa diferença pode ser atribuída a uma imprecisão das análises para teores fora da faixa de calibração do plasma, uma vez que foram utilizados métodos e calibrações de rotina. Teores extremos à faixa de calibração geralmente apresentam maiores erros, principalmente para esses elementos.

A tabela 7 mostra os teores acumulados por fração granulométrica. Na seqüência, a figura 6 apresenta a quantidade relativa de ferro, alumina e fósforo nas frações.

**Tabela 7 - Distribuição granulométrica e teores das frações acumuladas**

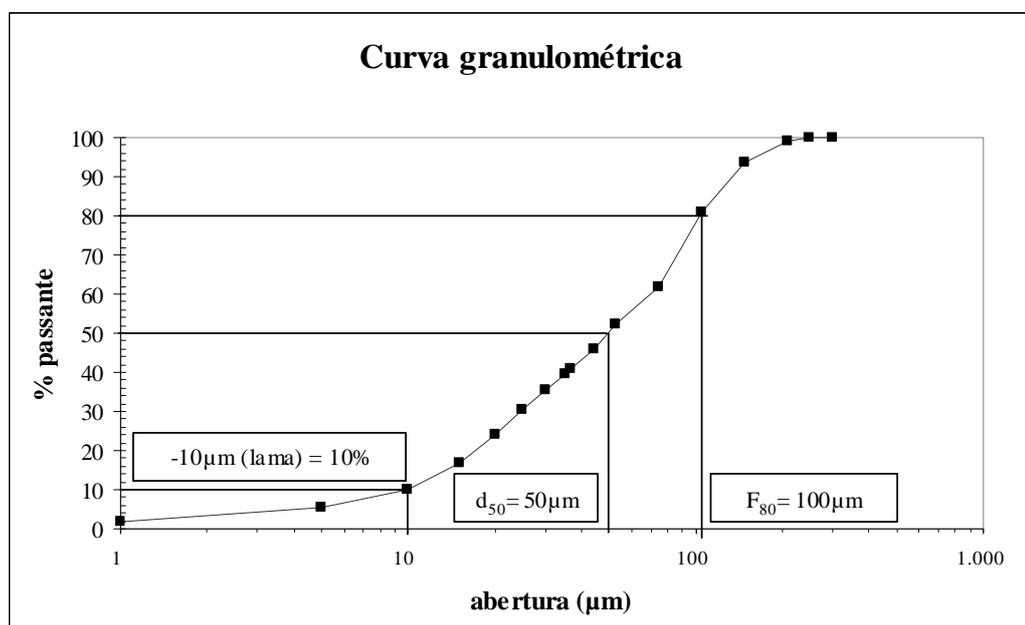
Distribuição Granulométrica						Teores				
Malha Tyler	Abertura $\mu\text{m}$	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. acumul.	% Pas-sante	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC
65	210	1,07	1,01	1,01	98,99	1,46	97,01	0,66	0,007	0,22
100	149	5,83	5,46	6,47	93,53	1,70	96,81	0,60	0,007	0,14
150	105	13,66	12,82	19,29	80,71	2,14	96,24	0,55	0,007	0,13
200	74	20,27	19,02	38,30	61,70	2,78	95,37	0,50	0,007	0,13
270	53	10,17	9,54	47,85	52,15	3,89	93,81	0,47	0,007	0,15
325	44	6,64	6,22	54,07	45,93	<b>5,30</b>	91,78	0,45	0,007	0,17
	30	10,21	9,58	63,65	36,35	12,98	80,80	0,41	0,009	0,20
	22,4	9,33	8,75	72,40	27,60	16,68	75,50	0,39	0,010	0,24
	15	9,45	8,86	81,26	18,74	19,90	70,81	0,40	0,012	0,31
	11	5,75	5,40	86,66	13,34	21,43	68,47	0,45	0,014	0,41
	8,8	4,23	3,97	90,63	9,37	22,20	67,16	0,53	0,016	0,53
	-8,8	9,99	9,37	100,00	0,00	23,92	63,70	0,94	0,030	1,08
	<b>Total</b>	106,60	100,00							
<b>Alim. calculada</b>						23,92	63,70	0,94	0,030	1,08
<b>Alim. analisada</b>						24,97	62,70	0,61	0,016	0,94



**Figura 6 – Quantidade relativa de Fe, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e P nas frações granulométricas**

A tabela mostrou que a fração acima de  $44\mu\text{m}$  é muito pobre, contendo 5,30% de ferro. O gráfico mostra claramente uma concentração do ferro nas frações mais finas da amostra, principalmente nas frações abaixo de  $44\mu\text{m}$ . Nas frações abaixo de  $11\mu\text{m}$  há uma elevação exponencial da quantidade de fósforo e alumina.

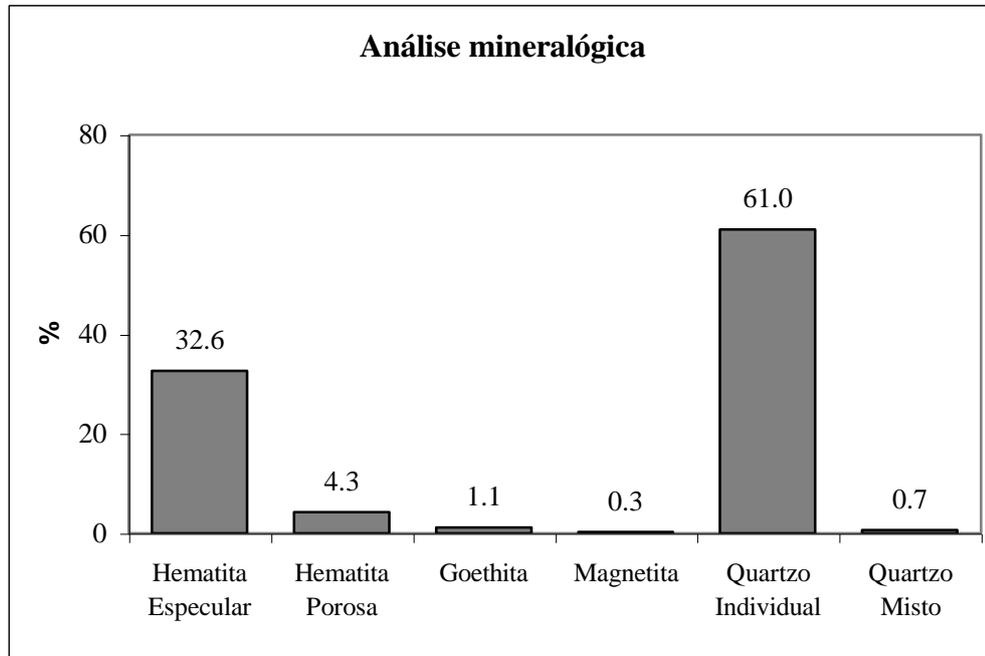
A figura 7 apresenta a curva granulométrica obtida por peneiramento e Mastersizer. Nessa curva são determinados os valores de  $d_{50}$ ,  $F_{80}$  e a quantidade de lama presente na amostra.



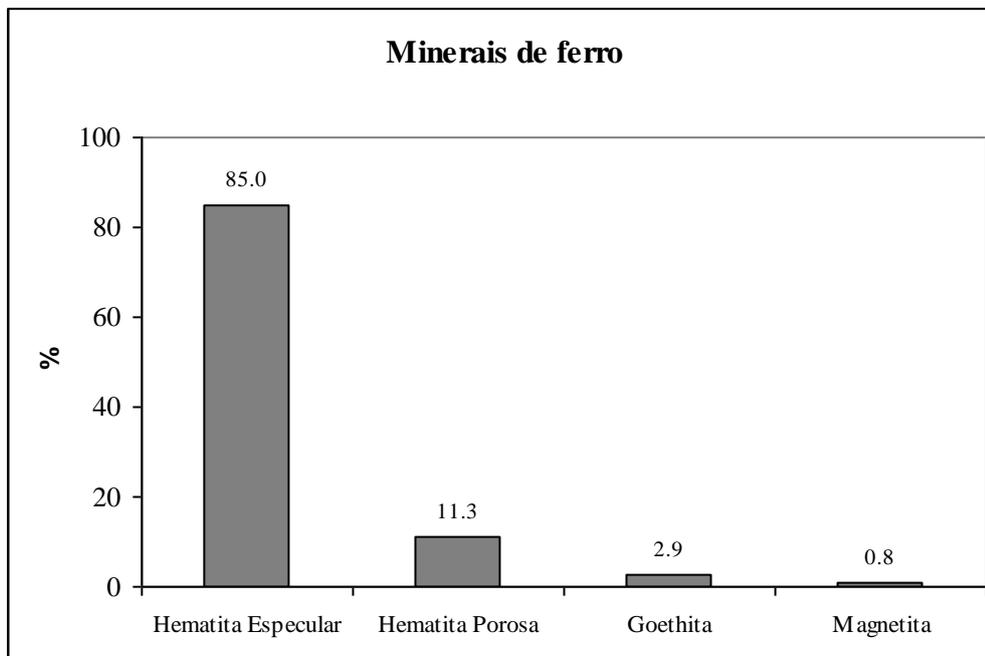
**Figura 7 - Distribuição granulométrica da amostra**

### 5.2.2 Microscopia ótica

As figuras 8 e 9 mostram os principais minerais e suas quantidades relativas determinados pela microscopia ótica.



**Figura 8 – Principais minerais detectados na microscopia ótica**



**Figura 9 – Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes na amostra**

Observa-se que o quartzo foi o mineral predominante na amostra, com uma grande quantidade da espécie individualizada, mostrando um elevado grau de liberação.

Com relação aos minerais de ferro presentes, a hematita especular mostrou elevada participação, representando 85% do total.

### 5.2.3 Difração de raios-X (DRX)

A tabela 8 mostra os resultados da difração de raios-X. Os difratogramas obtidos encontram-se no anexo I.

**Tabela 8 - Resultados da difração de raios-X**

Fração	Magnetita Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	Hematita Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Goethita α- FeO(OH)	Caulinita Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH)	Gibbsita Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> · 3H <sub>2</sub> O	Moscovita (K, Na)(Al,Mg, Cr) <sub>2</sub> (Si <sub>3,1</sub> -Al <sub>0,9</sub> ) O <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub>	Quartzo SiO <sub>2</sub>
+74μm	-	+	-	-	-	-	++++
-74μm+53μm	-	++	-	+	-	-	++++
-53+44μm	+	++	+++	+	-	-	++++
-44+30μm	+	+++	+	+	+	-	++++
-30+22,4μm	+	++	-	+	+	-	++++
-22,4+15,3μm	-	+++	+	+	+	-	++++
-15,3+11μm	-	+++	++	+	+	-	++++
-11+8,8μm	+	++	++	++	+	-	++++
-8,8μm	++	+++	+++	++++		+	++++

- ++++ : Alta concentração da fase;
- +++ : Média concentração da fase;
- ++ : Baixa concentração da fase;
- + : Traços da fase;
- : Não encontrada na amostra analisada.

Os resultados apresentados pela DRX confirmam o quartzo e a hematita como as fases minerais mais abundantes em todas as amostras, seguidas pela goethita, caulinita e magnetita, com pequenas variações nessa ordem de abundância. A gibbsita e a moscovita aparecem somente como traços em algumas das amostras. A fração -8,8μm

apresentou uma maior concentração da caulinita e goethita em comparação com as outras frações.

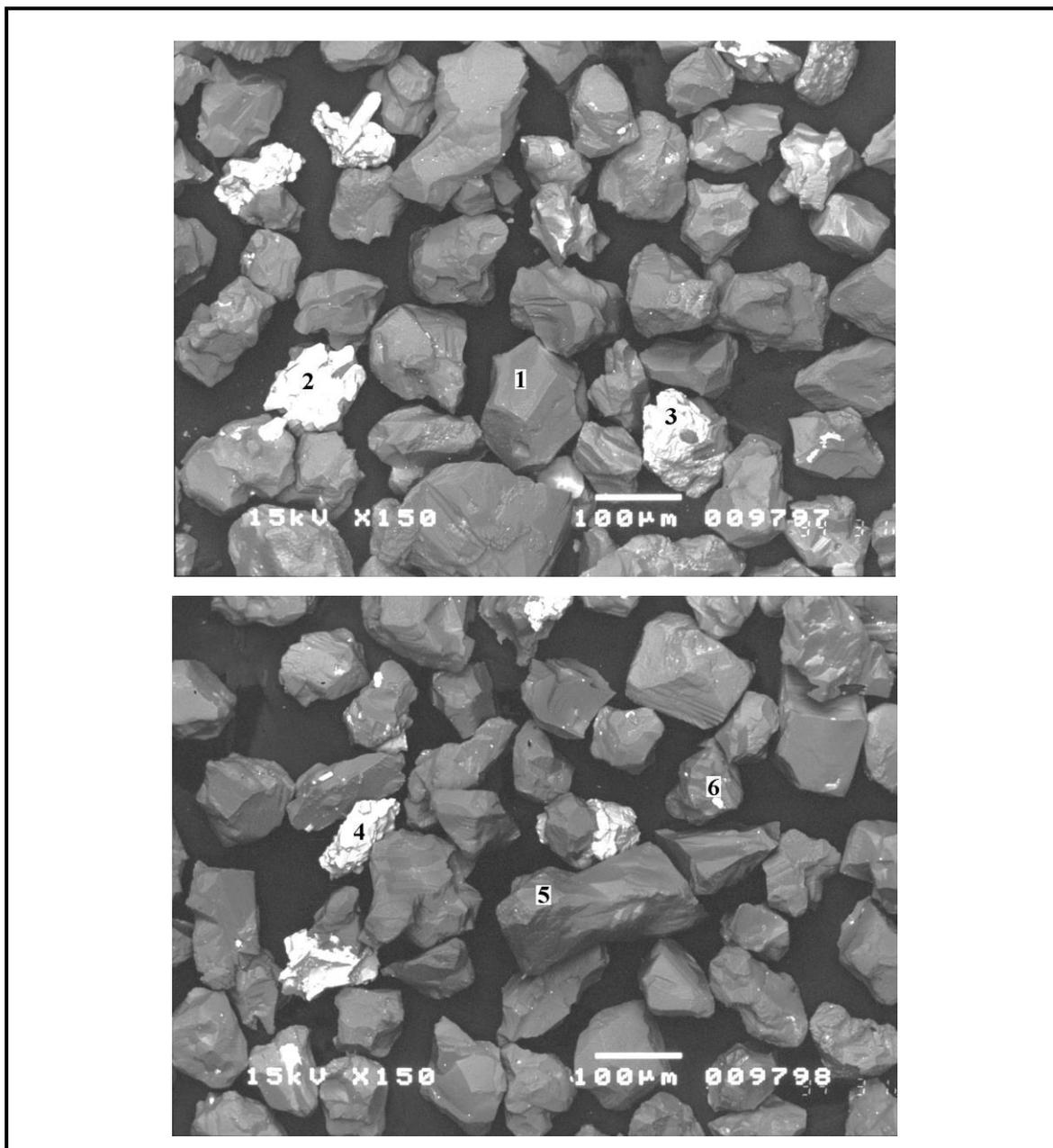
#### **5.2.4 Microscopia eletrônica de varredura (MEV-EDS)**

Os resultados obtidos no MEV-EDS realizados nas diversas frações serão apresentados a seguir através das fotomicrografias obtidas, associadas com as respectivas microanálises e interpretações, apresentadas nas tabelas 9 a 20.

A microscopia eletrônica detectou as seguintes fases mineralógicas:

- hematita porosa ou martítica
- hematita especular
- goethita
- magnetita
- quartzo
- caulinita
- clorita

Na fração +74 $\mu$ m, apresentada na figura 10, o quartzo é o mineral predominante havendo ainda a presença de hematita que ocorre como partículas individualizadas ou formando partículas mistas com o quartzo. É interessante notar que as partículas de quartzo mostram uma cor esbranquiçada dada pelo recobrimento de uma hematita muitíssimo fina, o que provavelmente caracteriza um “*slimes coating*”. As microanálises feitas nessas áreas confirmam a presença da hematita, uma vez que uma análise típica do quartzo mostraria um teor de SiO<sub>2</sub> de 100%.

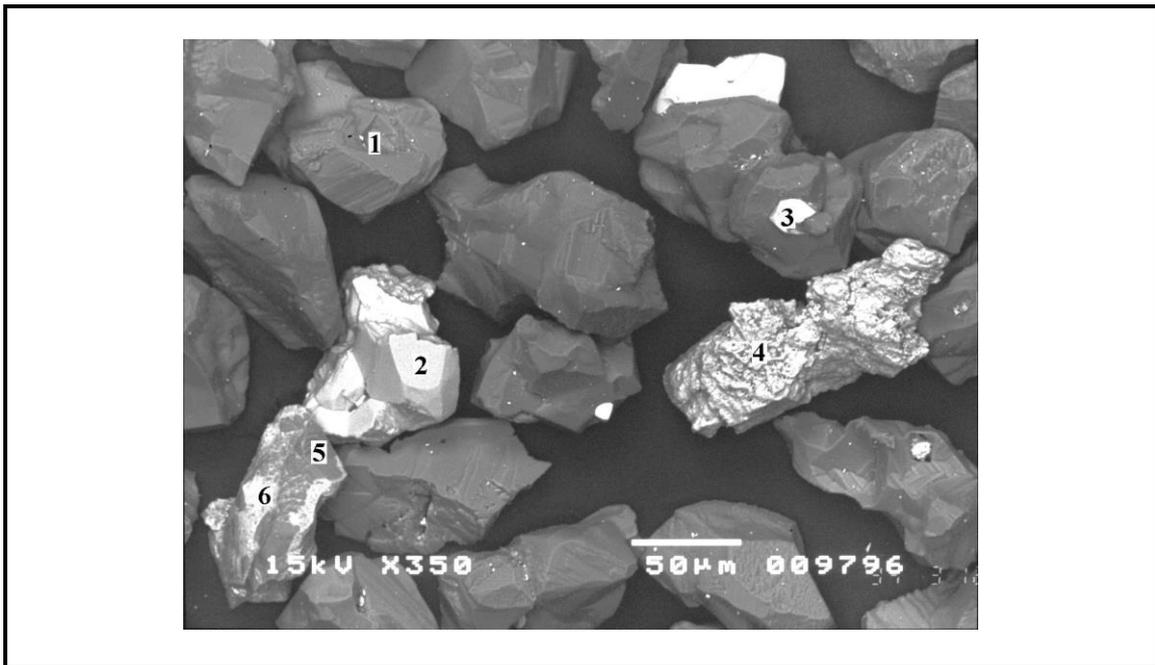


**Figura 10 – Fotomicrografias da fração +74µm**

**Tabela 9 – Microanálise e interpretação da fração +74µm**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	1,82	0,00	98,18	Quartzo+hematita
2	96,25	0,00	3,75	Hematita+quartzo
3	88,36	0,00	11,64	Hematita+quartzo
4	98,00	0,00	2,00	Hematita
5	3,25	0,00	96,75	Quartzo+hematita
6	82,57	0,00	17,43	Quartzo+hematita

Na fração  $-74+53\mu\text{m}$ , as partículas de quartzo também predominam, havendo a presença de hematita especular, hematita martítica e goethita em menor proporção. A hematita especular se apresenta algumas vezes associada ao quartzo. A figura 11 mostra mais claramente o recobrimento parcial de uma partícula de quartzo por uma fina película de hematita, o que torna parte da partícula esbranquiçada, tonalidade que representa a hematita (áreas 5 e 6).



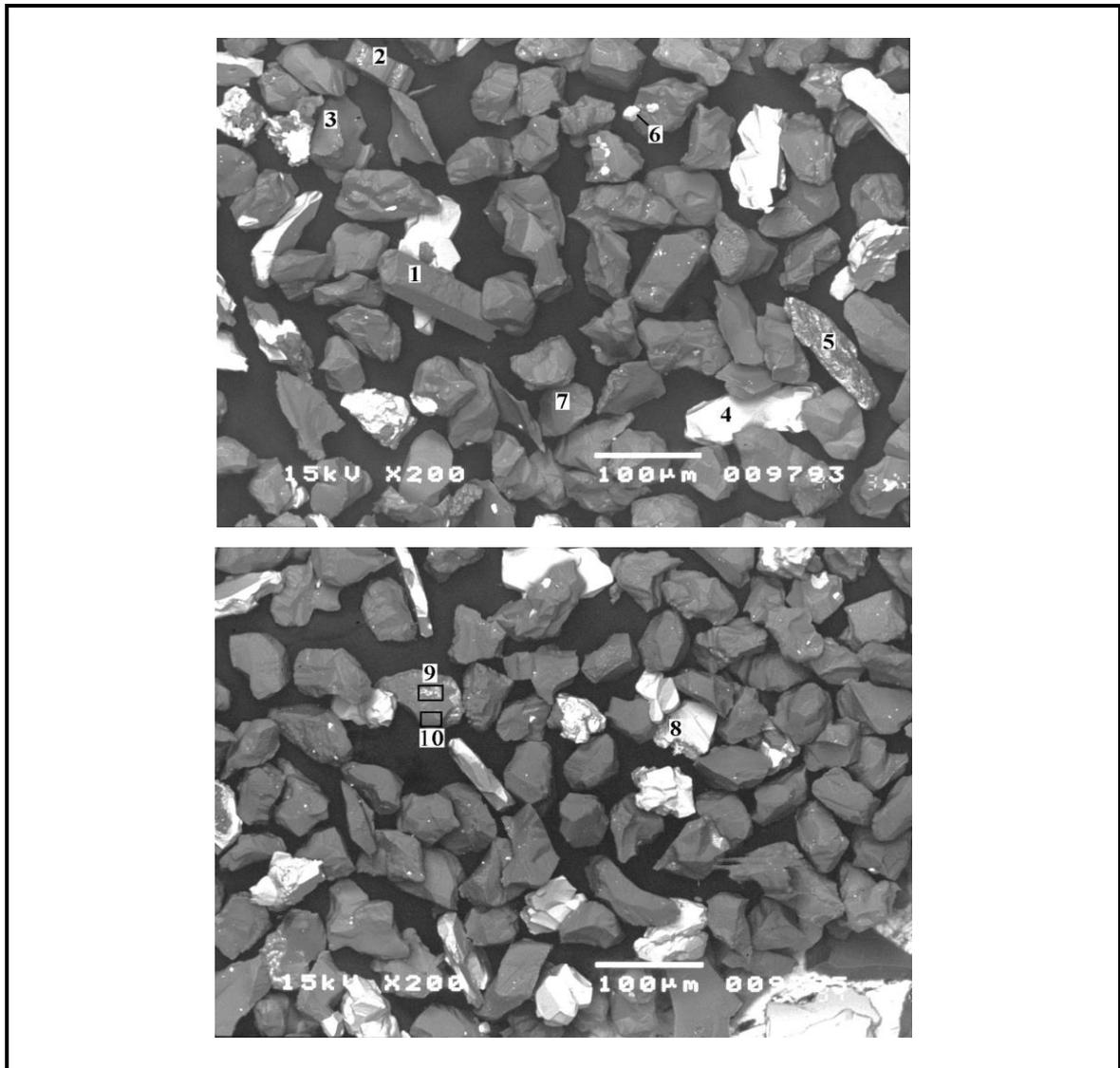
**Figura 11 – Fotomicrografia da fração  $-74+53\mu\text{m}$**

**Tabela 10 - Microanálise e interpretação da fração  $-74+53\mu\text{m}$**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Interpretação
1	3,94	0,00	96,06	0,00	Quartzo+hematita
2	93,66	0,48	4,81	1,05	Goethita
3	96,61	0,00	3,39	0,00	Hematita
4	97,87	0,00	2,13	0,00	Hematita martítica
5	4,65	0,00	95,35	0,00	Quartzo+hematita
6	96,04	0,00	3,96	0,00	Hematita

Na figura 12, obtida da fração  $-53+44\mu\text{m}$ , observa-se, além do quartzo, a presença de caulinita, de goethita e de clorita. O quartzo e a hematita formam partículas mistas em proporções variadas, e nota-se ainda que algumas partículas de quartzo estão

parcialmente recobertas pela película de hematita. A presença de goethita com alto teor de alumínio pode ser observada (área 5).



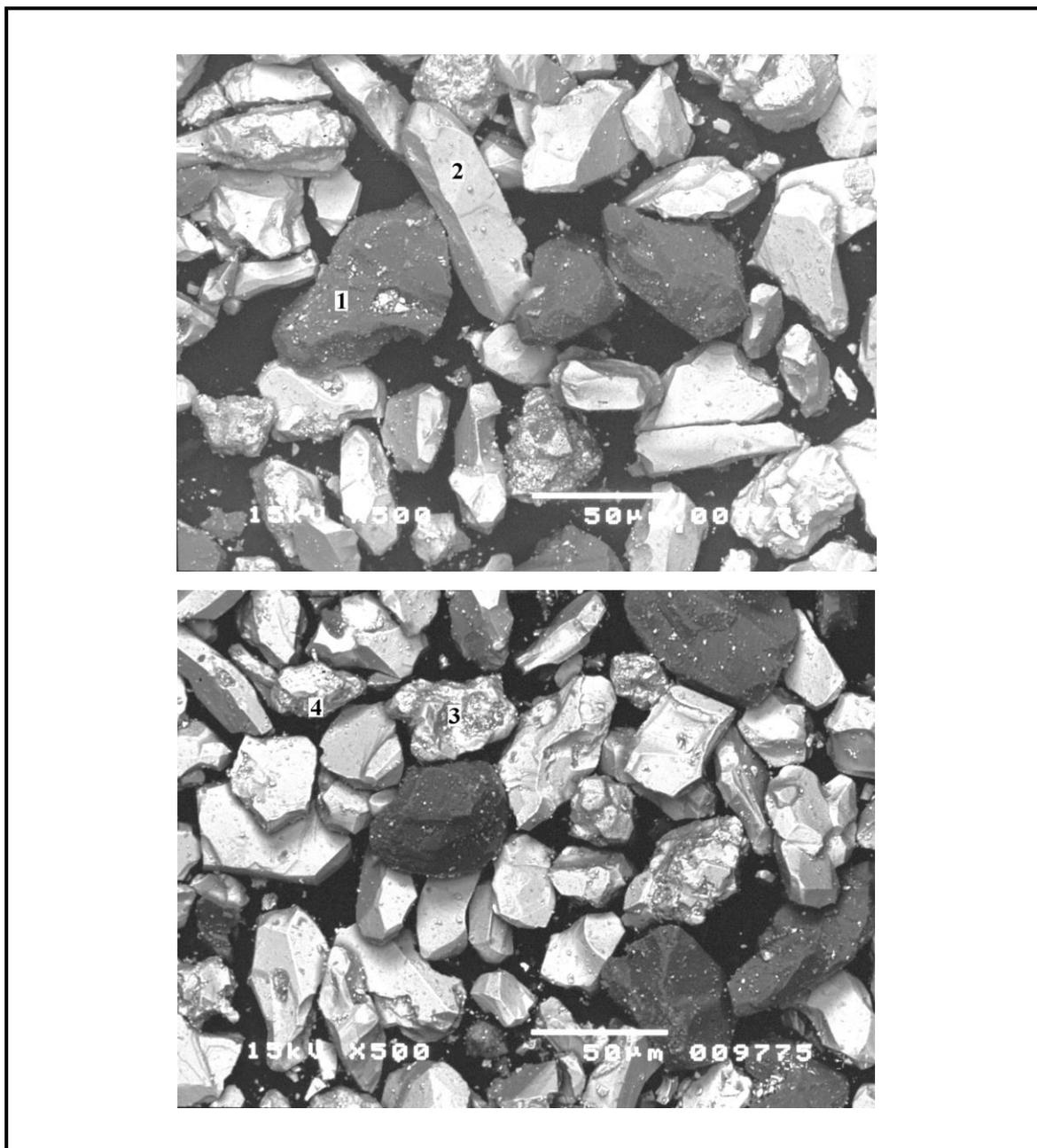
**Figura 12 - Fotomicrografias da fração -53+44µm**

**Tabela 11 - Microanálise e interpretação da fração -53+44 $\mu$ m**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	MgO	Na <sub>2</sub> O	Interpretação
1	9,42	35,60	46,25	6,79	1,94	Clorita
2	8,10	37,91	53,99	0,00	0,00	Caulinita
3	4,27	0,00	95,73	0,00	0,00	Quartzo+hematita fina
4	99,00	0,31	0,69	0,00	0,00	Hematita especular
5	52,45	42,57	4,98	0,00	0,00	Goethita aluminiana
6	92,57	0,23	7,20	0,00	0,00	Hematita
7	0,00	0,00	100,0	0,00	0,00	Quartzo
8	99,02	0,20	0,78	0,00	0,00	Hematita
9	40,56	0,00	59,44	0,00	0,00	Quartzo+hematita
10	1,66	0,00	98,34	0,00	0,00	Quartzo+hematita

Na figura 13, que representa a fração -44+30 $\mu$ m, observam-se partículas de hematita especular, quartzo e goethita. A hematita se mostra em partículas maiores e ocorre também como partículas muito finas espalhadas por toda a amostra, sobrepostas às partículas dos demais minerais presentes. Algumas goethitas apresentam um aspecto mais terroso, caracterizado por teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e SiO<sub>2</sub> mais altos que os valores típicos das goethitas.

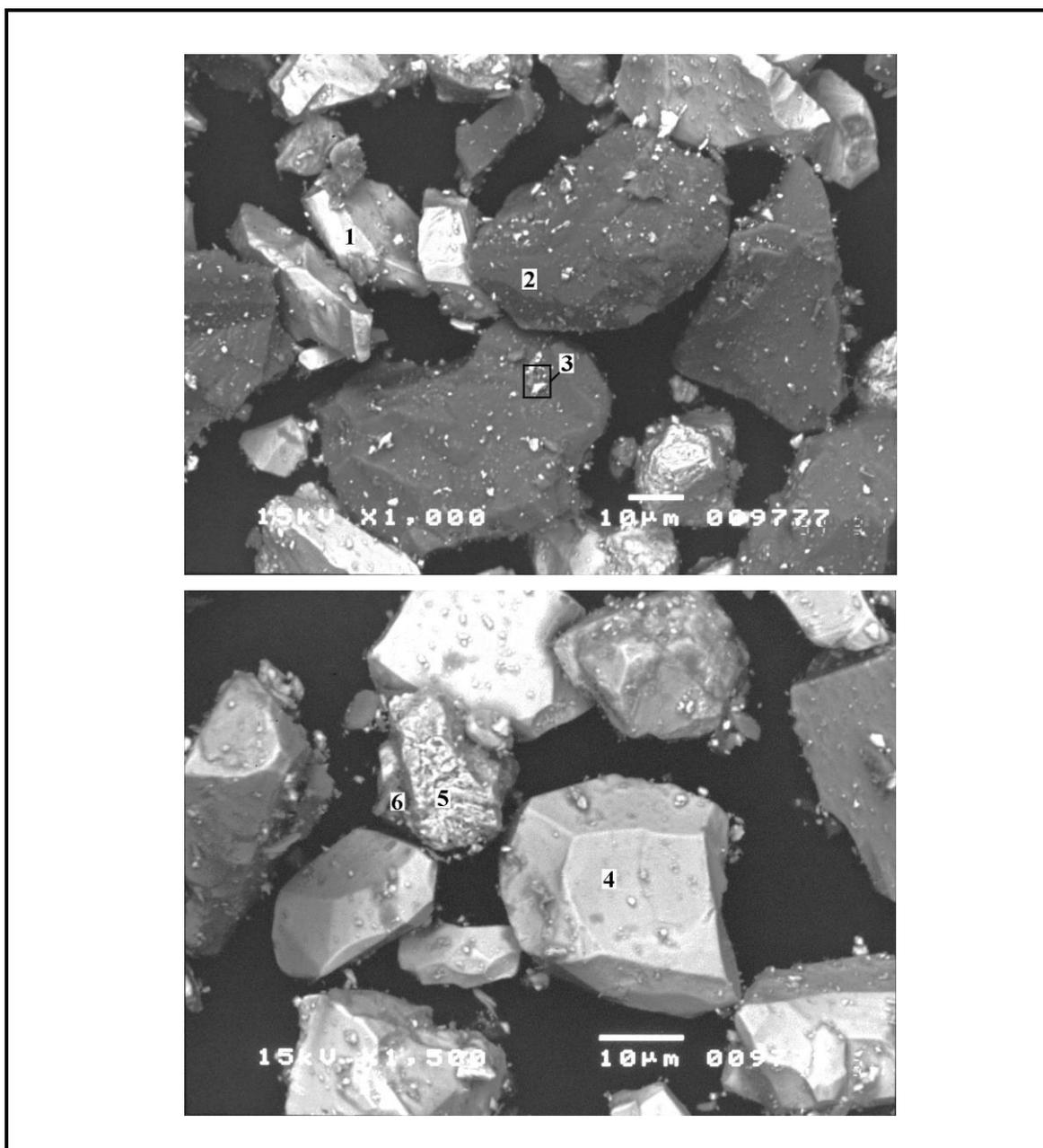
As fotomicrografias apresentadas na figura 14, que correspondem à fração -30+22,4 $\mu$ m, mostram a predominância de partículas de quartzo e hematita especular, mostrando também algum recobrimento das partículas maiores por partículas finas de hematita. A presença desta hematita fina sobre os grãos de quartzo faz com que as análises obtidas, diferentemente do que seria esperado, apresentem teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> na sua composição, e não somente de SiO<sub>2</sub>. Os grãos de hematita especular mostraram também um teor de impurezas (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e SiO<sub>2</sub>) atípico. A goethita ocorre associada com a hematita martítica.



**Figura 13 – Fotomicrografias da fração –44+30µm**

**Tabela 12 - Microanálise e interpretação da fração –44+30µm**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	0,00	0,00	100,00	Quartzo
2	98,85	1,15	0,00	Hematita especular
3	96,91	1,05	2,04	Goethita
4	89,20	1,27	9,53	Goethita terrosa

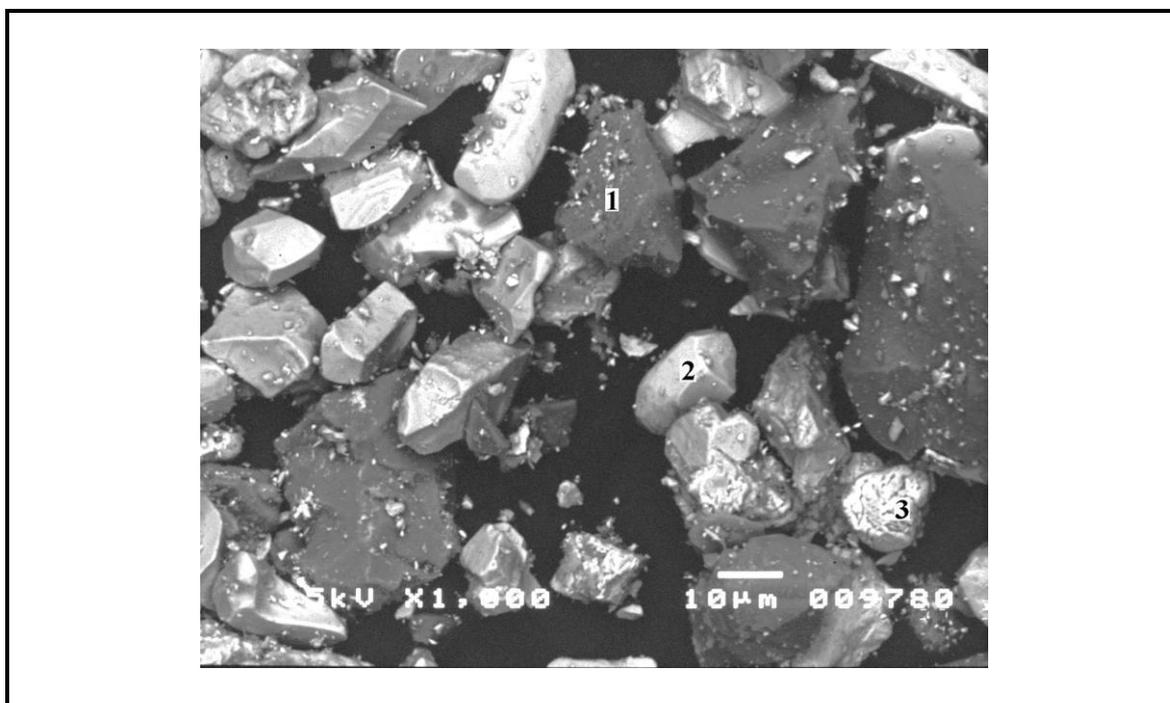


**Figura 14 – Fotomicrografias da fração -30+22,4µm**

**Tabela 13 - Microanálise e interpretação da fração -30+22,4µm**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	98,67	0,55	0,78	Hematita especular
2	7,78	0,00	92,22	Quartzo + Hematita fina
3	94,53	0,48	4,98	Hematita fina
4	98,53	0,58	0,89	Hematita especular
5	98,25	0,75	1,00	Hematita martítica
6	95,33	0,58	4,09	Goethita

Na figura 15, correspondente à fração  $-22,4+15,3\mu\text{m}$ , observam-se partículas de quartzo e de hematita especular com recobrimento de hematita fina. Hematita martítica (área 3) também pode ser observada.

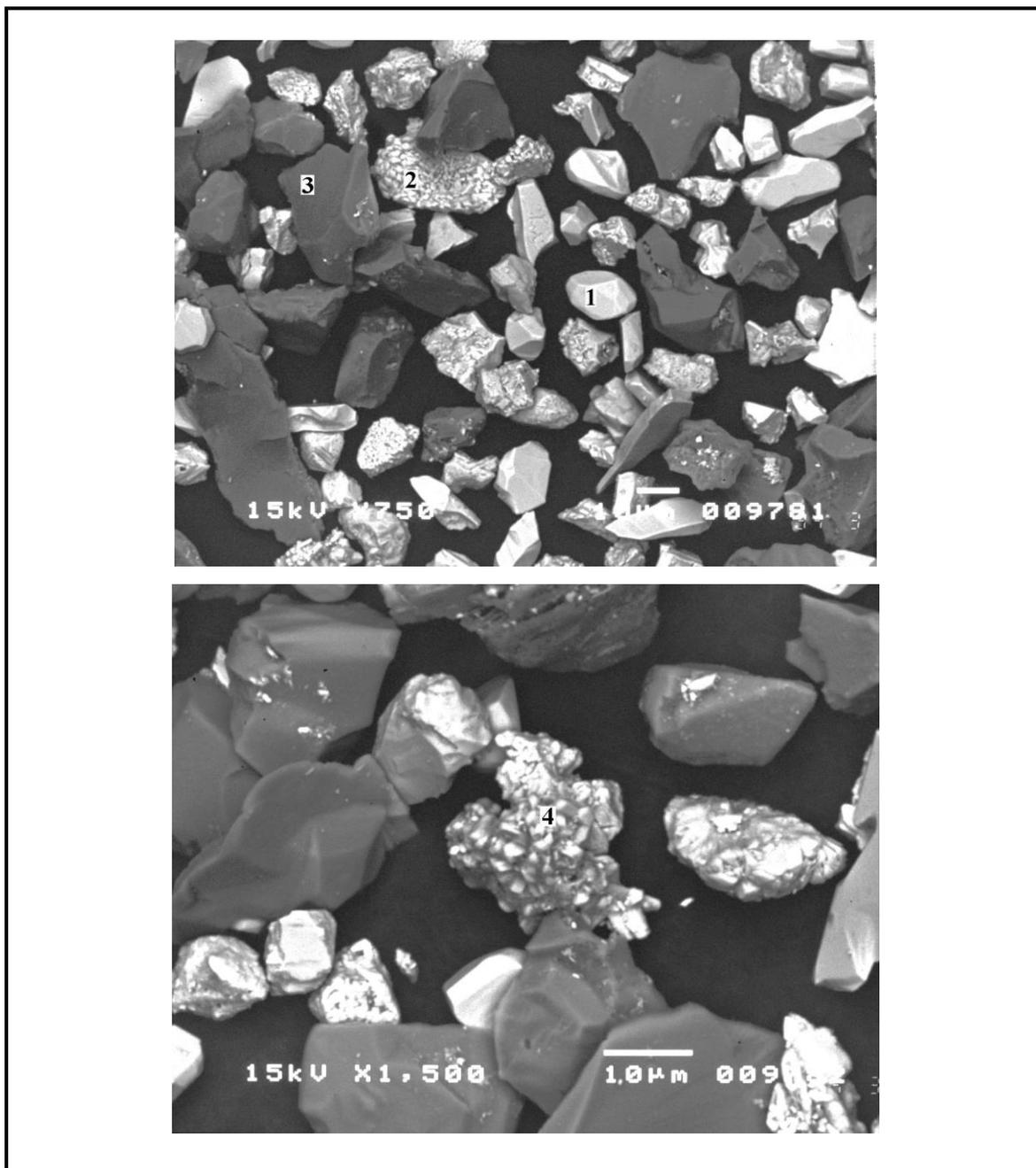


**Figura 15 – Fotomicrografia da fração  $-22,4+15,3\mu\text{m}$**

**Tabela 14 - Microanálise e interpretação da fração  $-22,4+15,3\mu\text{m}$**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	12,36	0,00	87,64	Quartzo + Hematita fina
2	99,56	0,11	0,33	Hematita especular
3	98,15	0,43	1,43	Hematita martítica

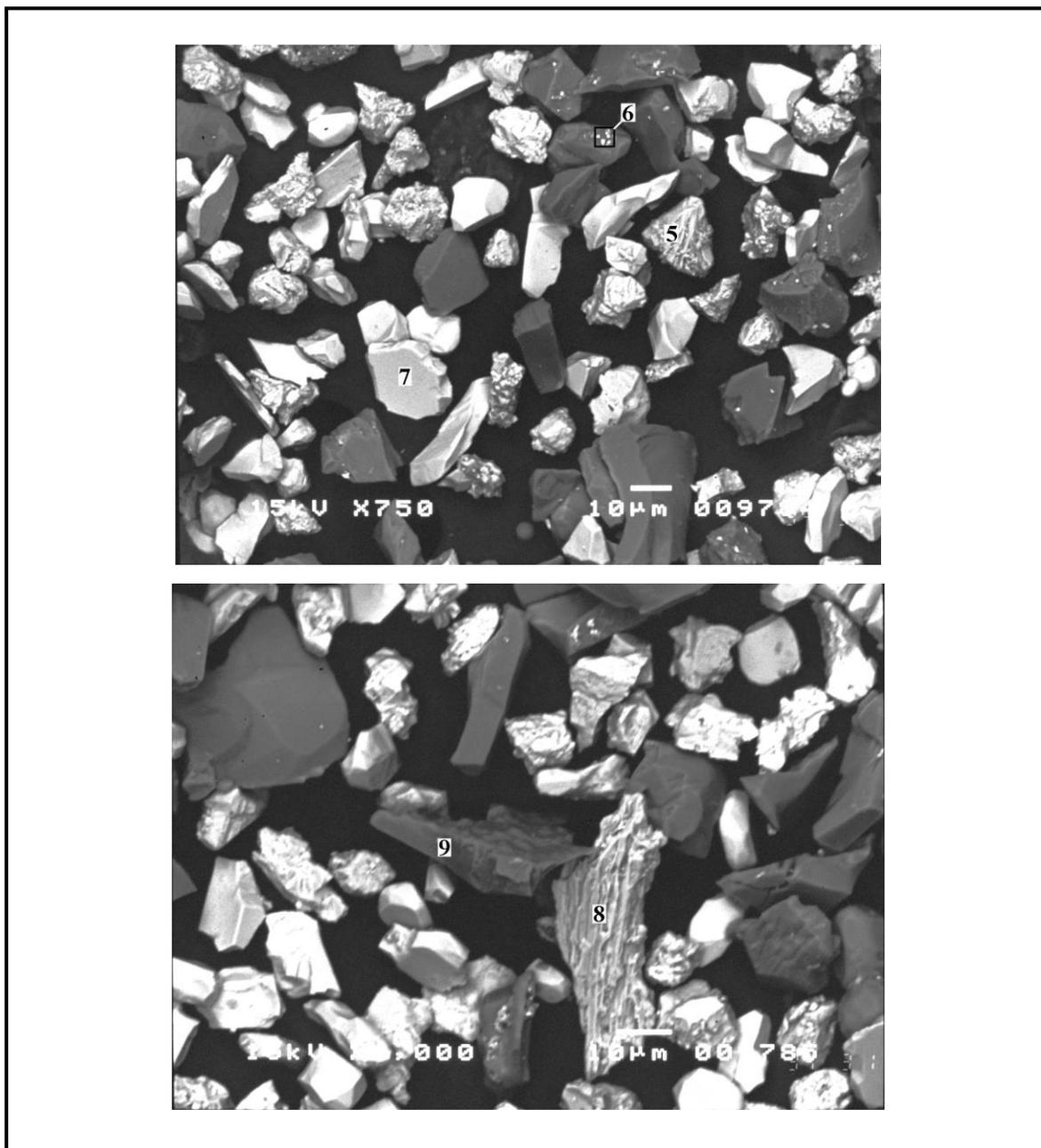
O aspecto observado para a fração  $-15,3+11\mu\text{m}$ , apresentada na figura 16, é um pouco diferenciado das amostras anteriormente descritas, já que nota-se uma amostra mais limpa, ou seja, com rara presença da hematita fina sobre as partículas maiores. Goethita pode ser observada, além do quartzo e hematita especular. As fotomicrografias da figura 17, referentes à mesma fração, apresentam uma presença mais freqüente da goethita, mostrando diferentes feições (áreas 5 e 8). A área 6 dessa figura mostra a hematita fina sobreposta ao quartzo.



**Figura 16 – Fotomicrografias da fração -15,3+11µm**

**Tabela 15 - Microanálise e interpretação da fração -15,3+11µm**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	99,17	0,24	0,59	Hematita especular
2	95,62	0,37	4,01	Goethita
3	0,05	0,00	99,85	Quartzo
4	93,23	2,30	4,47	Goethita



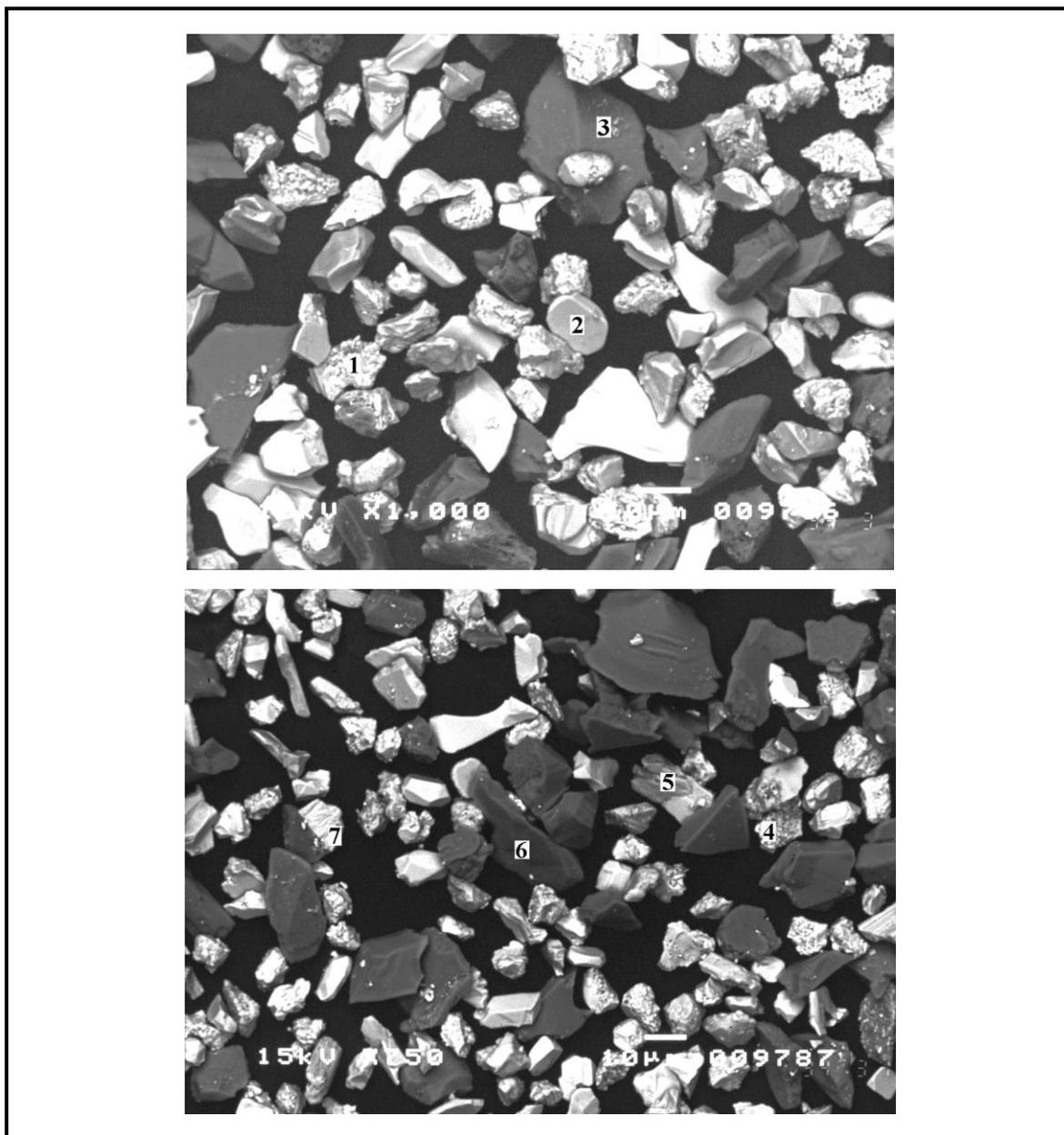
**Figura 17 – Fotomicrografias da fração -15,3+11µm**

**Tabela 16 – Microanálise e interpretação da fração -15,3+11µm**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Interpretação
5	93,34	3,05	3,01	0,60	Goethita
6	76,54	0,32	23,14	0,00	Hematita sobre quartzo
7	97,71	0,35	1,94	0,00	Hematita especular
8	95,60	0,51	3,15	0,74	Goethita
9	0,40	0,05	99,55	0,00	Quartzo

Na figura 18, que representa a fração  $-11+8,8\mu\text{m}$ , partículas de hematita especular e quartzo são observadas, com algumas das partículas de quartzo mostrando hematita fina em sua superfície. Hematita martítica e goethita também são encontradas.

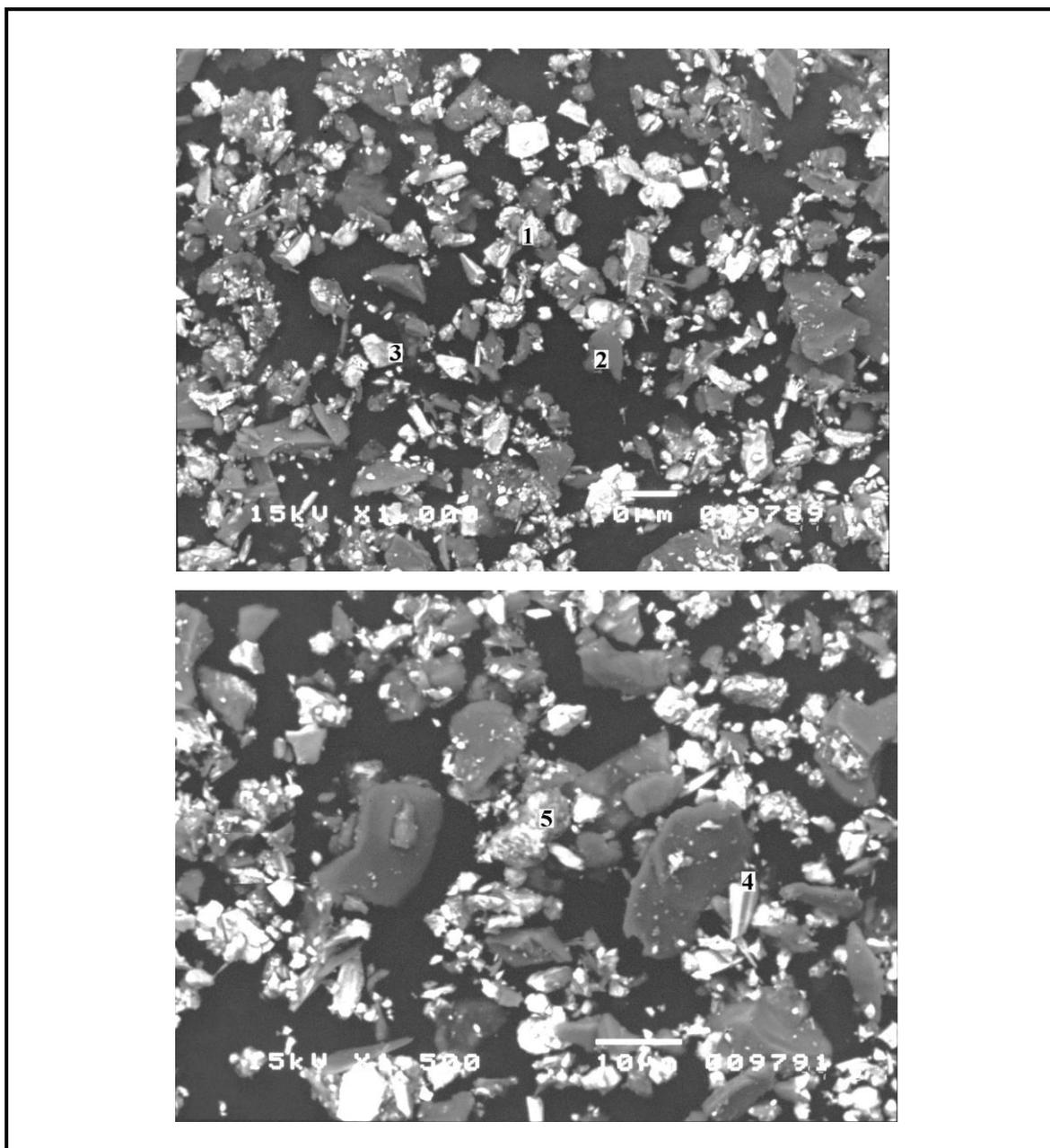
A figura 19, correspondente à fração  $-8,8\mu\text{m}$ , apresenta agregados de partículas de hematita muito fina e quartzo, e ainda uma presença maior de minerais terrosos (goethita e caulinita). A goethita mostra teores mais elevados de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{SiO}_2$  (goethita terrosa). A hematita fina pode ocorrer sobre as partículas de quartzo.



**Figura 18 - Fotomicrografias da fração -11+8,8µm**

**Tabela 17 - Microanálise e interpretação da fração -11+8,8µm**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	97,68	0,89	1,43	Hematita martítica
2	98,84	0,55	0,61	Hematita especular
3	5,31	0,00	94,69	Quartzo+hematita
4	97,00	0,63	2,37	Hematita martítica
5	93,38	1,67	4,95	Goethita
6	20,60	0,19	79,21	Quartzo+hematita
7	94,91	1,95	3,15	Goethita



**Figura 19 – Fotomicrografias da fração –8,8µm**

**Tabela 18 - Microanálise e interpretação da fração –8,8µm**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	92,01	1,51	6,48	Goethita
2	17,79	35,74	46,46	Caulinita
3	88,02	1,86	10,12	Goethita
4	90,87	0,96	8,17	Goethita terrosa
5	80,75	9,50	9,76	Goethita terrosa

### **5.2.5 Fluorescência de raios-X (FRX)**

A espectrometria de fluorescência de raios-X foi realizada em duas frações, escolhidas aleatoriamente, apenas para análise complementar visando a identificação de ouro na amostra. As varreduras com programas específicos para ouro não detectaram a presença desse elemento. Os espectros de FRX encontram-se em anexo.

## 5.3 Ensaios tecnológicos

### 5.3.1 Primeira etapa – obtenção de um pré-concentrado

Na caracterização da amostra, determinou-se um elevado teor de sílica, 62,70%. Como essa grande quantidade de sílica dificilmente seria removida em uma única etapa para produzir um concentrado final, buscou-se numa primeira etapa determinar o melhor método para a obtenção de um pré-concentrado.

Foram consideradas três possibilidades:

- o uso de um **peneiramento**, uma vez que os minerais de ferro se concentravam preferencialmente nas frações mais finas;
- o uso de uma **concentração magnética**, utilizando um equipamento de alta intensidade, a úmido, *Ferrous Wheel*, já aplicado industrialmente para minérios de ferro;
- o uso de uma **concentração gravítica**, utilizando um concentrador centrífugo **Falcon**, também com aplicação industrial para minério de ferro.

Foram utilizados nesses ensaios dois tipos de amostras: tal qual (“*in natura*”), uma vez que a possibilidade de se obter um concentrado sem a necessidade de deslamar era mais interessante por apresentar menores custos se aplicada industrialmente, e deslamada, uma vez que a deslamagem é fundamental para a seletividade da flotação de minérios de ferro desse tipo. Para a concentração magnética apenas amostras tal qual foram usadas.

Nesses ensaios de pré-concentração, uma recuperação metálica mínima de 80% foi adotada como critério para a escolha das melhores condições.

### 5.3.1.1 Peneiramento e descarte de frações para pré-concentração

As análises químicas por frações mostraram que um enriquecimento da amostra poderia ser obtido através de uma classificação e descarte das frações mais grosseiras, uma vez que os minerais de ferro concentravam-se preferencialmente nas frações mais finas da amostra.

Para determinar o melhor tamanho de corte, os teores de ferro do passante nas diversas frações foram calculados usando os resultados apresentados na tabela 6. Esse cálculo constituiu simplesmente na determinação da média ponderada entre os teores e as respectivas % retidas simples, nas diversas frações granulométricas consideradas.

A tabela 19 mostra os teores de ferro, sílica, alumina, fósforo e PPC do passante nas diversas aberturas, para uma amostra tal qual, além do teor de ferro da fração retida e as recuperações obtidas em cada caso.

**Tabela 19 - Teores do passante nas diversas aberturas (amostra tal qual)**

Abertura µm	Teores do passante					Teor do retido	Recuperação	
	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	Fe	Peso	Metálica
210	25,21	62,35	0,61	0,016	0,95	1,46	98,99	99,94
149	26,58	60,34	0,61	0,017	1,00	1,70	93,53	99,56
105	30,43	54,69	0,62	0,018	1,13	2,14	80,71	98,35
74	38,75	42,41	0,68	0,022	1,44	2,78	61,70	95,74
53	44,31	34,16	0,74	0,024	1,67	3,89	52,15	92,55
44	48,13	28,46	0,80	0,026	1,85	5,30	45,93	88,53
37	50,39	25,01	0,85	0,028	2,02	7,27	41,02	82,78

Observam-se, em todos os casos, recuperações metálicas acima de 80%, com um maior enriquecimento quando se efetuou um corte na abertura 37 $\mu$ m, definido, portanto, como o melhor tamanho de corte.

A tabela 20 mostra os teores dos produtos de uma deslamagem realizada para o estudo.

**Tabela 20 - Resultados da deslamagem da amostra em uma etapa**

	Teores					Recuperação	
	Fé	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	Peso	Metálica
<b>Amostra tal qual</b>	24,97	62,70	0,61	0,016	0,94	100,00	100,00
<b>Lama</b>	37,25	36,36	4,45	0,097	5,71	5,34	7,97
<b>Amostra deslamada</b>	24,28	64,19	0,39	0,010	0,67	94,66	92,03

Considerando a perda na deslamagem, foram calculados os teores e recuperações apresentados na tabela 21.

**Tabela 21 - Teores do passante nas diversas aberturas (amostra deslamada)**

Abertura $\mu$ m	Teores do passante					Teor do retido	Recuperação		Recup. metálica global*
	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	Fe	Peso	Metálica	
<b>210</b>	24,53	63,82	0,39	0,012	0,68	20,55	93,65	92,00	84,67
<b>149</b>	25,98	61,70	0,39	0,012	0,73	11,58	88,19	91,75	84,44
<b>105</b>	30,04	55,72	0,41	0,014	0,88	6,64	75,37	90,68	83,45
<b>74</b>	38,83	42,76	0,46	0,017	1,20	5,48	56,36	87,65	80,66
<b>53</b>	44,71	34,04	0,53	0,020	1,44	6,29	46,81	83,82	77,14
<b>44</b>	48,75	28,02	0,59	0,022	1,63	7,56	40,59	79,23	72,92
<b>37</b>	51,13	24,37	0,65	0,024	1,81	9,38	35,68	73,06	67,24

\* Recuperação metálica considerando a deslamagem

Observa-se que, quando se considerou a necessidade de deslamagem, o tamanho  $74\mu\text{m}$  foi limite para atender ao critério estabelecido de 80% de recuperação metálica na etapa de pré-concentração.

### 5.3.1.2 Concentração magnética para pré-concentração

Inicialmente foram realizados seis ensaios exploratórios, utilizando um concentrador magnético *Ferrous Wheel*, em escala de bancada, variando-se o tipo de matriz e usando até duas etapas para a pré-concentração.

As matrizes usadas, malhas de arame de aço de formato retangular utilizadas para ampliar o campo magnético, foram as especificadas como TQ5, a TQ14 e a TQ20.

Os resultados obtidos nesses ensaios são apresentados na tabela 22.

**Tabela 22 - Pré-concentração utilizando um *Ferrous Wheel***

Ensaio	Variáveis		Teor do pré-concentrado					Teor do rejeito	Recuperação	
	Matriz	Estágios	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	Fe	Peso	Metálica
1	TQ14	<i>Rougher</i>	47,77	30,28	0,39	0,021	0,97	4,78	46,00	87,97
2	TQ5	<i>Rougher</i>	55,25	20,02	0,28	0,015	0,65	14,82	23,70	52,42
3	TQ20	<i>Rougher</i>	37,21	45,48	0,43	0,021	0,82	5,13	58,80	87,59
4	TQ14	<i>Rougher+Scavenger</i>	43,55	36,18	0,53	0,026	0,93	3,66	48,30	84,21
5	TQ14	<i>Rougher+Recleaner</i>	48,36	29,52	0,47	0,023	0,82	5,28	44,30	85,76
6	TQ20	<i>Rougher+Recleaner</i>	45,11	34,33	0,38	0,020	0,75	8,54	42,70	77,11

No ensaio 2 foi obtido um maior enriquecimento da amostra, mas com uma recuperação metálica inferior a 80%. Os ensaios 1 e 5 apresentaram resultados semelhantes, mas o ensaio 1 utilizou apenas um estágio para a pré-concentração, solução mais simples e mais econômica se adotada industrialmente, sendo portanto a melhor condição.

### 5.3.1.3 Concentração centrífuga para pré-concentração

Foram realizados quatro ensaios utilizando um concentrador Falcon, sendo dois utilizando uma amostra tal qual e dois utilizando uma amostra previamente deslamada.

Utilizou-se nos ensaios uma polpa com 20% de sólidos em peso e uma força centrífuga equivalente a 300G's<sup>(1)</sup>.

Os resultados obtidos são apresentados na tabela 23.

**Tabela 23 - Pré-concentração utilizando um concentrador Falcon**

Variáveis		Teor do pré-concentrado					Teor do rejeito	Recuperação	
Amostra	Pressão da água (PSI)	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	Fe	Peso	Metálica
Deslamada	1	29,19	57,40	0,27	0,015	0,55	7,75	77,09	92,69
Deslamada	3	29,01	59,08	0,21	0,013	0,43	7,32	78,18	93,42
Tal Qual	1	29,18	57,06	0,31	0,015	0,56	10,75	73,41	88,23
Tal Qual	3	29,44	58,57	0,28	0,016	0,51	10,04	73,41	88,00

Observam-se resultados inferiores aos apresentados utilizando o peneiramento e a concentração magnética. Diante disso, optou-se por não prosseguir na investigação da concentração centrífuga na continuidade do estudo.

---

<sup>(1)</sup> Força equivalente a 300 campos gravitacionais de força  $g = 9,81$  m/s

### 5.3.2 Segunda etapa – obtenção de um concentrado final

Na segunda etapa do estudo, foram estruturados os fluxogramas de concentração. Foram simulados em laboratório cinco fluxogramas, cujos resultados serão apresentados e discutidos a seguir.

Os resultados foram reconciliados através do *software* Bilmat versão 8.1, com ajustes para todos os elementos, conforme mostrado no anexo II.

#### 5.3.2.1 Especificações dos concentrados produzidos pela Samarco

A tabela 24, utilizada para avaliação dos concentrados obtidos, mostra as especificações dos concentrados produzidos atualmente pela Samarco para a produção de pelotas.

**Tabela 24 – Especificações para concentrados produzidos pela Samarco**

Concentrado	Especificações					
	SiO <sub>2</sub> (máximo)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (máximo)	P (máximo)	-44µm (mínimo)	Blaine (mínimo)	HE* (mínimo)
CLS	1,00	0,30	0,043	85,0	1500	38,0
CNS	1,70	0,40	0,050	85,0	1500	38,0
CHS	2,10	0,40	0,050	85,0	1500	38,0

\*HE = Hematita Especular

O concentrado CLS (*Concentrate Low Silica*) é utilizado para a produção de pelotas para redução direta e os concentrados CNS (*Concentrate Normal Sílica*) e CHS (*Concentrate High Sílica*) são utilizados para a produção de pelotas para alto forno. São produzidos atualmente na Samarco 12 tipos de pelotas a partir desses concentrados.

### 5.3.2.2 Fluxograma 1 - peneiramento em 37 $\mu$ m e concentração magnética em um estágio

A amostra foi peneirada em uma malha de abertura de 37 $\mu$ m e submetida a uma concentração magnética usando um concentrador *Ferrous Wheel*, em um único estágio, com matriz especificada como TQ8.

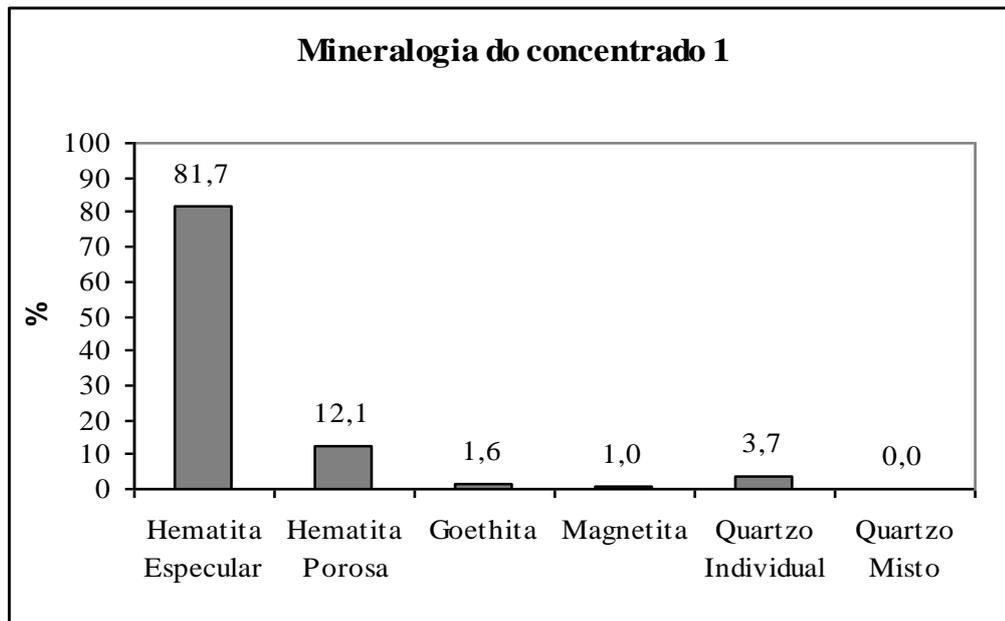
Os resultados obtidos são mostrados na tabela 25.

**Tabela 25 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 1**

Ponto	Etapas	Teores					-		Recuperação	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	-44 $\mu$ m	Blaine	Peso	Metálica
1	Alimentação	24,98	62,71	0,61	0,016	0,94	-	-	100,00	100,00
2	<i>Oversize</i>	7,41	89,05	0,10	0,008	0,25	-	-	58,78	17,44
3	<i>Undersize</i>	50,02	25,14	1,34	0,028	1,92	-	-	41,22	82,56
4	Rej.F.Wheel	34,67	45,15	2,23	0,032	2,97	-	-	21,33	29,61
5	Concentrado	66,49	3,68	0,38	0,023	0,79	99,01	1.236	19,89	52,95

O concentrado obtido apresentou teores de fósforo e alumina conforme as especificações, mas o teor de sílica não atendeu à especificação de nenhum dos concentrados da Samarco. A granulometria -44 $\mu$ m obtida ficou muito acima da especificação mínima, mas o blaine ficou abaixo do mínimo exigido para o pelotamento. Recuperou-se metade do ferro contido na amostra.

A figura 20 apresenta os resultados de uma análise mineralógica por microscopia ótica desse concentrado.



**Figura 20 - Mineralogia do concentrado 1**

A análise mineralógica mostrou uma predominância de hematita especular e hematita porosa no concentrado. A recuperação de hematita especular em relação à alimentada foi de 98% . Não foram observadas partículas mistas de quartzo.

A figura 21 mostra o fluxograma 1, com os respectivos balanços de massas e metalúrgico.

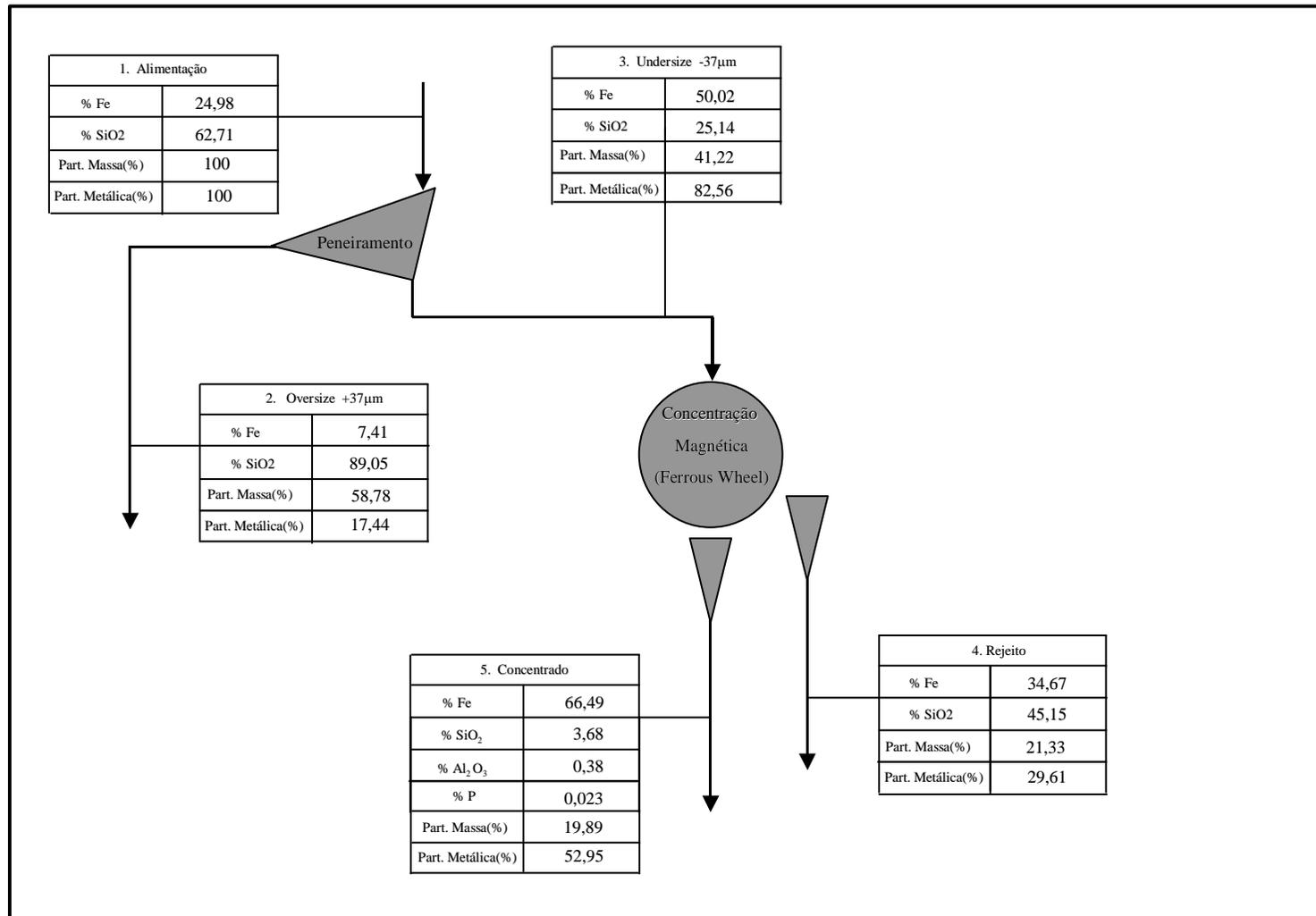


Figura 21 – Fluxograma 1

### 5.3.2.3 Fluxograma 2 - peneiramento em 37 $\mu$ m e concentração magnética em dois estágios, *rougher e cleaner*

A configuração desse fluxograma é semelhante à do anterior, mas incluiu uma etapa adicional de concentração magnética. Utilizou-se uma matriz TQ14 no *Ferrous Wheel*.

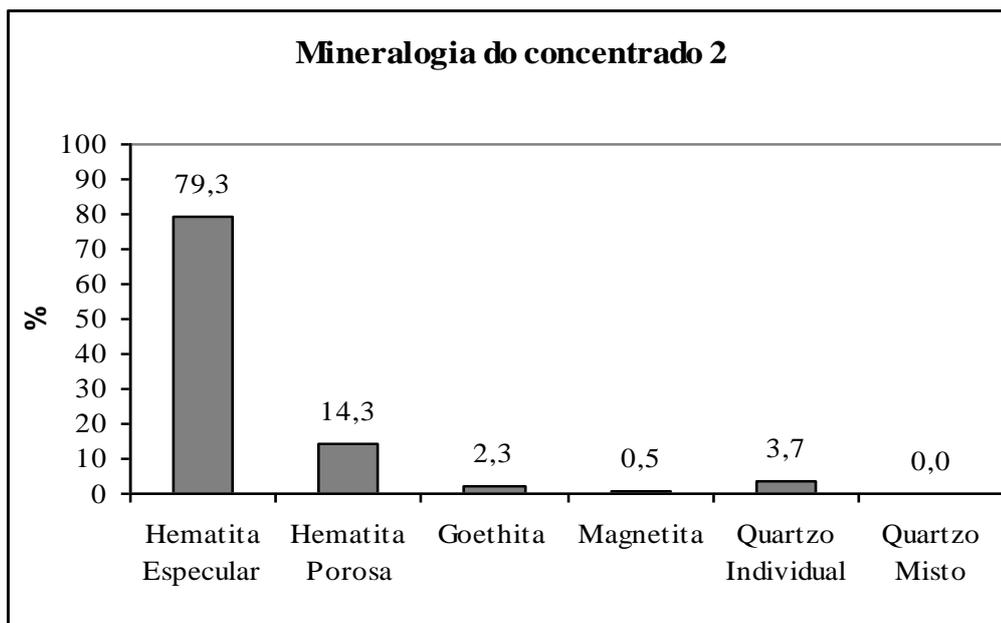
Os resultados são apresentados na tabela 26.

**Tabela 26 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 2**

Ponto	Etapas	Teores					-		Recuperação	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	-44 $\mu$ m	Blaine	Peso	Metálica
1	Alimentação	24,98	62,72	0,61	0,016	0,94	-	-	100,00	100,00
2	<i>Oversize</i>	7,41	88,91	0,10	0,007	0,26	-	-	58,77	17,43
3	<i>Undersize</i>	50,02	25,39	1,34	0,029	1,90	-	-	41,23	82,57
4	Rej.F.Wheel <i>rougher</i>	21,53	62,88	2,98	0,037	3,40	-	-	14,94	12,88
5	Rej.F.Wheel <i>cleaner</i>	56,45	14,74	1,68	0,056	2,69	-	-	0,86	1,95
6	Concentrado	66,54	3,72	0,36	0,023	1,00	99,91	1.352	25,43	67,74

O concentrado obtido apresentou características físicas e químicas semelhantes às do concentrado 1, mas com um blaine ligeiramente mais elevado. As recuperações em peso e metálica foram maiores para esse circuito.

A mineralogia do concentrado, obtida por microscopia ótica, é apresentada na figura 22.



**Figura 22 - Mineralogia do concentrado 2**

A mineralogia do concentrado também foi semelhante à mineralogia do concentrado 1. Novamente verificou-se uma elevada recuperação de hematita especular, de 93%.

A figura 23 mostra esse fluxograma, incluindo os balanços de massas e metalúrgico.

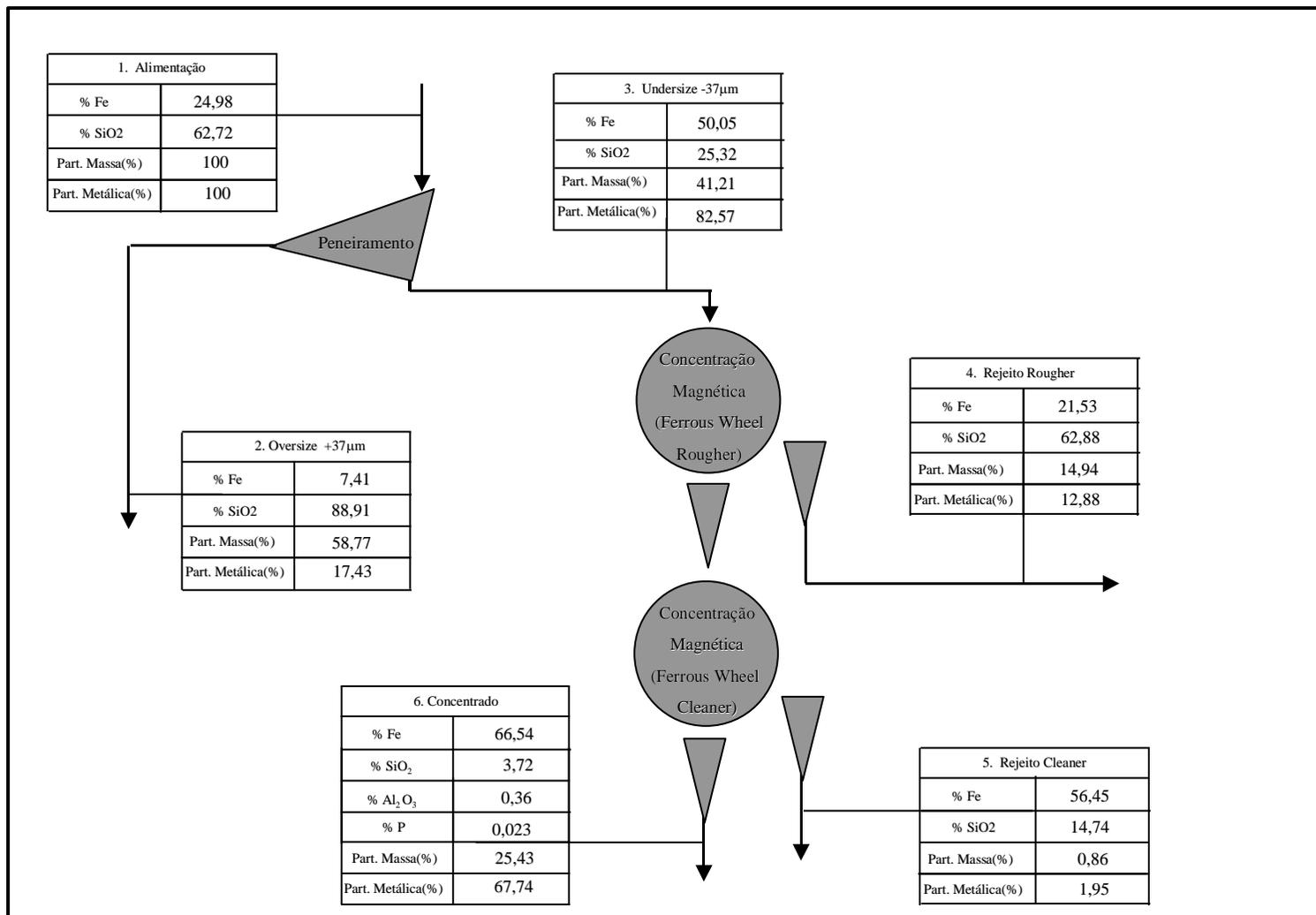


Figura 23 – Fluxograma 2

### 5.3.2.4 Fluxograma 3 - peneiramento em 74 $\mu$ m, deslamagem e flotação

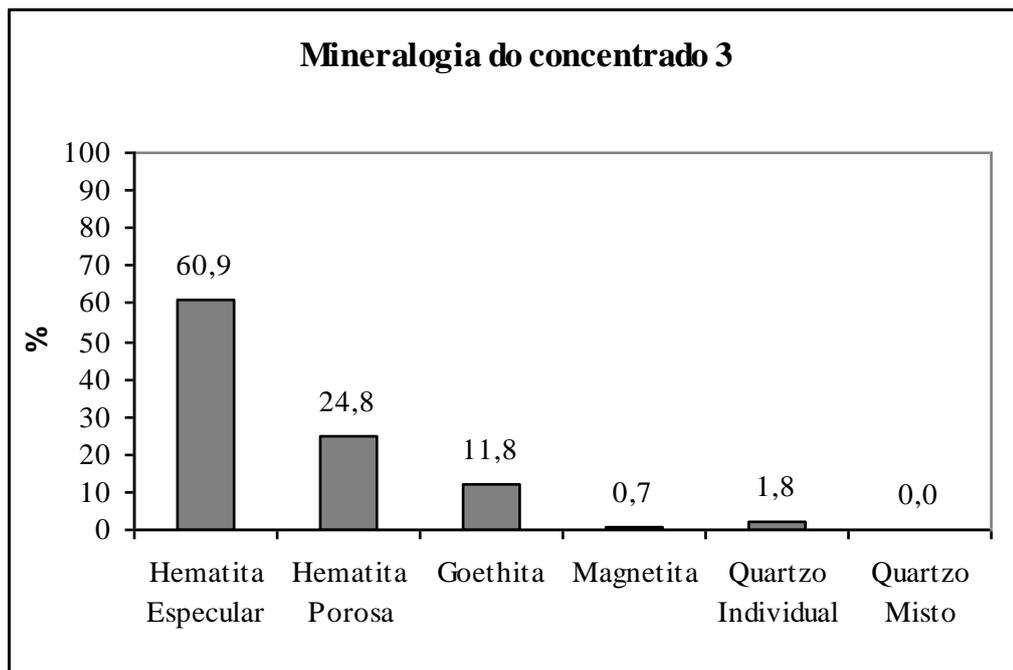
Os resultados obtidos nos ensaios simulando esse fluxograma são apresentados na tabela 27. A flotação foi realizada com dosagens de 250g/t de amido, 120g/t de amina, pH de 9,8 e percentual de sólidos na polpa de 45%.

**Tabela 27 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 3**

Ponto	Etapas	Teores					-		Recuperação	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	-44 $\mu$ m	Blaine	Peso	Metálica
1	Alimentação	24,97	62,70	0,61	0,016	0,94	-	-	100,00	100,00
2	<i>Oversize</i>	2,53	95,22	0,52	0,007	0,48	-	-	33,78	3,42
3	<i>Undersize</i>	36,42	46,11	0,65	0,021	1,18	-	-	66,22	96,58
4	Lama	37,25	36,59	4,88	0,085	5,66	-	-	5,61	8,37
5	Alim. flotação	36,34	46,99	0,25	0,015	0,76	-	-	60,61	88,21
6	Rejeito	30,60	55,50	0,47	0,010	0,52	-	-	50,93	62,42
7	Concentrado	66,55	2,20	0,22	0,041	2,02	94,92	1.644	9,68	25,79

O concentrado obtido apresentou um teor de sílica próximo à especificação de um concentrado CHS. As outras especificações foram atendidas, mas em comparação aos fluxogramas anteriores, o teor de fósforo no concentrado foi mais elevado e as recuperações foram bem inferiores.

A figura 24 apresenta a análise mineralógica do concentrado, obtida por microscopia ótica.



**Figura 24 – Mineralogia do concentrado 3**

Nesse caso, a quantidade de hematita especular no concentrado foi menor, em relação aos concentrados anteriores, e a quantidade de goethita encontrada foi muito superior, o que explica um maior teor de fósforo. A quantidade de sílica determinada na amostra pela microscopia foi ligeiramente inferior ao obtido pela análise química.

A figura 25 mostra esse fluxograma, incluindo os balanços de massas e metalúrgico.

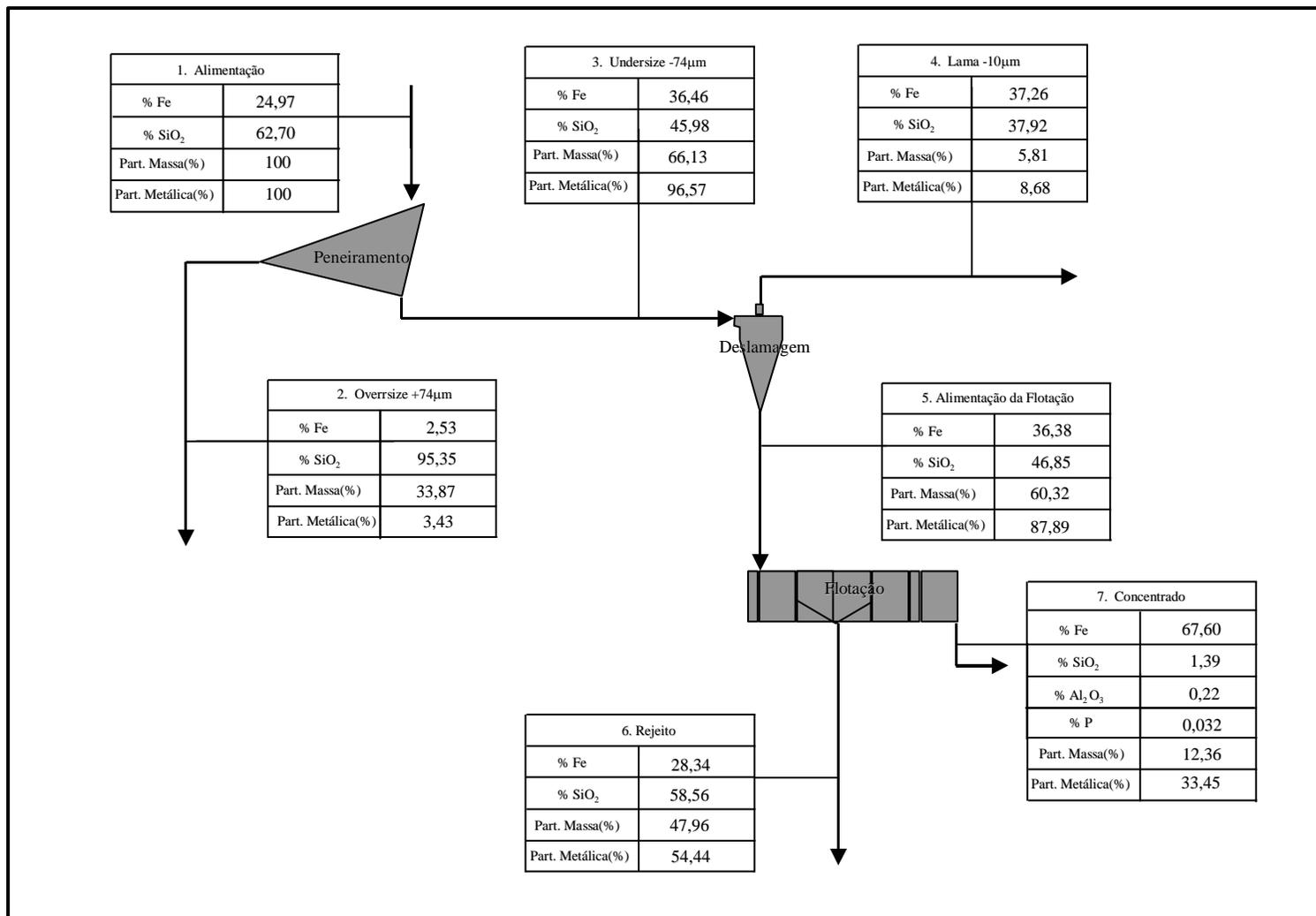


Figura 25 – Fluxograma 3

### 5.3.2.5 Fluxograma 4 - peneiramento em 74 $\mu$ m, concentração magnética e flotação

Esse fluxograma é uma variante do fluxograma 3, mas substituindo a deslamagem por uma concentração magnética. Utilizou-se uma matriz TQ8 no *Ferrous Wheel* e a flotação foi realizada com dosagens de 500g/t de amido, 40g/t de amina, pH de 9,8 e percentual de sólidos na polpa de 45%. Os resultados são apresentados na tabela 28.

**Tabela 28 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 4**

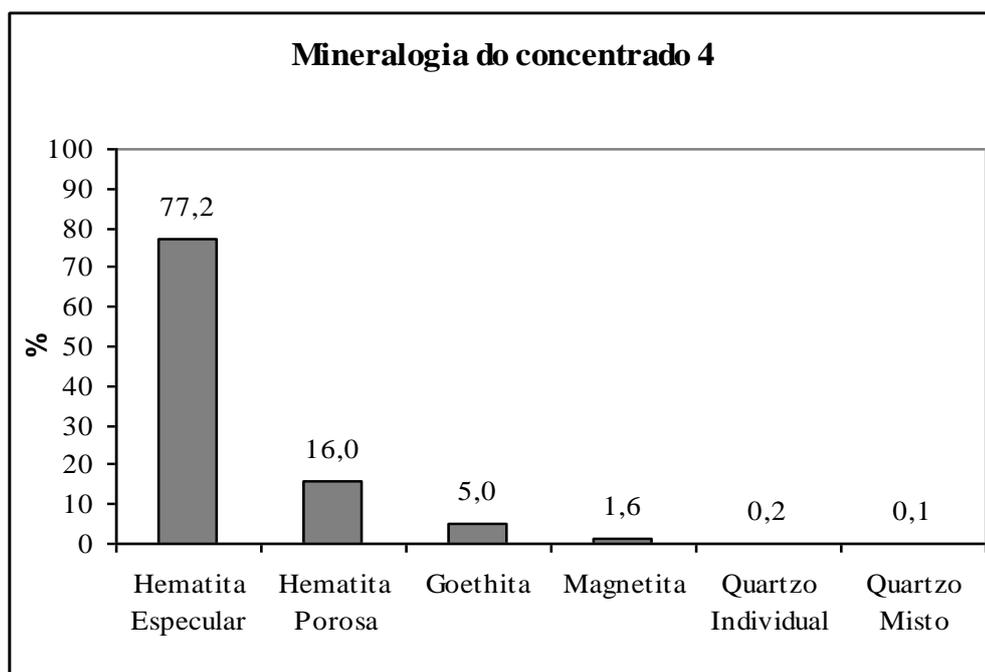
Ponto	Etapas	Teores					-		Recuperação	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	-44 $\mu$ m	Blaine	Peso	Metálica
1	Alimentação	24,97	62,70	0,61	0,016	0,94	-	-	100,00	100,00
2	<i>Oversize</i>	2,53	95,12	0,50	0,008	0,75	-	-	33,04	3,35
3	<i>Undersize</i>	36,04	46,7	0,68	0,020	1,04	-	-	66,96	96,65
4	Rej.F.Wheel	20,34	68,95	0,88	0,021	1,17	-	-	40,38	32,90
5	Alim. Flotação	59,91	12,89	0,37	0,020	0,83	-	-	26,58	63,75
6	Rejeito	51,69	24,17	0,54	0,020	0,82	-	-	13,55	28,05
7	Concentrado	68,47	1,14	0,19	0,020	0,84	85,83	914	13,03	35,70

O concentrado apresentou um baixo teor de fósforo e um teor de sílica ainda menor em relação aos outros concentrados. O teor de sílica obtido foi próximo à especificação de um concentrado CLS.

Observa-se que a concentração magnética alimentou a flotação com um maior teor de ferro, o que possibilitou um menor consumo de amina. As recuperações finais foram semelhantes às do circuito 3, mas houve uma perda muito grande de ferro na flotação.

A granulometria -44 $\mu$ m do concentrado tangenciou a especificação, mas o blaine obtido apresentou um valor muito baixo, evidenciando uma necessidade de remoagem.

A figura 26 mostra a análise mineralógica do concentrado.



**Figura 26 - Mineralogia do concentrado 4**

A quantidade de hematita especular também se mostrou elevada, com uma recuperação de 90% para esse mineral. Nesse caso, também houve uma diferença entre o teor de sílica determinado pela análise química, de 1,14%, e a quantidade de quartzo presente na amostra, de 0,21%, segundo a análise mineralógica.

A figura 27 mostra o fluxograma e os respectivos balanços de massas e metalúrgico.

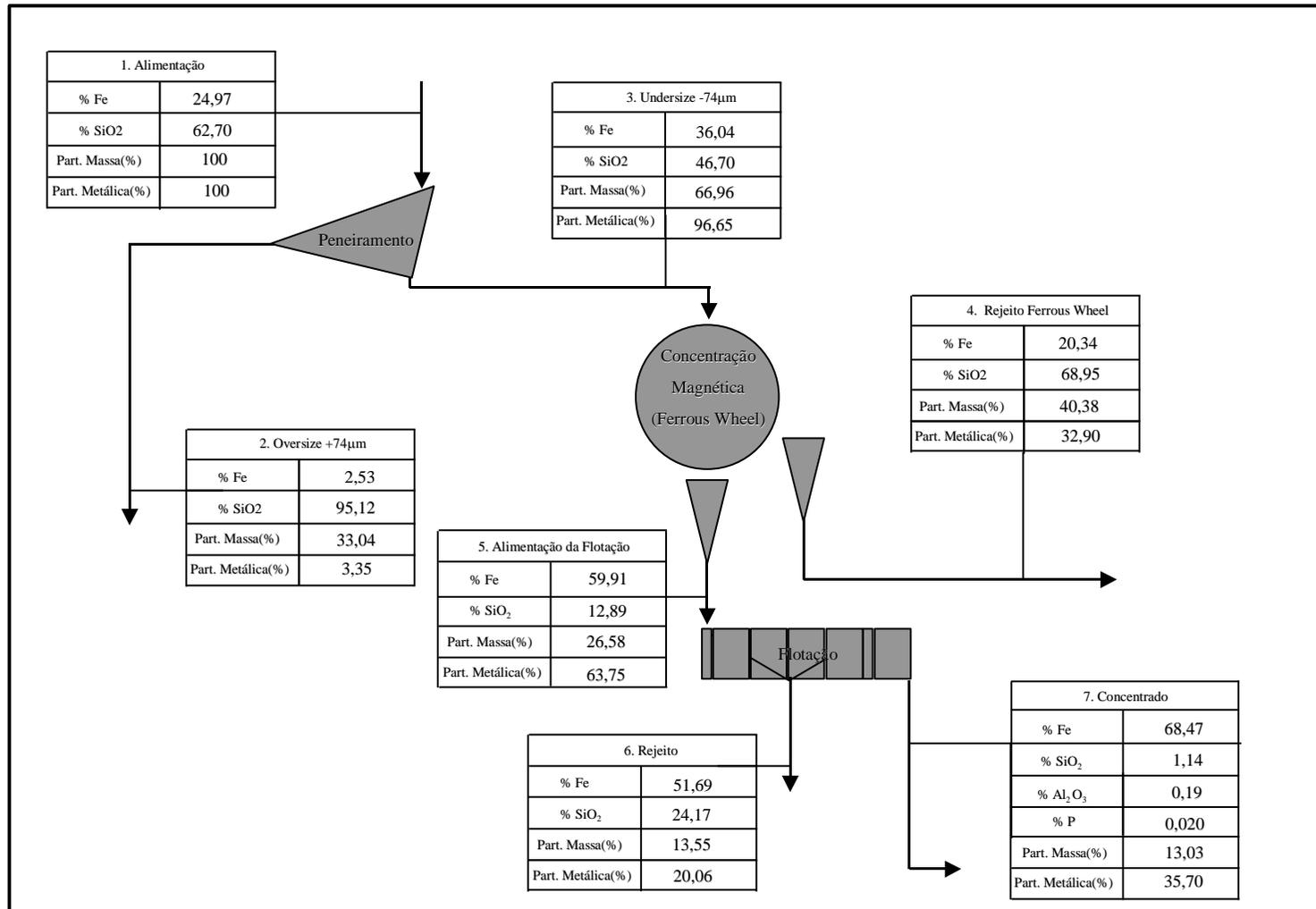


Figura 27 – Fluxograma 4

### 5.3.2.6 Fluxograma 5 - concentração magnética e flotação

O fluxograma 5 envolveu uma concentração magnética em dois estágios e uma flotação. Utilizou-se uma matriz TQ14 no *Ferrous Wheel* e a flotação foi realizada com dosagens de 450g/t de amido e 60g/t de amina, 45% de sólidos na polpa e pH de 9,8.

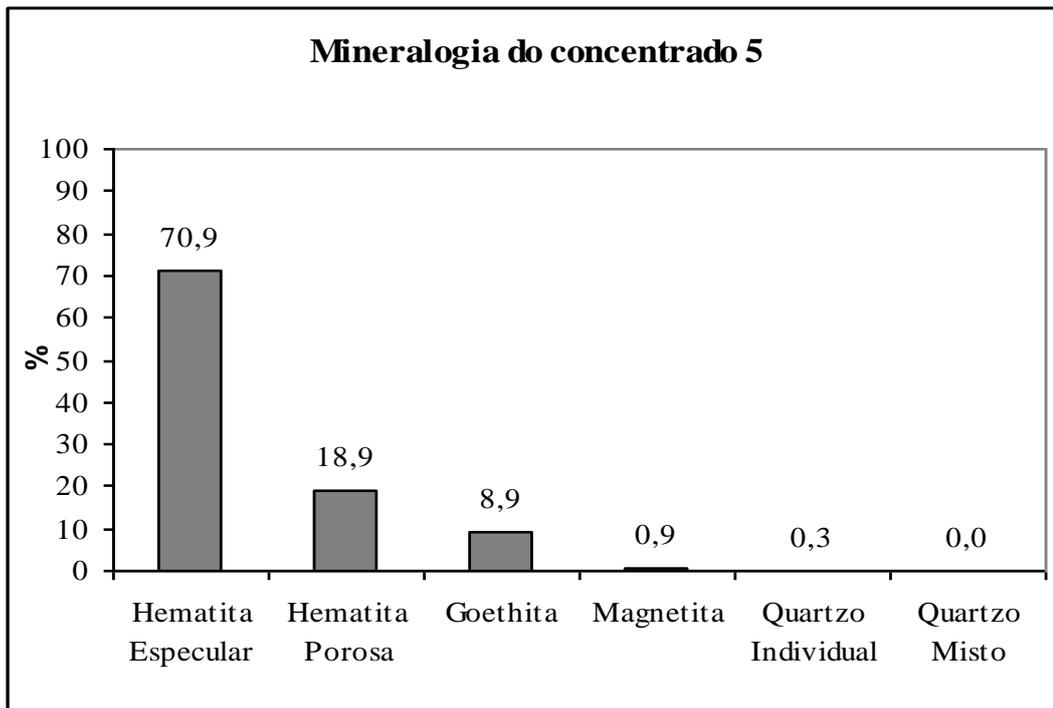
Os resultados são apresentados na tabela 29.

**Tabela 29 - Balanço de massas e metalúrgico do fluxograma 5**

Ponto	Etapas	Teores					-		Recuperação	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	-44µm	Blaine	Peso	Metálica
1	Alimentação	24,97	62,70	0,61	0,016	0,96	-	-	100,00	100,00
2	Rej.F.Wheel rougher	8,94	85,55	0,79	0,014	0,91	-	-	59,18	21,2
3	Rej.F.Wheel cleaner	14,98	75,81	1,23	0,027	1,46	-	-	0,54	0,32
4	Alim. flotação	48,66	28,94	0,32	0,019	0,98	-	-	40,28	78,48
5	Rejeito	42,63	37,51	0,34	0,015	0,82	-	-	30,06	51,36
6	Concentrado	66,28	3,75	0,28	0,033	1,45	73,91	1.175	10,22	27,12

O concentrado apresentou um teor de sílica semelhante aos dos concentrados 1 e 2, não atendendo às especificações, e um teor de fósforo mais elevado. O -44µm e o blaine desse concentrado mostram claramente a necessidade de remoagem. As recuperações foram semelhantes às obtidas no fluxograma 3.

A figura 28 mostra a mineralogia deste concentrado.



**Figura 28 - Mineralogia do concentrado 5**

O teor de hematita especular foi elevado, mas inferior aos dos concentrados 1,2 e 4. O teor de quartzo determinado na amostra pela análise mineralógica foi de 0,30%, enquanto que o resultado da análise química foi de 3,75%.

A figura 29 apresenta o fluxograma e os respectivos balanços de massas e metalúrgico.

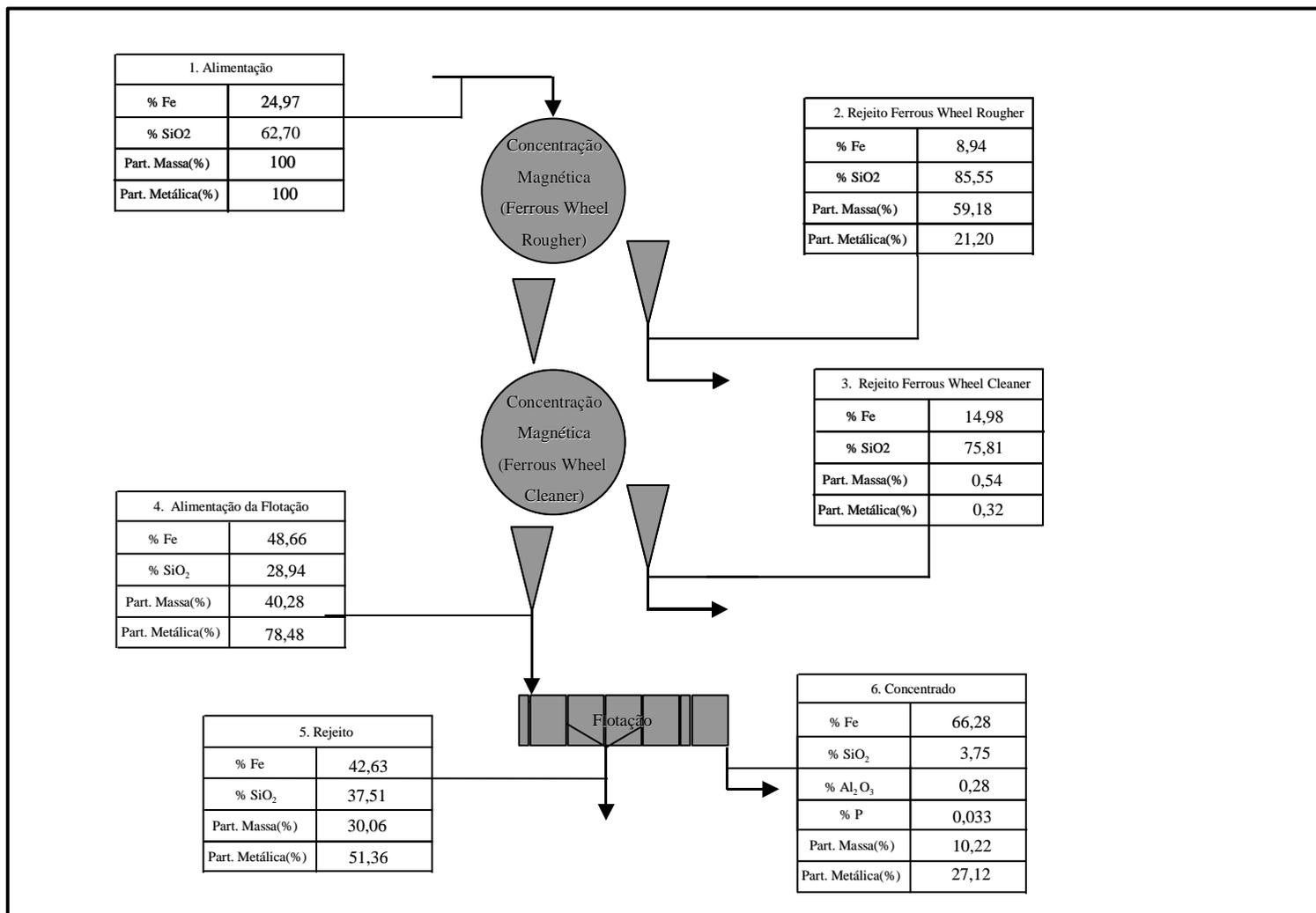


Figura 29 – Fluxograma do circuito 5

### 5.3.2.7 Discussão dos resultados

A tabela 30 apresenta um sumário dos resultados obtidos nos ensaios de concentração

**Tabela 30 – Resumo dos resultados dos ensaios de concentração**

Fluxograma	Concentrado								Recuperação	
	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	-44µm	Blaine	HE*	Peso	Metálica
<b>1</b>	66,49	3,68	0,38	0,023	0,79	99,01	1.236	81,7	19,89	52,95
<b>2</b>	66,54	3,72	0,36	0,023	1,00	99,91	1.352	79,3	25,43	67,74
<b>3</b>	66,55	2,20	0,22	0,041	2,02	94,92	1.644	60,9	9,68	25,79
<b>4</b>	68,47	1,14	0,19	0,020	0,84	85,83	914	77,2	13,03	35,70
<b>5</b>	66,28	3,75	0,28	0,033	1,45	73,91	1.175	70,9	10,22	27,12

\*HE = Hematita Especular

A tabela 31 mostra novamente as especificações para os concentrados produzidos atualmente na usina de concentração da Samarco.

**Tabela 31 – Especificações para concentrados produzidos pela Samarco**

Concentrado	Especificações					
	SiO <sub>2</sub> (máximo)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (máximo)	P (máximo)	-44µm (mínimo)	Blaine (mínimo)	HE* (mínimo)
<b>Redução direta</b>	1,00	0,30	0,043	85,0	1500	38,0
<b>Alto forno 1</b>	1,70	0,40	0,050	85,0	1500	38,0
<b>Alto forno 2</b>	2,10	0,40	0,050	85,0	1500	38,0

A comparação entre as tabelas mostra que um concentrado com especificação de sílica CLS não foi obtido em nenhum dos circuitos. O teor mais próximo foi de 1,14%, obtido no ensaio usando o fluxograma 4. O concentrado obtido no ensaio usando o fluxograma 3 apresentou um teor de sílica de 2,20%, próximo à especificação CHS.

Os concentrados 4 e 5 apresentaram valores de granulometria  $-44\mu\text{m}$  e de blaine muito inferiores aos especificados e teriam de ser remoídos, o que é indesejável por aumentar os custos. Quanto aos concentrados 1 e 2, essa mesma afirmativa não pode ser feita sem a realização prévia de ensaios de aglomeração e pelotamento, uma vez que mesmo com valores de blaine inferiores ao especificado, o  $-44\mu\text{m}$  foi muito elevado, fator que favorece o pelotamento.

Com relação ao fósforo todos os concentrados apresentaram teores conforme as especificações para CLS, CNS e CHS. Com relação à alumina, os concentrados 1 e 2 não atenderam à especificação CLS.

O ensaio usando o fluxograma 2 foi o que apresentou as melhores recuperações, com um teor de sílica no concentrado de 3,72%, acima das especificações, mas com um teor de fósforo muito baixo, de 0,023%. Esse baixo teor de fósforo é um fator importante para alguns mercados de minério de ferro, como o norte americano. Para esse mercado, o fósforo é a exigência maior e teores de sílica nessa faixa não são um impedimento para a indústria siderúrgica.

Esse fato pode ser observado na tabela 32, que mostra os teores de sílica, alumina e fósforo de pelotas produzidas por algumas usinas norte americanas, pertencentes à Cleveland-Cliffs Iron Ore Co. e à Pea Ridge Inc..

**Tabela 32 – Teores de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e P das pelotas produzidas por plantas da Cleveland-Cliffs Inc.\* e Pea Ridge Iron Ore Co.**

Usina	Pelota	Qualidade			
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P
Empire*	Baixa basicidade	65,40	5,68	0,41	0,011
	Alta basicidade	59,40	5,32	0,41	0,011
Hibbing*	Baixa basicidade	66,10	4,80	0,16	0,010
Tilden*	Baixa basicidade	65,40	5,18	0,47	0,031
	Alta basicidade	61,50	4,95	0,47	0,029
Pea Ridge	Alta basicidade	66,00	3,10	0,30	0,032

Mesmo considerando um pequeno acréscimo no teor de sílica obtido com adição de bentonita para aglomeração, da ordem de 0,40%, as pelotas obtidas com esse concentrado seriam de qualidade comparável às produzidas pelas usinas de Tilden e de Pea Ridge, em termos de sílica, e de qualidade superior em termos de fósforo. Pelo elevado teor de hematita especular no concentrado, essas pelotas provavelmente apresentariam elevadas qualidades físicas, conforme comprovado por Sá (2003).

### 5.3.2.8 Estudo do fluxograma 3

Visando obter um concentrado CLS, buscou-se uma otimização do fluxograma 3, usando um peneiramento em 74 $\mu$ m, deslamagem e flotação convencional.

O fluxograma 3 foi escolhido por envolver etapas semelhantes às da usina da Samarco, podendo esse estudo contribuir para melhorias na concentração de minérios finos e especularíticos.

Inicialmente a flotação foi otimizada e modelada, segundo um projeto de experimentos, obtendo-se as condições ideais para a obtenção de um concentrado com teor de sílica conforme a especificação CLS.

No projeto de experimentos foram consideradas quatro variáveis, ou fatores, em dois níveis, conforme tabela 33, num total de dezoito ensaios de flotação.

**Tabela 33 – Fatores e níveis das variáveis estudadas na flotação**

Fator	Nível	
	+	-
Amido (g/t)	250	500
Amina (g/t)	50	150
pH	8,5	11
% sólidos	20	60

Os resultados são apresentados a seguir, na tabela 34.

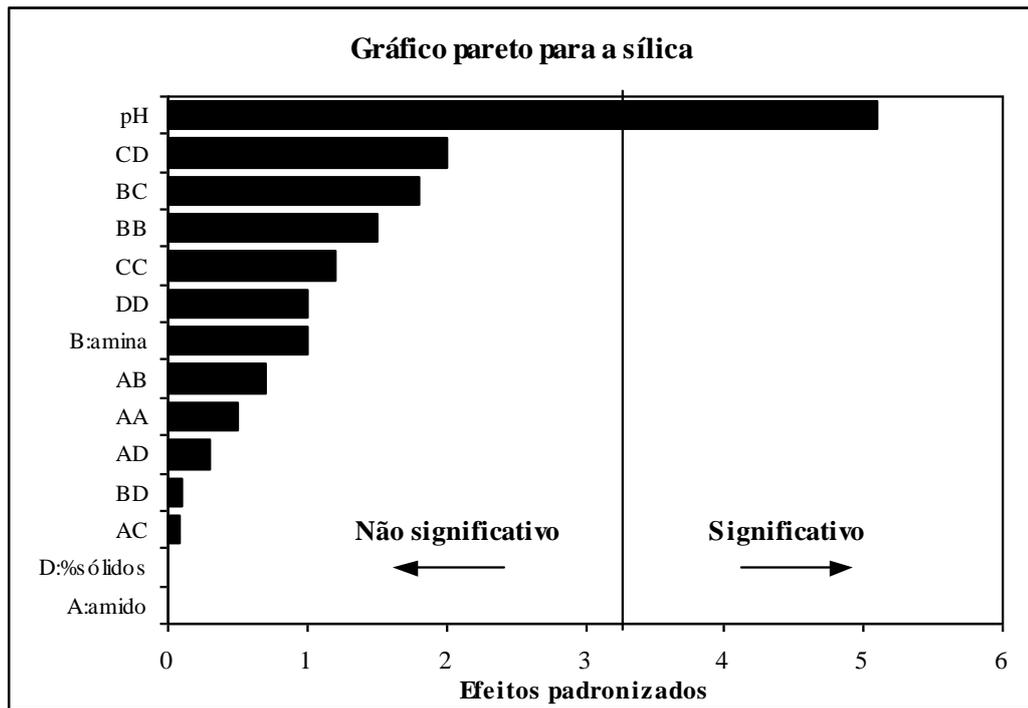
**Tabela 34 - Resultados dos ensaios de flotação**

Ensaio	Variáveis				Concentrado					Rejeito	Recuperação	
	Amido	Amina	pH	% sól.	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	Fe	Peso	Metálica
1	250	150	8,50	60	65,87	3,81	0,48	0,035	1,55	30,02	16,04	29,49
2	500	100	9,75	40	66,45	2,62	0,42	0,035	1,64	27,89	20,44	38,88
3	500	50	8,50	60	61,53	10,15	0,38	0,032	1,39	27,26	24,83	42,57
4	375	100	9,75	60	64,99	4,69	0,41	0,036	1,62	29,78	17,01	30,83
5	500	50	11,00	60	44,84	33,89	0,29	0,023	0,92	29,94	39,13	49,32
6	375	50	9,75	40	61,02	10,59	0,39	0,034	1,47	26,48	26,90	46,37
7	250	50	11,00	20	34,59	49,15	0,32	0,02	0,72	39,22	74,51	19,92
8	375	100	9,75	40	66,54	2,55	0,38	0,038	1,81	28,88	18,30	33,97
9	500	150	11,00	20	48,31	28,71	0,34	0,024	1,06	26,13	43,46	58,78
10	250	50	8,50	20	63,88	6,64	0,36	0,034	1,54	26,64	24,52	44,40
11	375	100	8,50	40	67,24	1,60	0,32	0,040	1,88	30,79	13,66	27,33
12	500	150	8,50	20	67,60	1,39	0,29	0,033	1,54	28,33	18,95	35,74
13	250	100	9,75	40	66,19	2,83	0,40	0,042	2,01	30,07	15,78	29,82
14	250	150	11,00	60	60,77	10,34	0,47	0,037	1,79	31,88	13,46	24,64
15	375	100	11,00	40	62,08	8,99	0,38	0,032	1,46	28,87	20,78	38,05
16	375	100	9,75	20	65,45	4,39	0,39	0,034	1,55	24,40	27,70	50,88
17	375	150	9,75	40	67,14	1,53	0,35	0,042	2,02	30,92	13,39	26,12
18	375	100	9,75	40	66,60	2,34	0,37	0,040	1,88	29,77	16,29	32,12

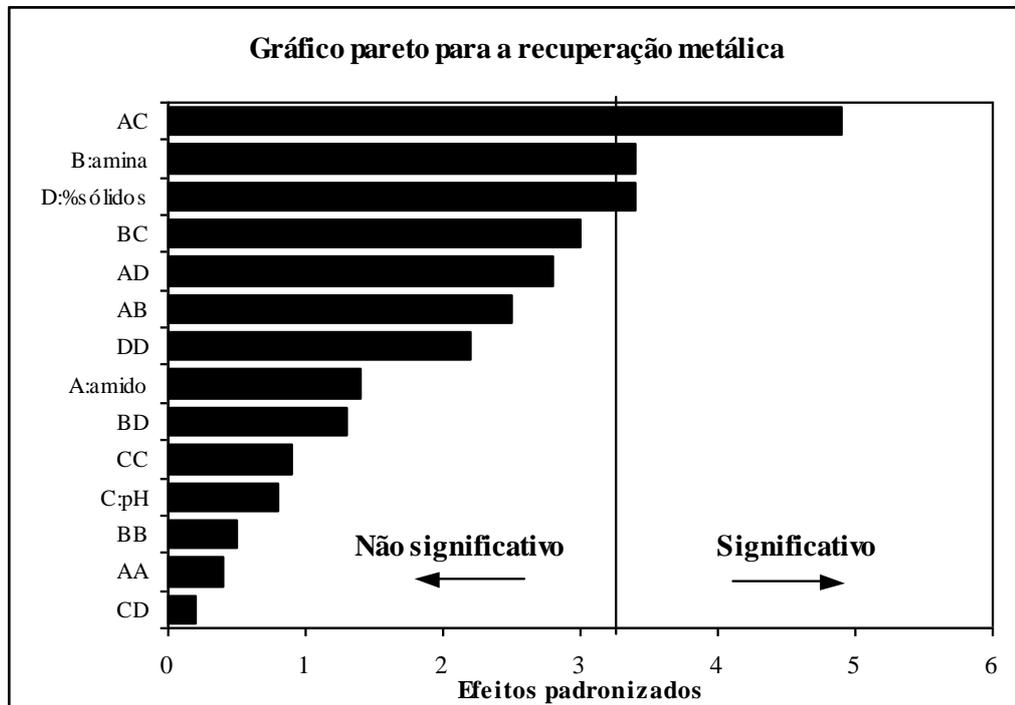
Não foram observados resultados de sílica na especificação CLS. Os rejeitos apresentaram elevados teores de ferro, obtendo-se baixas recuperações.

Os resultados, mostrados na tabela 31, foram tratados estatisticamente utilizando o software *Stratigraphics*, possibilitando conhecer o efeito das variáveis estudadas.

As figuras 30 e 31 mostram gráficos pareto onde são apresentados os efeitos das variáveis e suas interações para a obtenção de sílica no concentrado e para a recuperação metálica. A linha vertical separa os efeitos significativos, à direita, dos não significativos, à esquerda, com 95% de confiança.



**Figura 30 - Efeitos padronizados para sílica no concentrado**



**Figura 31 - Efeitos padronizados para recuperação metálica**

Observa-se que o pH foi a variável de maior significância para a obtenção de sílica no concentrado. A recuperação metálica, por sua vez, mostrou-se afetada significativamente pela interação do amido com o pH, pela dosagem de amina e pelo percentual de sólidos da polpa. Ou seja, a recuperação metálica mostrou-se afetada significativamente por todas as variáveis, uma vez que não se tem controle sobre a interação amido/pH.

Através de análises de regressão foram obtidos os modelos para a sílica e para a recuperação metálica, mostrados nas tabelas 35 e 36.

**Tabela 35 – Modelo para a sílica**

<b>Coefficientes de regressão para sílica</b>	
<b>Variáveis</b>	<b>Coefficientes</b>
constante	181,022
A:amido	-0,222
B:amina	-0,106
C:pH	-38,331
D:%solidos	0,822
<b>Interações</b>	<b>Coefficientes</b>
AA	$1,469 \times 10^{-4}$
AB	$5,780 \times 10^{-4}$
AC	0,002
AD	$9,470 \times 10^{-4}$
BB	0,002
BC	-0,065
BD	$-6,300 \times 10^{-4}$
CC	3,114
CD	-0,198
DD	0,010
<b><math>R^2 = 0,956</math></b>	

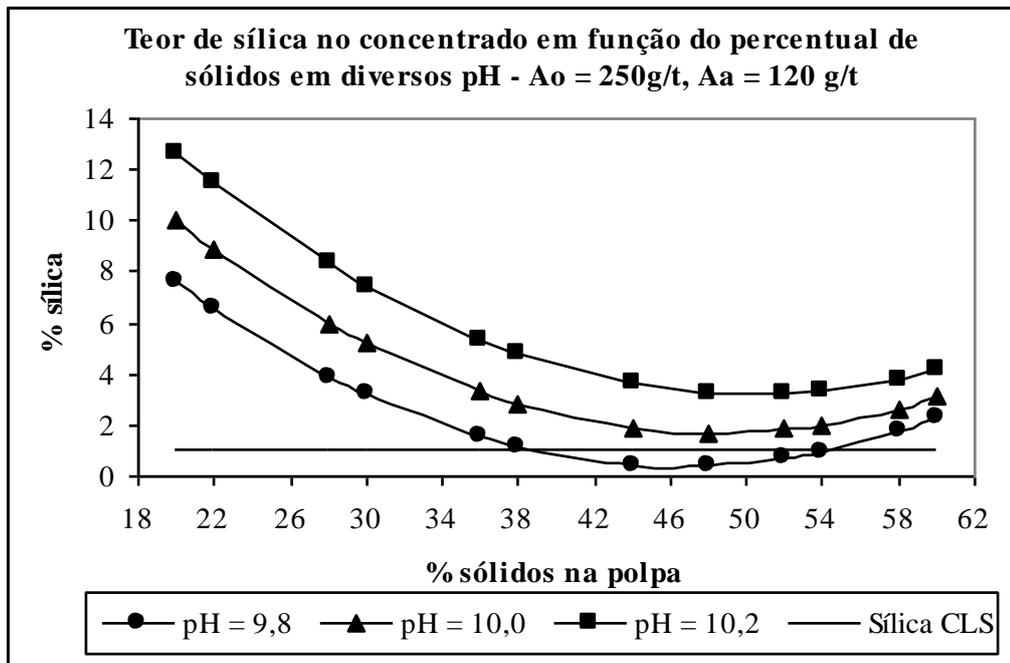
Observa-se um elevado coeficiente de determinação  $R^2$  obtido na regressão dos dados, evidenciando a obtenção de um bom modelo.

**Tabela 36 – Modelo para a recuperação metálica**

<b>Coefficientes de regressão para recuperação metálica</b>	
<b>Variáveis</b>	<b>Coefficientes</b>
constante	55,362
A:amido	-0,101
B:amina	-0,325
C:pH	4,970
D:%solidos	-0,280
<b>Interações</b>	<b>Coefficientes</b>
AA	-5,868 x 10 <sup>-5</sup>
AB	0,001
AC	0,047
AD	-0,004
BB	4,712 x 10 <sup>-4</sup>
BC	0,072
BD	-0,004
CC	-1,521
CD	0,017
DD	0,014
<b>R<sup>2</sup> = 0,971</b>	

Nesse caso, o coeficiente de determinação R<sup>2</sup> foi ainda maior, mostrando um ajuste dos dados ao modelo ainda melhor.

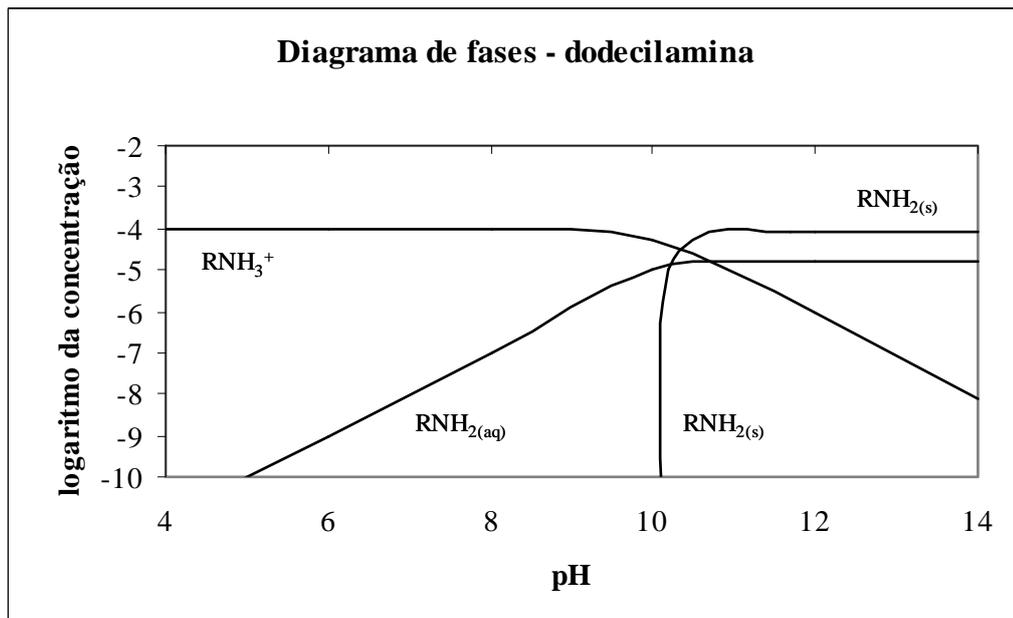
A figura 32 mostra um gráfico gerado a partir do modelo construído para o teor de sílica no concentrado, ilustrando o efeito do percentual de sólidos e do pH da polpa. As dosagens de reagentes escolhidas foram determinadas na superfície de resposta amido/amina versus sílica, apresentada no anexo III, optando-se pelas dosagens mínimas encontradas na região de sílica de um concentrado CLS.



**Figura 32 – Sílica no concentrado em função do % de sólidos e do pH**

O gráfico mostra que há uma faixa ideal para o percentual de sólidos da polpa que favorece a redução de sílica. Na faixa entre 38 e 54% de sólidos, o modelo prevê um concentrado com sílica de CLS.

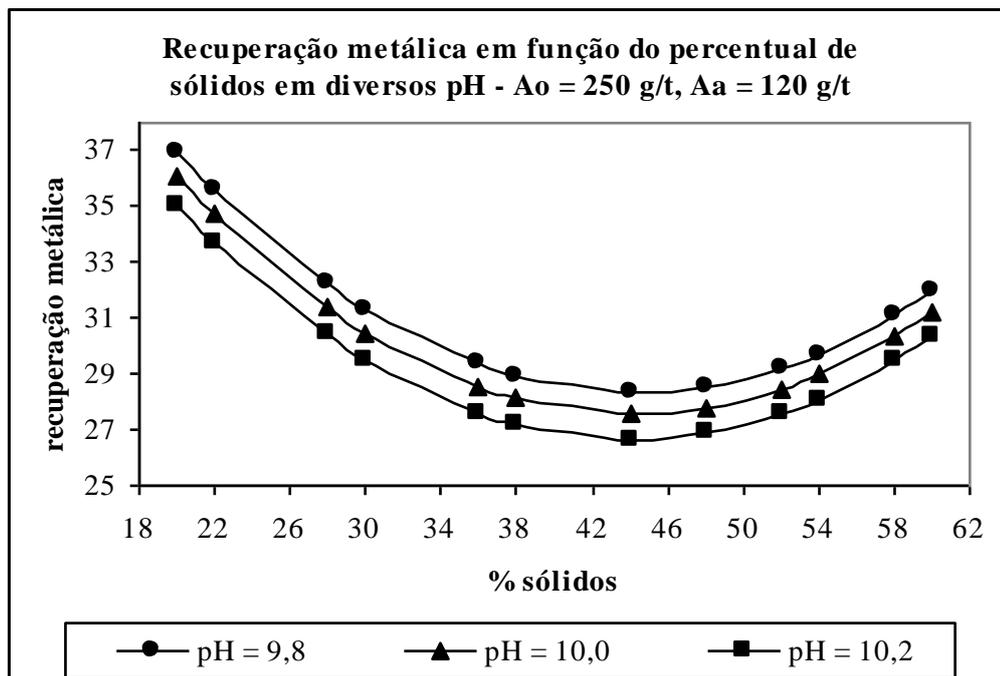
Outra constatação é que o teor de sílica foi menor para menores valores de pH. A hipótese mais provável para esse fato é que em menores valores de pH a espécie coletora  $\text{RNH}_3^+$  está presente em maior quantidade no sistema, aumentando a coleta de sílica, conforme pode ser observado no diagrama de fases, extraído de Fuerstenau (1976), apresentado na figura 33.



**Figura 33 - Diagrama de fases presentes numa solução de concentração de  $1 \times 10^{-4}$  M de dodecilamina – M.C. Fuerstenau (1976)**

De acordo com o modelo, seria possível obter um concentrado CLS utilizando as dosagens de 250 g/t de amido e 120 g/t de amina, um pH de 9,8 e um percentual de sólidos na polpa de 45%. Entretanto essa conclusão é um tanto prematura e requer um certo cuidado, uma vez que em nenhum dos ensaios foi obtido um concentrado CLS, mesmo utilizando menores valores de pH, variável que se mostrou de maior impacto no teor de sílica do concentrado.

A figura 34 mostra um gráfico construído a partir do modelo para a recuperação metálica, avaliando os mesmos efeitos.



**Figura 34 – Recuperação metálica em função do percentual de sólidos e do pH**

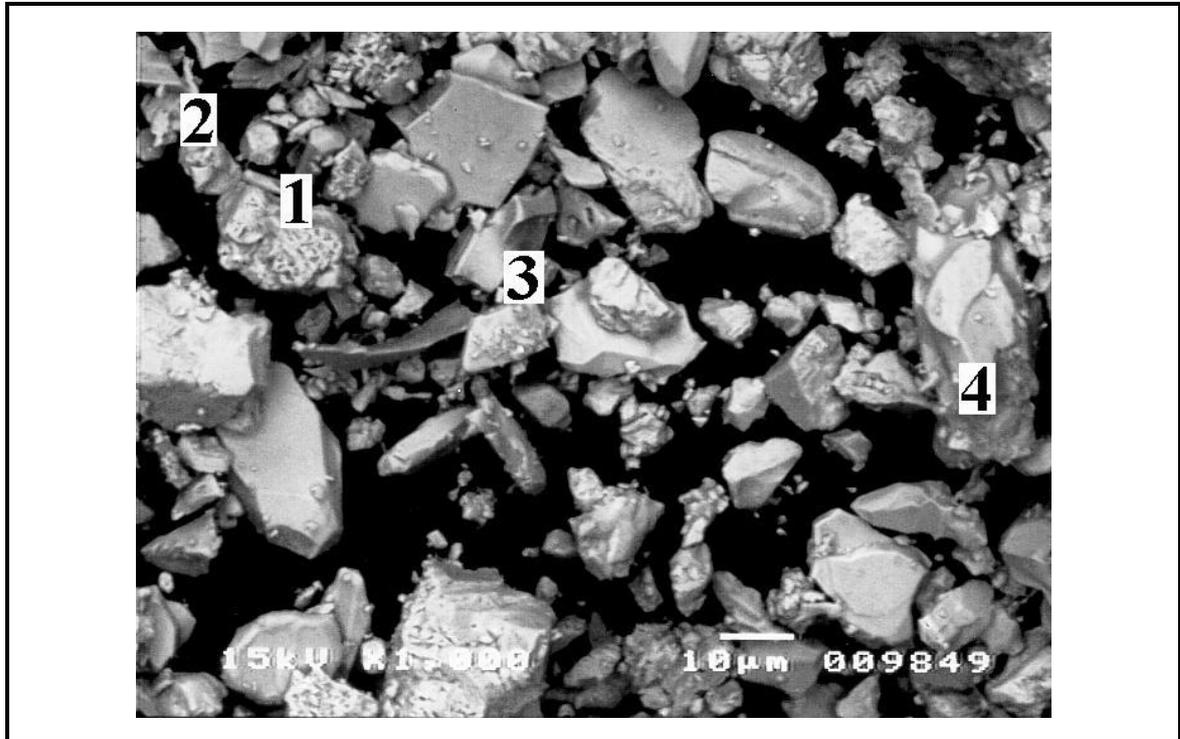
Para confirmar os modelos, foram realizados dois ensaios de flotação, segundo as condições para sílica CLS estabelecidas anteriormente. Os resultados são apresentados na tabela 37.

**Tabela 37 – Confirmação dos modelos para sílica e recuperação metálica**

Ensaio	SiO <sub>2</sub> no concentrado		Recuperação metálica	
	Previsto	Real	Previsto	Real
1	0,45	1,96	28,00	23,76
2	0,45	1,81	28,00	26,92

Foram obtidas recuperações metálicas próximas aos valores previstos pelo modelo. Entretanto, os teores de sílica nos concentrados foram maiores que o previsto, indicando haver mesmo uma dificuldade de se reduzir o teor de sílica.

Para um maior entendimento, foi realizada uma análise de microscopia eletrônica de varredura do concentrado do ensaio 2. A fotomicrografia desse concentrado é mostrada na figura 35 e a respectiva microanálise é apresentada na tabela 38.



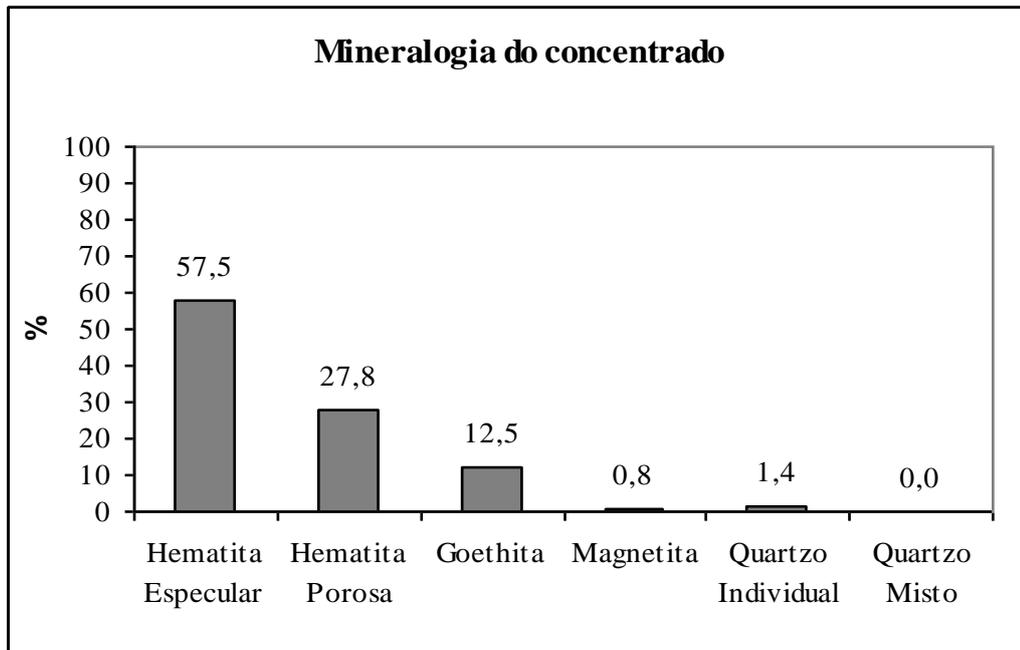
**Figura 35 - Fotomicrografia do concentrado obtido no ensaio 2**

**Tabela 38 – Microanálise e interpretação do concentrado obtido no ensaio 2**

Miniárea	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Interpretação
1	97.89	0.87	1.23	Hematita martítica
2	96.92	1.39	1.69	Goethita
3	97.01	1.52	1.48	Goethita
4	97.99	0.38	1.63	Goethita

A fotomicrografia do concentrado mostrou haver ainda uma expressiva quantidade de ultrafinos de hematita recobrendo algumas partículas, o que provavelmente impactou na seletividade da flotação, e pode ter impedido a obtenção de um concentrado com um teor de sílica CLS. Esse fato mostra que a deslamagem da amostra em uma etapa não foi suficiente.

Um outro fato importante, é que foram observadas raras partículas de quartzo nesse concentrado na análise por MEV. Uma análise mineralógica por microscopia ótica, apresentada na figura 36, mostrou uma quantidade de quartzo realmente inferior ao teor de sílica determinado pela análise química.



**Figura 36 – Mineralogia do concentrado obtido no ensaio 2**

Essa mesma constatação foi feita na discussão dos resultados dos ensaios de concentração. Nos concentrados 3, 4 e 5, como nesse caso, também foi observada uma diferença entre o teor de sílica determinado pela análise química e a quantidade de quartzo determinada pela análise mineralógica. Nos concentrados 1 e 2 os resultados apontados pelas duas análises foram rigorosamente os mesmos.

Essa diferença foi devida a uma maior concentração de espécies portadoras de sílica, além do quartzo, nesses concentrados, e a razão principal para que isso ocorresse estaria na configuração dos fluxogramas.

Nos fluxogramas 1 e 2 a amostra foi cortada em 37 $\mu$ m, enquanto que nos fluxogramas 3, 4 e 5 o corte foi feito em 74 $\mu$ m. Na caracterização da amostra, as análises por MEV mostraram uma presença de outras espécies com elevados teores de sílica nas frações acima de 37 $\mu$ m. Na fração -74 + 53 $\mu$ m determinou-se goethita com 4,81% de sílica. Na fração -53 + 44 $\mu$ m foram encontrados clorita, com 46,25% de sílica, caulinita, com 53,99% de sílica e goethita, com 4,98% de sílica. Na fração -44 + 30 $\mu$ m foram encontradas espécies de goethitas com teores de 2,04 e 9,53% de sílica.

No ensaio usando o fluxograma 5 a diferença entre as análises foi ainda maior, provavelmente pelo fato de não ter havido qualquer corte ou deslamagem da amostra. Nesse caso, também pode ter havido a concentração de espécies com elevados teores de sílica presentes na fração -10 $\mu$ m.

Essa constatação explica a dificuldade de se reduzir o teor de sílica do concentrado, sendo o principal impedimento para se obter um concentrado CLS através desses fluxogramas.

Com relação à baixa recuperação metálica na flotação, não foram observadas condições de otimização que levassem a melhores resultados. O fenômeno de arraste das partículas finas foi a causa mais provável para os baixos índices de recuperação.

### 5.3.2.9 Efeito de uma escrubagem prévia da amostra para otimização da deslamagem

No capítulo anterior, uma análise por MEV do concentrado da flotação obtido no ensaio usando o fluxograma 3 mostrou que a deslamagem em uma etapa foi insuficiente, aparecendo como uma das prováveis causas da dificuldade para redução do teor de sílica do concentrado.

Visando melhorar a deslamagem da amostra, foi simulada a introdução de uma etapa de escrubagem, anterior a deslamagem.

Para isso, foram realizados ensaios de flotação precedidos de escrubagem, em quatro tempos distintos, 5, 10, 15 e 20 minutos, e de deslamagem em uma etapa, usando uma amostra -74 $\mu$ m.

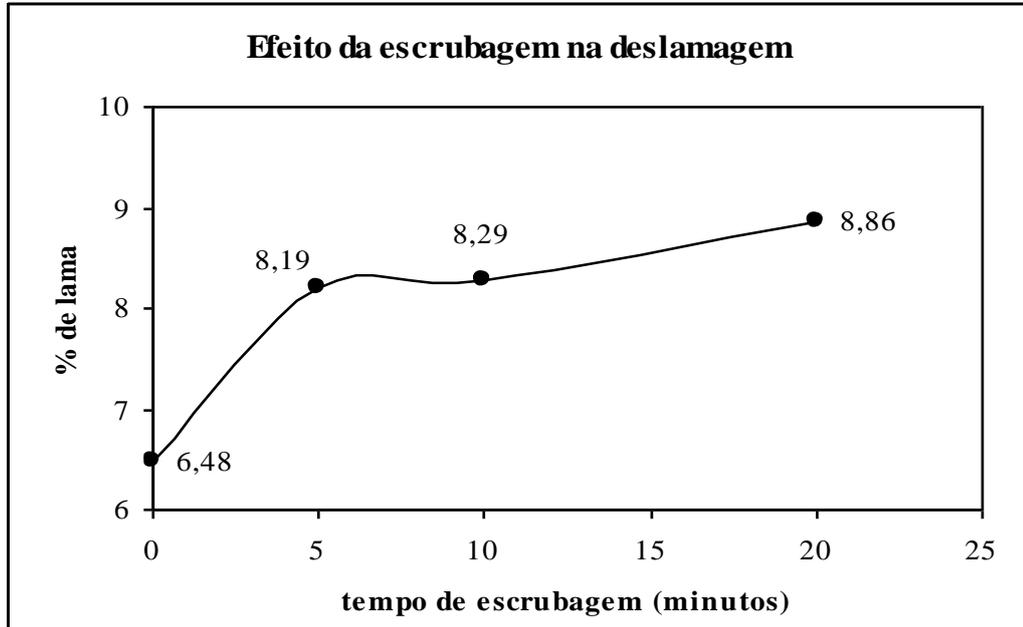
Os ensaios de flotação foram realizados nas condições estabelecidas pelo modelo de sílica para obtenção de um concentrado CLS, com dosagem de 250g/t de amido, 120g/t de amina, pH de 9,8 e percentual de sólidos da polpa de 45%.

A tabela 39 apresenta os resultados obtidos nos ensaios.

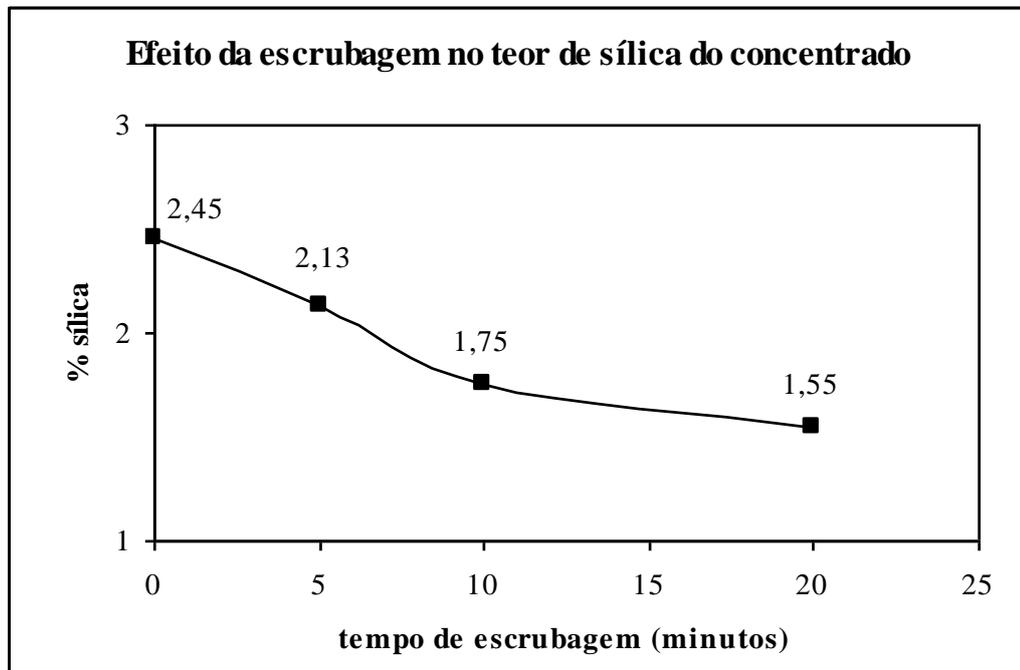
**Tabela 39 – Resultados dos ensaios de escrubagem**

Escrubagem	Deslamagem	Flotação				
		Fe alim.	SiO <sub>2</sub> conc.	Fe rejeito	Rec. peso	Rec. metálica
0	6,48	37,54	2,45	32,19	15,56	27,59
5	8,19	37,60	2,13	33,18	13,17	23,37
10	8,29	37,66	1,75	33,61	12,04	21,50
20	8,86	38,04	1,55	34,25	11,46	20,28

Os resultados são melhor visualizados nas figuras 37, 38 e 39, que mostram os efeitos do tempo de escrubagem nos resultados da deslamagem e da flotação.



**Figura 37 - Efeito da escrubagem na eficiência da deslamagem**



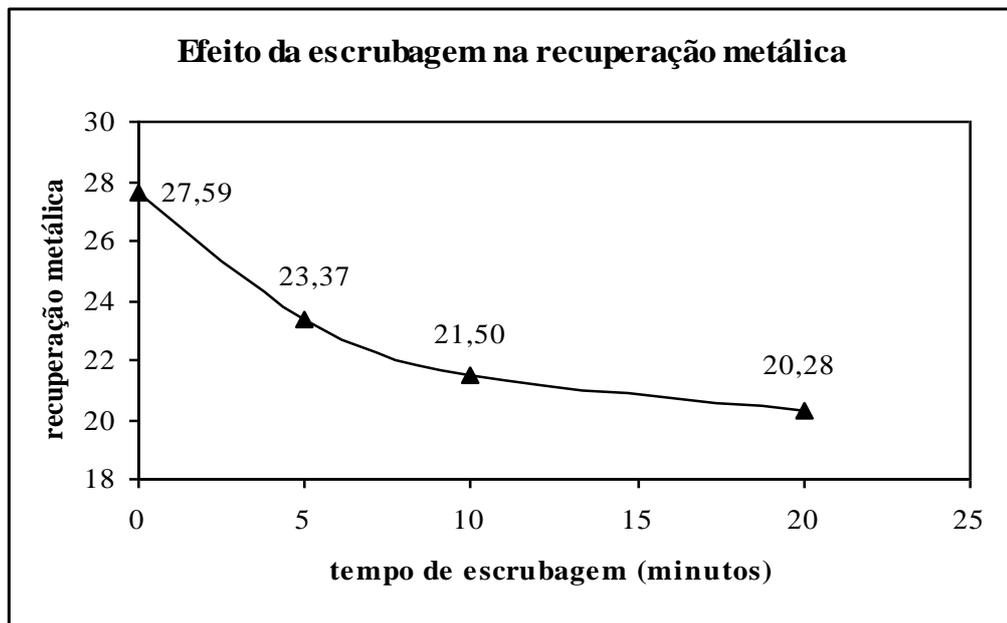
**Figura 38 - Efeito da escrubagem no teor de sílica do concentrado da flotação**

Observa-se pela figura 37 que um maior tempo de escrubagem resultou numa maior eficiência da deslamagem da amostra, com uma maior remoção de lamas.

A figura 38 mostrou que o teor de sílica do concentrado da flotação foi bastante reduzido com o aumento do tempo de escrubagem. Houve, provavelmente, uma limpeza mais eficiente da superfície dos minerais, proporcionando melhores condições para adsorção dos reagentes.

Entretanto, foi observada uma queda expressiva da recuperação metálica do circuito, conforme mostra a figura 39. Esse fato pode ser explicado por uma maior perda dos ultrafinos e lamas de hematita na deslamagem e por um maior teor de ferro nos rejeitos da flotação. É provável que com a escrubagem haja a necessidade de se utilizar maiores dosagens de amido.

**Figura 39 - Efeito da escrubagem na recuperação metálica**



## 6. CONCLUSÕES

Os resultados desse trabalho mostraram ser possível produzir concentrados a partir dos rejeitos da barragem de Germano. As especificações de sílica não se mostraram um impedimento para a produção de concentrados CNS e CHS, sendo apenas questão de ajustes nas condições usadas nos ensaios. Mesmo sem maiores otimizações, foram atingidos valores próximos às especificações almejadas.

Houve dificuldade para obter um concentrado com sílica na especificação CLS, associada principalmente à presença de outras fases minerais no concentrado que continham sílica, além do quartzo. A presença de minerais como caulinita, clorita e principalmente goethita no concentrado aparece como causa principal para esse problema.

A melhor opção de concentração estudada consistiu na utilização de fluxogramas com etapas de peneiramento e concentração magnética. O concentrado obtido apresentou um elevado teor de hematita especular e um baixo teor de fósforo. Essas características tornam esse concentrado muito útil, mesmo com um maior teor de sílica, tendo em vista a importância da hematita especular no processo de pelotização e o diferencial competitivo exercido por baixos teores de fósforo na comercialização dos produtos no mercado siderúrgico.

O concentrador magnético *Ferrous Wheel* mostrou-se como uma excelente alternativa para a concentração de hematita especular fina, apresentando recuperações de até 98% desse mineral, devendo ser estudado para aumentar a recuperação metálica da usina de concentração da Samarco. Quanto à flotação, não foram encontradas condições que reduzissem a perda de minerais de ferro finos por arraste.

A escrubagem aumentou a eficiência da deslamagem, com conseqüente redução da sílica no concentrado da flotação. Em face às especificações de sílica cada vez mais rígidas, o uso desse recurso deve ser melhor investigado para o processo da Samarco.

## **7. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS**

Considerando a melhor das alternativas encontrada para a concentração dos rejeitos, estima-se uma recuperação de 25% da massa hoje disposta na barragem, o que significaria uma produção de 25 milhões de toneladas de concentrado, equivalendo a 1,5 anos de produção da usina de concentração da Samarco, no ritmo atual de produção. Proporcionalmente, reduz-se a massa dos resíduos dispostos na barragem de Germano em 25%.

## **8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS**

Para complementação desse estudo, recomenda-se para trabalhos futuros:

- A otimização dos resultados obtidos nesse trabalho, utilizando inclusive outras técnicas como a flotação em coluna;
- um estudo econômico da concentração dos rejeitos, baseado nos promissores resultados desse trabalho.

## 9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARAÚJO, A.C. (1982). Influência de íons de alumínio e caolinita na flotação catiônica de quartzo e hematita. Dissertação de Mestrado, UFMG, Belo Horizonte.

ARAÚJO, A.C. (1993). Reprocessamento de rejeitos da Samarco Mineração S/A. Relatório Parcial. Fundação Christiano Ottoni, EEUFMG, Belo Horizonte.

ARAÚJO, A.C. & PERES, A.E.C. (1995). Froth Flotation : Relevant facts and the brasilian case. CETEM, Rio de Janeiro.

CARISSO, R.C.C & CHAVES, A.P. (2001). Recuperação de finos de minerais pesados por concentração centrífuga. VI Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology, XVIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, v.3, p.209-214, Rio de Janeiro.

CASQUET, R.Q & BRANDÃO, P.R.G. (1996). Caracterização mineralógica, metodologia e técnicas utilizadas para o minério de ferro itabirítico da mina de Alegria Sul, Ouro Preto – MG. Anais do I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.181-198, Ouro Preto.

COELHO, L.H., Fonseca, L. & Márcio, K. (1999). A origem do fósforo e sua localização espacial nos minérios de ferro enriquecidos supergenicamente. Anais do II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.44 –53, Ouro Preto.

COLOMBO, A.F. (1980). Selective flocculation and flotation of iron-bearing materials. In: Somansundaran (ed). Fines particles processing. Proceedings of the International Symposium on Fine Particles Processing. Society of Mining Engineers of American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., v.2,c..53, p.1034-1056, New York .

DANA, J.D. (1965). Dana's manual of mineralogy. John Willey and Sons, p.315-596, New York.

DA LUZ, A.B., POSSA, M.V., ALMEIDA, S.L. (1998). Tratamento de minérios. CETEM, 2<sup>a</sup> ed., p.123-128, Rio de Janeiro.

ENGENHARIA DE PROCESSOS (1994). Estudo do circuito de colunas recleaner. Relatórios internos da usina de concentração, Samarco Mineração S/A, Mariana.

ENGENHARIA DE PROCESSOS (1999). Estudo da introdução de uma classificação no circuito da pré-moagem. Relatórios internos da usina de concentração, Samarco Mineração S/A, Mariana.

FALCON CONCENTRATORS INC. (2003). Falcon recovers -45 microns hematite <http://www.concentrators.net/hottopic11.htm>.

FIGUEIREDO, P.C., CHAVES, A.P. (1998). Recuperação de partículas minerais finas e ultrafinas no âmbito da concentração gravítica. Anais do XVII Encontro Nacional de tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa e Seminário de Química de Colóides Aplicada à Tecnologia Mineral, p.483-493, São Paulo.

FUERSTENAU, D.W. (1980). Fine particle flotation. In: Somansundaran (ed). Fines Particles Processing. Proceedings of the International Symposium on Fine Particles Processing. Society of Mining Engineers of American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc, v.1,c.5, p.669-705, New York.

FUERSTENAU, M.C.(1976). Flotation. A.M. Gaudin memorial volume. Anionic flotation of oxides and silicates. American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., c.7, p.148-198, New York.

FUERSTENAU, M.C. (1976). Flotation. A M. Gaudin memorial volume. Cationic flotation of oxides and silicates. American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc., v.1, p.87-116, New York.

HOLLAND-BATT, A.B. (1998) Gravity Separation: a revitalized technology. Preprints – SME Annual Meeting and Exhibit. Society of Mining, Metallurgy and Exploration, Denver.

INBRÁS-ERIEZ (2003). <http://www.iz.com.br/clientes/inbras/produtos.asp>.

MEDEIROS, R.L.C, WHITAKER, W. & MARTINS, J. (1996). Influência da granulometria no processo de concentração de minério de ferro por flotação em coluna. Anais do I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.367-374, Ouro Preto.

MULAR, A.L. , BHAPPU, R.B. (1980). Mineral processing plant design. Society of Mining Engineers of American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., c.18, p.404-426, New York.

OLIVEIRA, J.F, CAMARGO, P.R.C., WILBERG, K.Q. & CASTRO, E.B (1986). Caracterização de rejeitos de flotação em colunas da mina do Pico por análise computadorizada de imagem. Anais do I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.433-441, Ouro Preto.

PERES, A.E.C. (2000). Flotação. Notas de aula. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto.

PRYOR, E.J. (1965). Mineral processing . In: A general introduction. 3rd edition, c.1, p.1-13, London.

RABELO, P.J.B. (1994). Estudo de caracterização e redução do teor em fósforo do minério de ferro da mina de Alegria, Mariana, MG. Dissertação de Mestrado, EEUFGM, Belo Horizonte.

ROCHA, J.M.P & BRANDÃO, P.R.G. (1996). Goethitas da mina de Alegria, MG: ênfase na cristalinidade e hidroxilação. Anais do I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.383-401, Ouro Preto.

SÀ, K.G. (2003). Estudo da influência da mineralogia dos tipos de minério da Samarco Mineração sobre a resistência à compressão de pelotas para processos de redução direta. Dissertação de Mestrado, p.62-63, Ouro Preto.

SILVA, C.C. (1999). A Concentração de minério de ferro com alto grau de hidratação. Anais do II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, p.106-118, Ouro Preto.

SILVA, E.C., TORRES, V.M., SANTOS, N.A. (1998). Concentradores centrífugos: uma nova era na concentração gravítica – a experiência do Centro de Pesquisas da CVRD. Anais do XVII Encontro Nacional de tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa e Seminário de Química de Colóides Aplicada à Tecnologia Mineral, v.2 , p.533-550, São Paulo.

SKILLINGS, D.N., Jr., (1999). 1999 North american iron ore production forecast at lowest level of past five years. Skillings Mining Review, v.88, no.31, July 31, p.34-35.

SOMASUNDARAN, P. (1980). Fines Particle Processing. Principles of flocculation, dispersion, and selective flocculation. Society of Mining Engineers of American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., v.2, cap.6, p.947-976, New York.

TAGGART, A. F. (1945). Handbook of mineral dressing. John Willey and Sons, Inc., p. 1-4, New York.

WEISS, N.L. (1985). Mineral processing handbook – iron ore. Society of Mining Engineers of American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. , v.2, c.20, p.1-3, New York.

WILLS, B.A. (1981). Mineral processing technology – An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. 2<sup>a</sup> ed., p.6-253-283, England.

## **ANEXOS**

**Anexo I - Resultados da difração de raios-x (DRX) e fluorescência de raios-x (FRX)**

## **ANEXOS**

**Anexo II - Ajustes dos resultados dos ensaios de concentração pelo software Bilmat  
versão 8.1**

## **ANEXOS**

**Anexo III – Análises estatísticas do *software Statgraphics* para modelamento**