

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

Paulo Sérgio de Oliveira

**ROTAS PARA RECUPERAÇÃO DE FERRO FINO CONTIDO NO  
UNDERFLOW DO ESPESSADOR DE LAMA DA USINA DE  
CONCEIÇÃO**

Dissertação de Mestrado apresentada ao curso de  
Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de  
Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral  
Orientador: Prof. Armando Corrêa de Araujo

Belo Horizonte  
Escola de Engenharia da UFMG  
2006

## AGRADECIMENTOS

Agradeço a DEUS, a graça da vida.

Aos meus Pais pelo exemplo de vida, em especial à minha mãe e minha irmã pelo incentivo e confiança.

A Andrezza, pela paciência, carinho, dedicação, incentivo e companheirismo.

Aos Colegas de trabalho do Centro de Pesquisas Tecnológicas de Itabira, Alegria e a equipe de processo do sistema sul da CVRD, que colaboraram em muito para esta conquista.

Ao Antonio Daher Padovezi, por acreditar na equipe e incentivar a capacitação profissional e pessoal, e Leonardo Queiroz, grande incentivador nesta jornada.

Ao Geraldo Magela, Fernando Quintão, Luiz Daniel, Marcus Vinicius, obrigado por contribuírem para minha formação.

Aos Professores da UFMG, pela oportunidade de aprendizado. Em especial ao Antonio Eduardo Clarck Peres, pela amizade, ao Paulo Roberto Gomes Brandão pela disponibilidade e ao Armando Corrêa de Araújo por sua inestimável orientação.

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO</b> _____	<b>01</b>
<b>2</b>	<b>RELEVÂNCIA E OBJETIVOS</b> _____	<b>03</b>
<b>3</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b> _____	<b>05</b>
	<b>3.1 Aspectos Gerais de Geologia</b> _____	<b>05</b>
	3.1.1 Geologia do complexo ferrífero de Itabira_____	05
	<b>3.2 Beneficiamento</b> _____	<b>08</b>
	<b>3.3 Tópico de química de superfície</b> _____	<b>19</b>
	3.3.1 Interfaces_____	19
	3.3.2 Adsorção_____	20
	3.3.3 Adsorção não específica e adsorção específica_____	21
	3.3.4 Teoria da Dupla Camada Elétrica_____	21
	3.3.5 Energia livre de adsorção_____	26
	3.3.6 Mecanismos de adsorção de reagentes de flotação em minerais oxidados_____	28
	<b>3.4 Aspectos gerais</b> _____	<b>32</b>
	<b>3.5 Concentração de Minérios de Ferro por Flotação e princípios de Flotação</b> _____	<b>33</b>
	3.5.1 Mecanismos de Adsorção de Aminas em Minerais Oxidados de Ferro e em Quartzo_____	36
	3.5.2 Quimissorção_____	37
	<b>3.6 Influência de Lama e Alumina nos Processo de Beneficiamento</b> _____	<b>39</b>
	3.6.1 A influência de Lamas no Processo de Flotação_____	40
	<b>3.7 Utilização da flotação na CVRD, CSN, Samarco e MBR</b> _____	<b>44</b>
	<b>3.8 Separação e Concentração Magnética</b> _____	<b>45</b>
	<b>3.9 Utilização da concentração magnética de alta intensidade</b> _____	<b>48</b>
	<b>3.10 Técnicas de Mineralogia Aplicadas à Caracterização</b> _____	<b>49</b>

3.10.1	Técnicas de Microscopia Óptica	50
3.10.2	Difração de Raios-X	51
3.10.3	Aplicações da Difração de Raios-X	52
3.10.4	Microscopia Eletrônica de Varredura e Microanálise Química	53
3.10.5	Microanálise química	54
3.10.6	Análise Química por Via Úmida	55
<b>4</b>	<b>MATERIAIS E MÉTODOS</b>	<b>57</b>
4.1	Amostragem	58
4.2	Caracterização da Amostra	59
4.3	Ensaio Tecnológicos	61
4.3.1	Deslamagem	61
4.3.2	Classificação	61
4.3.3	Flotação	61
4.4	Testes Flotação Piloto	63
4.4.1	Concentração Magnética	65
4.4.2	Deslamagem	66
4.4.3	Peneiramento	66
4.4.4	Flotação	66
<b>5</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÕES</b>	<b>68</b>
5.1	Amostragem	68
5.1.1	Química nas faixas	69
5.1.2	Composição Mineralógica	70
5.2	Fontes de SiO <sub>2</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , P e MgO	74
5.3	Concentração Magnética Testes Piloto	84
5.4	Deslamagem Testes Piloto	90
5.5	Flotação	93
5.5.1	Ensaio em bancada	93

5.5.2 Testes Flotação Piloto_____	98
<b>6 CONCLUSÕES_____</b>	<b>102</b>
<b>7 RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS_____</b>	<b>103</b>
<b>8 TRABALHOS FUTUROS_____</b>	<b>104</b>
<b>9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS_____</b>	<b>105</b>

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1	Participação de cada produto na produção anual da usina__	02
Figura 2.1	Composição mineralógica (% estimada em massa) _____	04
Figura 3.1	Mapa do Quadrilátero Ferrífero _____	05
Figura 3.2	Mapa Geológico da Formação Cauê _____	06
Figura 3.3	Britagem e classificação _____	08
Figura 3.4	Fluxograma Fração +8,00mm Itabirito e Hematita (SF04/SF07)_____	10
Figura 3.5	Fluxograma Fração -8,00mm +1,6mm Itabirito (SF01)_____	11
Figura 3.6	Fluxograma Fração -8,00mm +1,6mm Hematita (SF05)_____	12
Figura 3.7	Fluxograma Fração -1,60mm +0,15mm Hematita (SF02)_____	13
Figura 3.8	Fluxograma Fração -0,15mm Hematita Conceição (PF)____	14
Figura 3.9	Fluxograma Fração -1,40mm +0,15mm Itabirito (SF03)____	15
Figura 3.10	Fluxograma Fração -0,15mm Itabirito (PF)_____	17
Figura 3.11	Interface bidimensional _____	19
Figura 3.12	Modelo da dupla camada elétrica Stern (a). Concentração de íons contrários e co-íons (b). Distribuição do potencial eletrostático(c)._____	22
Figura 3.13	Modelo da dupla camada elétrica, com adsorção específica (a). Concentração de íons contrários e co-íons (b) Distribuição do potencial eletrostático (c)_____	24
Figura 3.14	Modelo da dupla camada elétrica, com adsorção específica superequivalente (a). Concentração de íons contrários e co-íons (b) Distribuição do potencial eletrostático (c)_____	25

Figura 3.15	Representação esquemática dos mecanismos de adsorção de coletores segundo a teoria da formação de Hemi-Micelas. Adsorção individual de íons contrários (a). Formação de Hemi-Micelas (b).	29
Figura 3.16	Isoterma ideal de adsorção de coletor, ilustrativa da teoria da formação de Hemi-Micelas.	30
Figura 3.17	Curva esquemática de dissociação para aminas primárias, em função do pH	37
Figura 3.18	Possíveis efeitos de partículas “muito finas” na flotação	42
Figura 3.19	Vista geral do equipamento Ferrous Wheel	47
Figura 4.1	Vista Geral Montagem Tanque Pulmão, Ciclonação e Ferrous Wheel	59
Figura 4.2	Concentração magnética rougher e cleaner	64
Figura 4.3	Deslamagem e flotação rougher cleaner	65
Figura 5.1	Composição mineralógica (% estimada em massa)	73
Figura 5.2	Distribuição de SiO <sub>2</sub> entre os minerais (em %)	74
Figura 5.2.1	Distribuição do teor de Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> entre os minerais (em %)	75
Figura 5.2.2	Partícula de gorceixita (grx) em aglomerado composto por filossilicatos (fl) e hematita (h)	76
Figura 5.2.3	Partícula de gorceixita (grx) totalmente liberada	76
Figura 5.2.4	Imagens MEV Fração (-0,045 +0,032mm)	77
Figura 5.2.5	Imagens MEV Fração (-0,045 +0,032mm)	77
Figura 5.2.6	Imagens MEV Fração (-0,032 +0,023mm)	78
Figura 5.2.7	Imagens MEV Fração (-0,032 +0,023mm)	78
Figura 5.2.8	Imagens de MEV Fração (-0,023 +0,020mm)	79
Figura 5.2.9	Imagens de MEV Fração (-0,023 +0,020mm)	79

Figura 5.2.10	Imagens de MEV Fração (-0,020 +0,012mm)_____	80
Figura 5.2.11	Imagens de MEV Fração (-0,020 +0,012mm) _____	80
Figura 5.2.12	Imagens de MEV Fração (-0,012 +0,009mm) _____	81
Figura 5.2.13	Imagens de MEV Fração (-0,012 +0,009mm) _____	81
Figura 5.2.14	Imagens MEV Fração (-0,009mm)_____	82
Figura 5.2.15	Imagens MEV Fração (-0,009mm)_____	82
Figura 5.2.16	Amostra Global (-0,045mm) _____	83
Figura 5.2.17	Amostra Global (-0,045mm)_____	83



## LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1	Coluna Estratigráfica de DORR II e BARBOSA_____	07
Tabela 3.2	Utilização de flotação nas principais minas de minério de ferro _____	44
Tabela 3.3	Utilização de concentração magnética nas principais minas de minério de ferro_____	48
Tabela 3.4	Técnicas de mineralogia de uso mais difundido na caracterização de minérios _____	49
Tabela 5.1	Análise química nas faixas alimentação da flotação_____	69
Tabela 5.2	Composição mineralógica_____	72
Tabela 5.3	Química nas Faixas da Alimentação do Ferrous Wheel ____	84
Tabela 5.3.1	Condições operacionais – Testes com o Ferrous Wheel ____	84
Tabela 5.3.2	Teste Ferrous Wheel Piloto 41_____	85
Tabela 5.3.3	Teste Ferrous Wheel Piloto 42_____	85
Tabela 5.3.4	Teste Ferrous Wheel Piloto 43_____	85
Tabela 5.3.5	Teste Ferrous Wheel Piloto 44-_____	86
Tabela 5.3.6	Teste Ferrous Wheel Piloto 45_____	86
Tabela 5.3.7	Teste Ferrous Wheel Piloto 47_____	86
Tabela 5.3.8	Teste Ferrous Wheel Piloto 48-_____	86
Tabela 5.3.9	Teste Ferrous Wheel Piloto 49_____	87
Tabela 5.3.10	Teste Ferrous Wheel Piloto 50_____	87
Tabela 5.3.11	Teste Ferrous Wheel Piloto 51_____	87
Tabela 5.3.12	Teste Ferrous Wheel Piloto 52_____	87
Tabela 5.3.13	Teste Ferrous Wheel Piloto 53_____	88
Tabela 5.3.14	Teste Ferrous Wheel Piloto 54_____	88
Tabela 5.3.15	Teste Ferrous Wheel Piloto 55_____	88
Tabela 5.3.16	Teste Ferrous Wheel Piloto 56_____	88

Tabela 5.4.1	Teste deslamagem primeiro e segundo estágio _____	90
Tabela 5.4.2	Química nas Faixas do underflow do segundo estágio de deslamagem _____	92
Tabela 5.5.1	Teste flotação bancada 01 _____	93
Tabela 5.5.2	Teste flotação bancada 02 _____	93
Tabela 5.5.3	Teste flotação bancada 03 _____	93
Tabela 5.5.4	Teste flotação bancada 04 _____	94
Tabela 5.5.5	Teste flotação bancada 05 _____	94
Tabela 5.5.6	Teste flotação bancada 06 _____	94
Tabela 5.5.7	Teste flotação bancada 07 _____	95
Tabela 5.5.8	Teste flotação bancada 08 _____	95
Tabela 5.5.9	Teste flotação bancada 09 _____	95
Tabela 5.5.10	Teste flotação bancada 10 _____	96
Tabela 5.5.11	Teste flotação bancada 11 _____	96
Tabela 5.5.12	Teste flotação bancada 12 _____	96
Tabela 5.5.13	Teste flotação Piloto _____	98
Tabela 5.5.14	Teste flotação Piloto _____	99
Tabela 5.5.15	Balanço de massa da deslamagem e flotação piloto _____	100
Tabela 5.5.16	Balanço de massa da deslamagem e flotação piloto _____	101

## LISTA DE SIGLAS

SF 01	Sinter Feed 01
SF 02	Sinter Feed 02
SF 03	Sinter Feed 03
SF 04	Sinter Feed 04
SF 05	Sinter Feed 05
SF 06	Sinter Feed 06
SF 07	Sinter Feed 07
RJ	Rejeito
CO	Concentrado
CB1	Casa de Bombas de rejeito
SSCE	<i>Sinter Feed Silicoso</i> Conceição
HE	Hematita
IT	Itabirito
PF	<i>Pellet Feed</i>
( $\theta$ )	ângulo de contato
DCE	Dupla Camada Elétrica
(PIH)	Plano Interno de Helmholtz
(PEH)	Plano Externo de Helmholtz
PP1	Peneiramento primário Conceição
PP2	Peneiramento primário Conceição
CHMC	Concentração Hemi-Micelar Critica
FeBM	Teor de ferro ajustado no usim pac (balanço de massa)
SiO <sub>2</sub> BM	Teor de silica ajustado no usim pac (balanço de massa)
RM(%) BM	Recuperação mássica ajustado no usim pac (balanço de massa)

## RESUMO

Este trabalho investigou a possibilidade de se produzir concentrado de minério de ferro que atendesse às especificações químicas de pellet feed de redução direta a partir do underflow do espessador de lamas da usina de Conceição, através de operações unitárias de deslamagem, concentração magnética e flotação.

O aumento da demanda de minérios incentiva o desenvolvimento de tecnologias para otimizar os processos existentes ou de novos processos para aproveitamento de minérios de baixo teor, antes tidos como rejeitos.

A massa de underflow no espessador de lamas na usina de Conceição é de aproximadamente 180t/h. O underflow apesar de conter um teor relativamente alto de contaminantes, principalmente alumina, sílica e fósforo, estes apresentam-se liberados e com teor de ferro da ordem de 41% nas frações abaixo de 75 micrometros.

A equipe de Processo do centro de pesquisas tecnológicas de Itabira fez a caracterização mineralógica visando o aproveitamento dos finos de minério de ferro contidos no underflow do espessador de lamas de Conceição.

Na primeira fase dos trabalhos, amostras do underflow do espessador de “lamas” foram submetidas a análises químicas e mineralógicas globais e em faixas granulométricas, para se determinar sua composição e a fonte dos principais contaminantes ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e P).

Quanto ao aspecto mineralógico, na fração +0,045mm, confirmou-se que o principal mineral portador de  $\text{SiO}_2$  é o quartzo e este representa 20% em massa.

Na fração -0,045mm, a hematita corresponde a pouco mais de 55%, e a caulinita, um silicato de alumínio ocorre como mineral de ganga mais abundante.

Na fração (-0,045mm +0,020mm), o quartzo responde por quase todo o teor de  $\text{SiO}_2$  e na fração (-0,009mm) a caulinita responde por 70,0% do teor total de  $\text{SiO}_2$ .

As principais fontes de Alumina são: Caulinita, Muscovita e a Gibbsita.

A fração (-0,009mm), que representa 36,8% em massa da amostra global, deve ser descartada para a barragem de lamas, pois apresenta teores de  $\text{P}=0,167\%$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3=18,0\%$ .

A qualidade química e recuperação em massa atendem a premissa do trabalho, mesmo sem maiores otimizações. Ao recircular o rejeito cleaner ganha-se em recuperação em massa, sem comprometer a qualidade química do concentrado.

A melhor opção de concentração estudada consistiu na utilização de circuitos de deslamagem em hidrociclones e concentração por flotação. O concentrado produzido apresentou um elevado teor de hematita granular e um baixo teor de fósforo.

## ABSTRACT

This work investigated the possibility to produce concentrate of iron ore that attends to the chemical specifications of pellet feed for the production of direct reduction pellets, using as feed the slime thickener underflow from Conceição's beneficiation plant, by applying unit operations of desliming, magnetic separation and flotation.

The increased demand of iron ore motivates the development of technologies for optimizing existing processes or of new processes for use of ores of low grade.

The underflow mass flow rate of the slime thickener in Conceição's plant is approximately 180t/h. The underflow in spite of containing contaminants at significant levels, mainly ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ , and P), they represent mineral particles fully liberated at fractions below 75 micrometers.

The process team from Itabira research center performed the mineralogical characterization of the material aiming at the possible recovery of iron from the underflow stream current sent to tailings pond.

At the preliminary part of this work, samples of the slime thickener underflow had their global mineralogy and grain size distribution levels analyzed and they were also chemically analyzed with the objective of determining their composition and also what were their main contaminants ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  and P).

When it comes to the mineralogical aspect it was confirmed that at the fraction +0,045mm the main  $\text{SiO}_2$  bearer is quartz, and this last represents 20% of the mass.

At the -0,045mm, the hematite corresponds to close to 55% and the caolinite, which is an aluminum silicate occurs as a more abundant gangue mineral.

At the fraction (-0,045mm + 0,020mm), the quartz is responsible for almost all the  $\text{SiO}_2$  presence, and at the fraction (-0,009mm) the caolinite is responsible for 70,0% of the total presence of  $\text{SiO}_2$ .

The Aluminum main sources are Caolinite, Muscovite, and Gibbsite.

The fraction (-0,009mm), which represents 36,8% of the global sample, has to be rejected to the tailings pond, because it has very high levels of  $\text{P}=0,167\%$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3=18,0\%$ .

Recovery and concentrate quality obtained in the present work can be considered as satisfactory regarding the objectives of this research. When considering the recirculation of cleaner tails in a continuous industrial operation further increase in recovery is expected.

The best option of studied concentration consisted of the circuit use of desliming in hydrocyclones and concentration for flotation. The concentrate obtained presented a high iron grade (mainly in the form of granular hematite) and a low P grade.

# 1 INTRODUÇÃO

O complexo minerador de Itabira é composto pelas seguintes minas: Cauê, Conceição, Dois Córregos, Onça, Esmeril, Chacrinha e Periquito, distantes cerca de 100km de Belo Horizonte.

O aumento da demanda de minérios incentiva o desenvolvimento de tecnologias para otimizar os processos existentes ou de novos processos para aproveitamento de minérios de baixo teor, antes tidos como rejeitos.

A massa de *underflow* no espessador de lamas na usina de Conceição é de aproximadamente 230t/h. O *underflow*, apesar de conter um teor relativamente alto de contaminantes, principalmente caulinita, gibbsita e muscovita, estes apresentam-se liberados. O teor de ferro nas frações abaixo de 45 micrometros é ordem de 41%. Foi feita caracterização mineralógica nas faixas visando subsídios para definição de rotas de processo, e melhor aproveitamento dos finos de minério de ferro contidos neste *underflow*.

O presente trabalho visa a recuperação do ferro contido no *underflow* do espessador de “lamas” e, conseqüente, redução das massas enviadas as barragens e reforça as preocupações com o meio ambiente e o uso racional dos recursos naturais disponíveis.

Quanto aos aspectos mineralógicos, na fração  $-45\mu\text{m}$ , a hematita corresponde a um pouco mais de 55%. A caulinita, um silicato de alumínio, ocorre como mineral de ganga mais abundante.

Com a investigação surgiu a possibilidade de se produzir concentrados de minério de ferro que atendam as especificações químicas de *pellet feed* de redução direta  $\text{SiO}_2$  menor que 0,8% a partir do *underflow* do espessador de lamas da usina de Conceição, através de operações unitárias de deslamagem, concentração magnética e flotação.



Por se tratar de lamas, que são enviadas para as barragens, fez-se a opção por estudar circuitos industriais que já são empregados em algumas mineradoras e que apresentam baixo custo de investimento e operacional.

A capacidade de produção anual da usina de Conceição é de 21,5Mt, sendo a participação de cada produto demonstrada na figura 1.1.

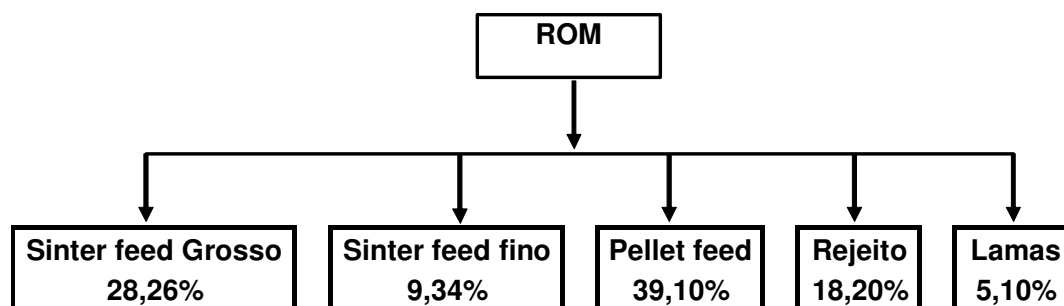


Figura 1.1 Participação de cada produto na produção anual da usina.

Os objetos de estudo foram as “lamas”, que representam 5,1% da massa total.

## 2 RELEVÂNCIA E OBJETIVOS

A geração de massa de *underflow* no espessador de lamas da usina de Conceição é de aproximadamente 230t/h. O *underflow*, apesar de conter um teor relativamente alto de contaminantes, principalmente caulinita, gibbsita e muscovita, estes apresentam-se liberados. O teor de ferro nas frações abaixo de 45 micrometros é ordem de 41%. Foi feito caracterização mineralógica nas faixas visando subsídios para definição de rotas de processo, e melhor aproveitamento dos finos de minério de ferro contidos neste *underflow*.

Na fração  $-45\mu\text{m}$ , a hematita corresponde a um pouco mais de 55% da amostra. A caulinita, um silicato de alumínio, ocorre como mineral de ganga mais abundante, respondendo por cerca de 18% da massa total, enquanto os conteúdos de quartzo e de muscovita são de cerca de 12% e 4%, respectivamente. A concentração de caulinita ocorre principalmente na fração mais fina  $-9\mu\text{m}$ , na qual aparece em proporção equivalente à da própria hematita (quase 40%). É também nesta faixa granulométrica onde se concentra a muscovita (8%) em massa.

Como é típica dos minérios de Itabira, a porcentagem de goethita é inferior a 10%, e da mesma forma que os filossilicatos, tende a ser mais elevada nas frações mais finas.

Composição mineralógica (% estimada em massa):

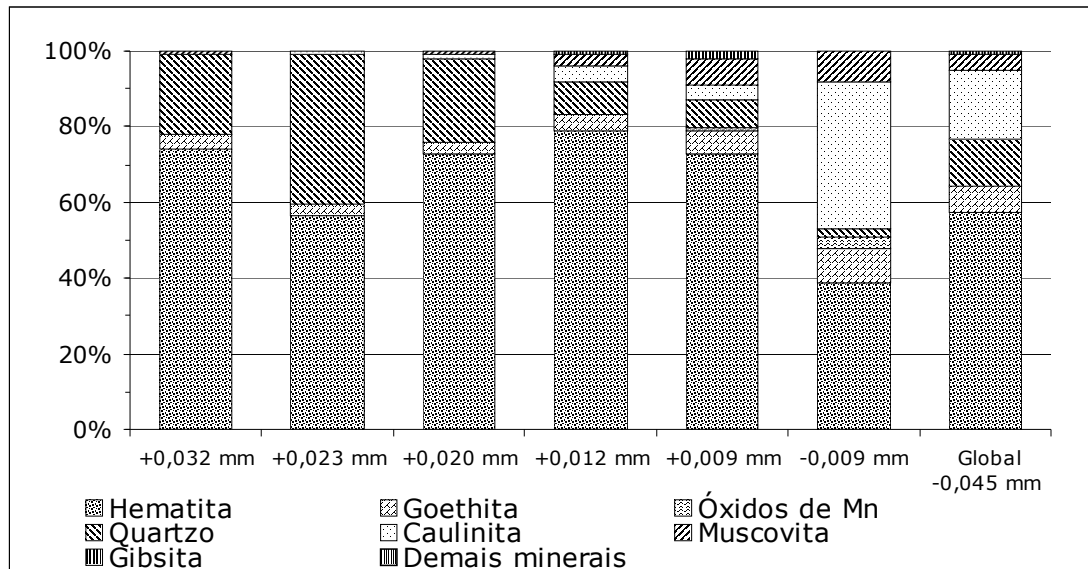


Figura 2.1 Composição mineralógica (% estimada em massa)

Ao longo do desenvolvimento desta pesquisa, objetiva-se:

-Avaliar a viabilidade técnica de se produzir concentrados de minério de ferro que atendam às especificações químicas de *pellet feed* de redução direta,  $\text{SiO}_2$  menor que 0,8%, a partir dos finos de minério de ferro contidos no *underflow* do espessador de lamas da usina de Conceição, através de estudos, em escala de bancada e, posteriormente em escala piloto.

-Buscar alternativas que possibilitem aumentar a recuperação mássica e metalúrgica da usina.

Aumentar a vida útil das barragens de rejeito.

### 3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

#### 3.1 Aspectos Gerais de Geologia

##### 3.1.1 Geologia do Complexo Ferrífero de Itabira

O complexo ferrífero de Itabira, situado cerca de 100 quilômetros à nordeste de Belo Horizonte, faz parte do quadrilátero ferrífero, uma área de 7.000 km<sup>2</sup> situada na região centro-meridional de Minas Gerais que se caracteriza pela presença de formação ferrífera constituída por corpos de hematita e itabirito.<sup>(1)</sup>

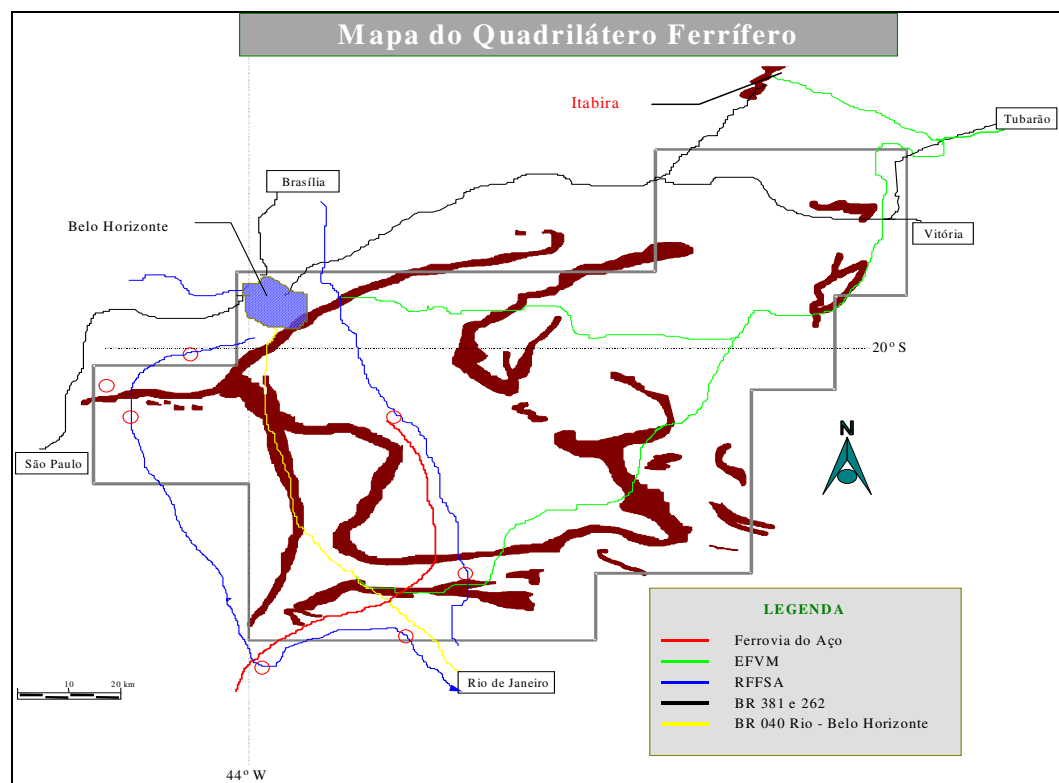


Figura 3.1 Mapa do Quadrilátero Ferrífero

## Geologia<sup>(1)</sup>

No Distrito de Itabira, o minério de ferro da Formação Cauê é associado a um grande sinclínario apertado e profundo, cujo eixo principal dirige-se no rumo SW-NE, dividindo o distrito em duas áreas de espessura bem distintas, conforme mostrado na figura 3.1.

Os principais corpos de minérios situam-se na aba oeste, em sucessivos sinclínorios (Conceição, Dois Córregos e Cauê) e anticlinais (Periquito, Onça e Chacrinha). O minério de ferro nos sinclínorios apresenta grande espessura, em razão de dobras recumbentes e falhas de empurrão.

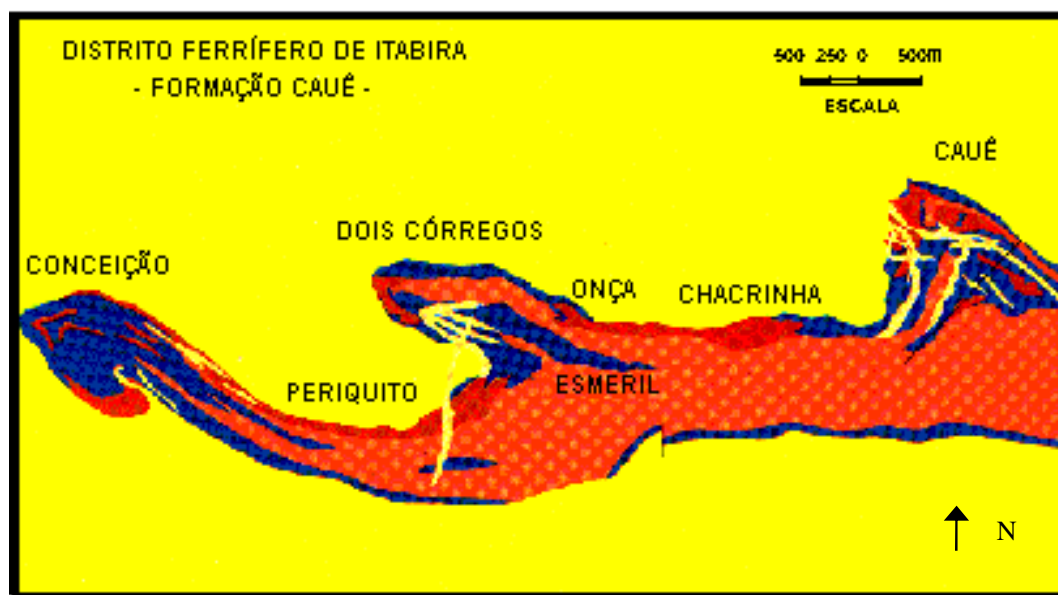


Figura 3.2 - Mapa Geológico da Formação Cauê

A aba leste apresenta pequena espessura.

A maior parte das reservas é composta de itabirito, uma formação ferrífera metamórfica bandeada, constituída pela alternância de leitos de quartzo e hematita.

A hematita, metassomática, de cor azul escuro no mapa anterior (figura 3.2), ocorre em concentrações maciças nos eixos dos sinclinais ou em estruturas lenticulares nos flancos dos anticlinais. Da mesma forma que o itabirito, dependendo do seu grau de alteração, a hematita pode ser dura, mole ou pulverulenta.

No complexo de Itabira são descritas duas seqüências litológicas de idades pré-cambrianas distintas: a mais antiga, composta de gnaisses e migmatitos, e uma seqüência sobrejacente com metassedimentos correlacionados aos xistos verdes do supergrupo Rio das Velhas e do supergrupo Minas, conforme mostra a coluna estratigráfica (segundo Door II e Babosa).

Tabela 3.1 Coluna Estratigráfica de DORR II e BARBOSA

<b>Coluna Estratigráfica de DOOR II e Barbosa</b>			
<b>SUPERGRUPO</b>	<b>GRUPO</b>	<b>FORMAÇÃO</b>	<b>LITOLOGIA</b>
Minas	Piracicaba	Indiviso	quartzito, quartzitos micáceos e filitos.
	Itabira	Cauê	itabirito e hematita.
	Caraça	Indiviso	quartzitos e filitos.
Rio das Velhas	Nova Lima	Indiviso	xistos verdes, quartzitos e mica xistos.

A grande estrutura ferrífera de Itabira é um sinclínório de fácil identificação, possível de ser observado a uma distância de aproximadamente 12km. É constituído, em média escala pelos sinclinais do Cauê, Dois Córregos e Conceição e os anticlinais de Periquito e Chacrinha.

### 3.2 Beneficiamento<sup>(2)</sup>

Os caminhões, após a extração na frente de lavra na mina de Conceição, alimentam diretamente os britadores primários giratórios 54 x 74". Os produtos gerados pelos britadores formam as pilhas reguladoras de Itabirito e Hematita (pilhas pulmão).

Há também outro circuito de britagem primária em Dois Córregos, que possui circuitos separados para itabirítico e hematítico. Tanto o *ROM* itabirítico quanto o hematítico após a britagem primária, são peneirados e o *oversize* é encaminhado para os britadores secundários. Os produtos dos britadores se juntam ao *undersize* das peneiras formando as pilhas reguladoras de itabirito e hematita.

O circuito possui dois sistemas de britagem e peneiramento a seco, chamados PP1 e PP2, onde o material cominuído alimenta um sistema de transporte de correias de dupla função, transportando o minério para as pilhas pulmão de itabirito e de hematita e retornando com estéril para o *pit* final, este sistema é chamado de *tow wei*.

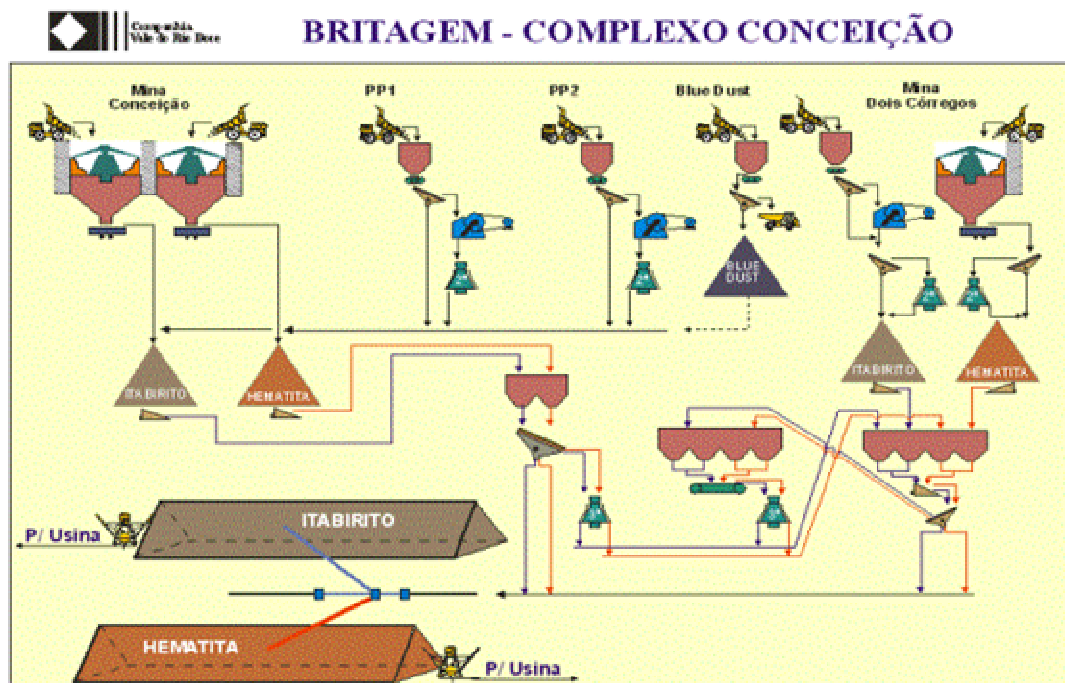


Figura 3.3 Britagem e Classificação (Bloco 3)

O minério das pilhas reguladoras de Conceição passa por etapa de classificação secundária onde o *oversize* é enviado para o peneiramento terciário. O *undersize* deste peneiramento se junta ao *undersize* do peneiramento secundário, sendo enviado para o pátio de homogeneização. O minério retido no peneiramento terciário alimenta a britagem terciária, retornando às peneiras terciárias fechando o circuito.

O empilhamento ocorre no pátio de homogeneização que possui cerca de 650 metros de comprimento por 70 metros de largura, onde são formadas as pilhas de homogeneização tipo *windrow chevron*. O pátio é dividido em duas áreas paralelas, sendo uma destinada à formação das pilhas de itabirito e outra para as pilhas de hematita.

O método *windrow chevron* de 10 cordões é utilizado para promover uma maior homogeneização dos finos de minério evitando a segregação das partículas maiores. A granulometria das partículas nas pilhas de homogeneização é inferior a 42mm.

A retomada das pilhas de hematita e itabirito, para a alimentação da usina, é feita por recuperadoras de tambor *Drum*.



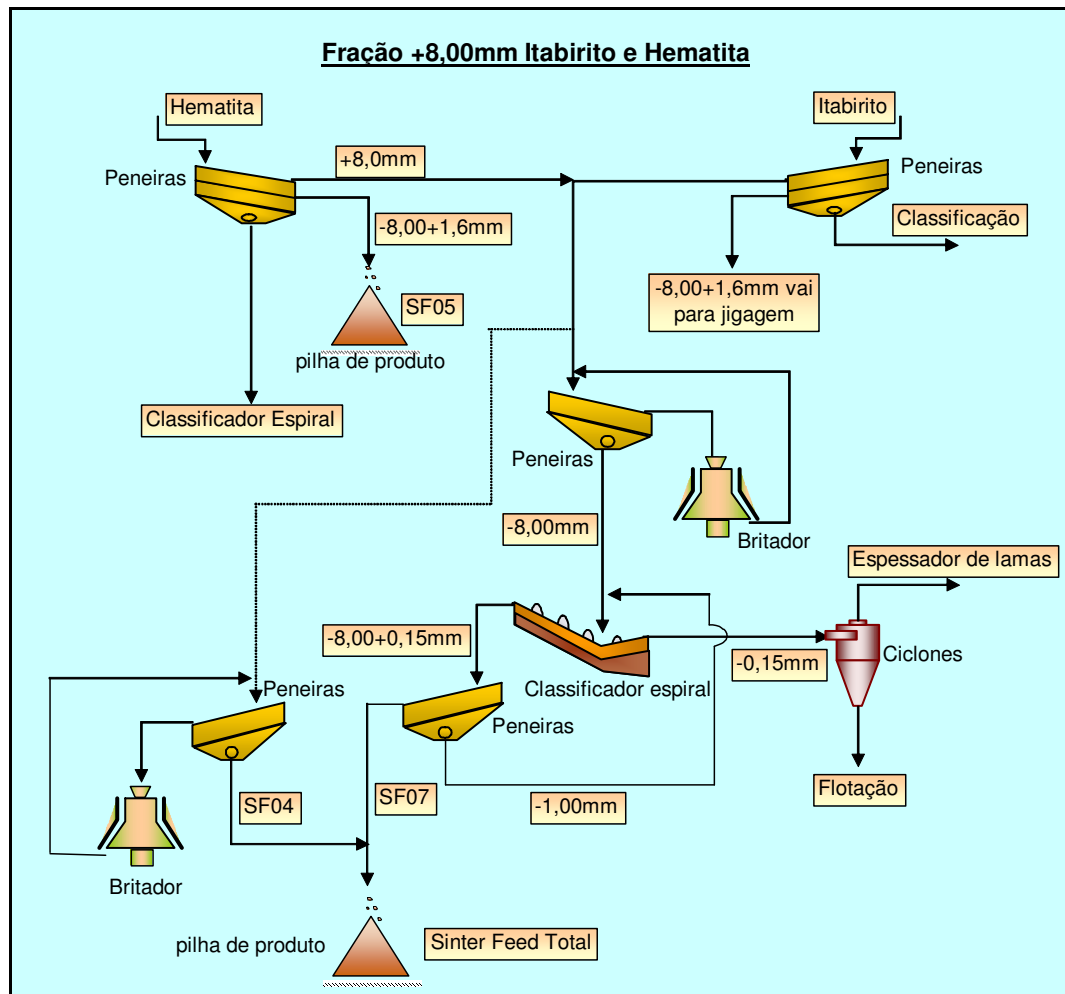


Figura 3.4 Fluxograma Fração +8,00mm Itabirito e Hematita Conceição

O *pellet ore* (-42,0+8,0mm) de itabirito e hematita podem ser beneficiados na britagem quaternária ou na rebitagem de granulados, em britadores quaternários. Na rebitagem quaternária, o material depois de bitado, alimenta um peneiramento a seco, com telas de 12mm, onde o *oversize* recircula nos britadores ou pode ser desviado para a pilha de Pellet Ore e o *undersize* é o SF4, que é uma parcela do *sinter feed*. Na rebitagem de granulados, o material depois de bitado alimenta o peneiramento a úmido, com telas de 8mm, cujo *oversize* recircula nos britadores e o *undersize* alimenta os classificadores espirais. O *underflow* dos classificadores, depois de desaguado em peneiras, constitui o SF7, que é outra parcela do *sinter feed*.

O *overflow* dos classificadores alimenta os hidrociclones de deslamagem de 10", sendo seu *overflow* direcionado para a deslamagem de Hematita, ou pode ser descartado para o espessador de lamas e o seu *underflow* compõe a alimentação das colunas de flotação.

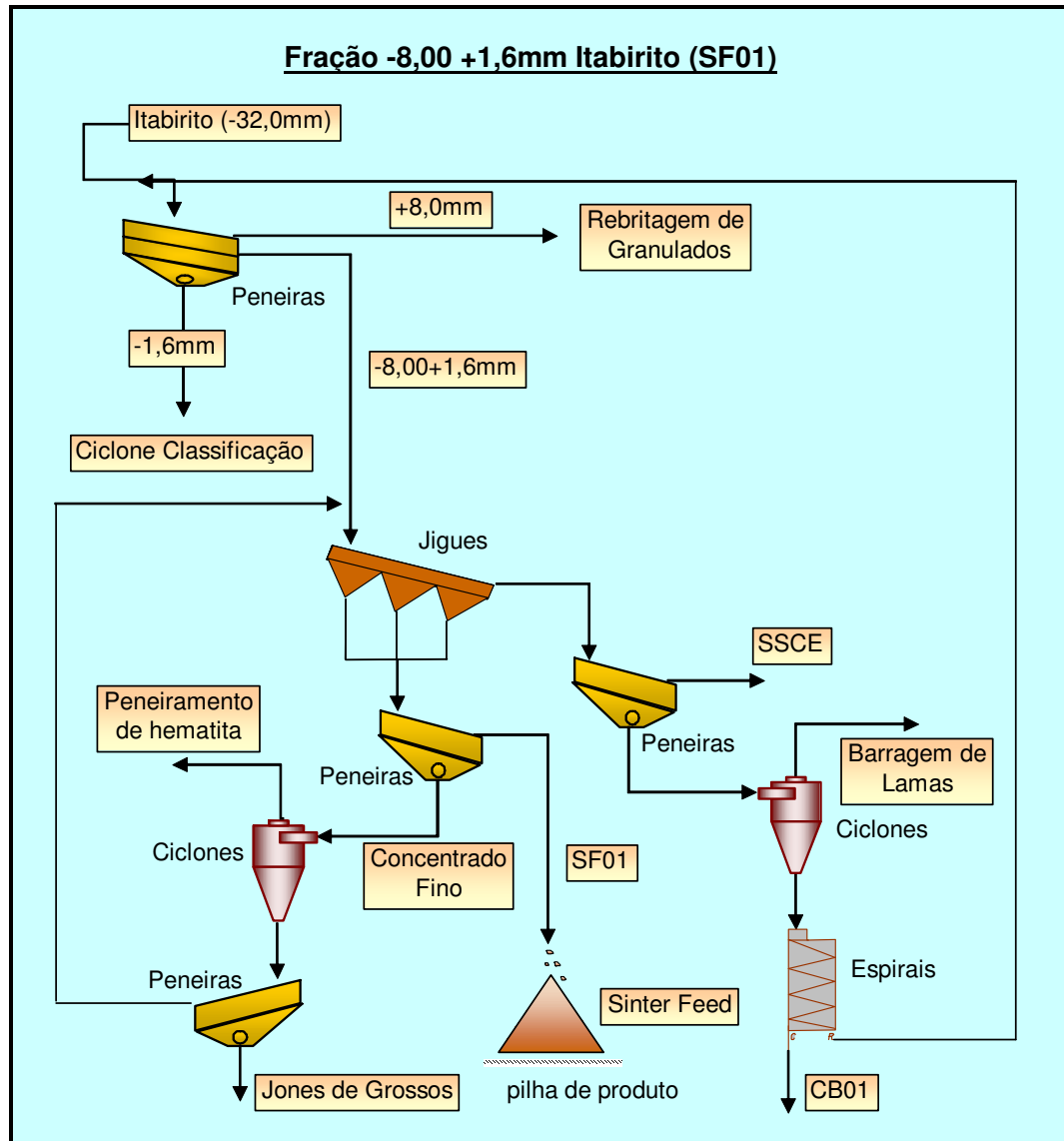


Figura 3.5 Fluxograma Fração -8,00mm +1,6mm Itabirito Conceição

A fração  $-8 + 1,6\text{mm}$  da pilha de itabirito é concentrada em jigues do tipo REMMER, de  $7' \times 16'$ . O concentrado, após desaguado em peneira com malhas de  $1\text{mm}$  constitui o SF1 que é mais uma parcela do *sinter feed*. O *undersize* das peneiras desaguadoras

alimentam uma ciclonagem de 20" onde seu *underflow* é direcionado para a concentração magnética de grossos (-1,0+150 $\mu$ m) e o *overflow* é direcionado para o peneiramento de hematita primário.

O rejeito dos jigues, após desaguado em peneiras, constitui o SSCE (*sinter feed* silicoso Conceição), que é estocado no pátio de produtos através de caminhões.

O *undersize* das peneiras (rejeito fino) é encaminhado aos hidrociclones de desaguamento, cujo *underflow* vai compor a alimentação das espirais e o *overflow* é encaminhado para a tubulação de lamas.

O concentrado das espirais retorna no peneiramento primário e o rejeito das espirais é rejeito final e é encaminhado para a barragem de rejeito.

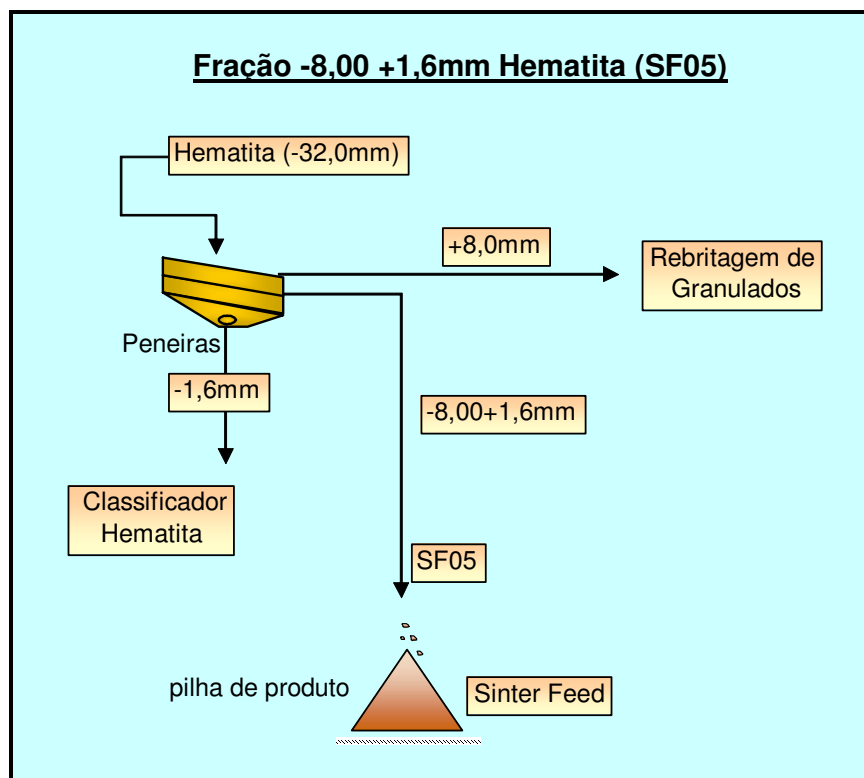


Figura 3.6 Fluxograma Fração -8,00mm +1,6mm Hematita Conceição

A fração  $-8 +1,6$  mm do peneiramento a úmido da hematita constitui o SF5, que também é direcionado para compor o *sinter feed*.

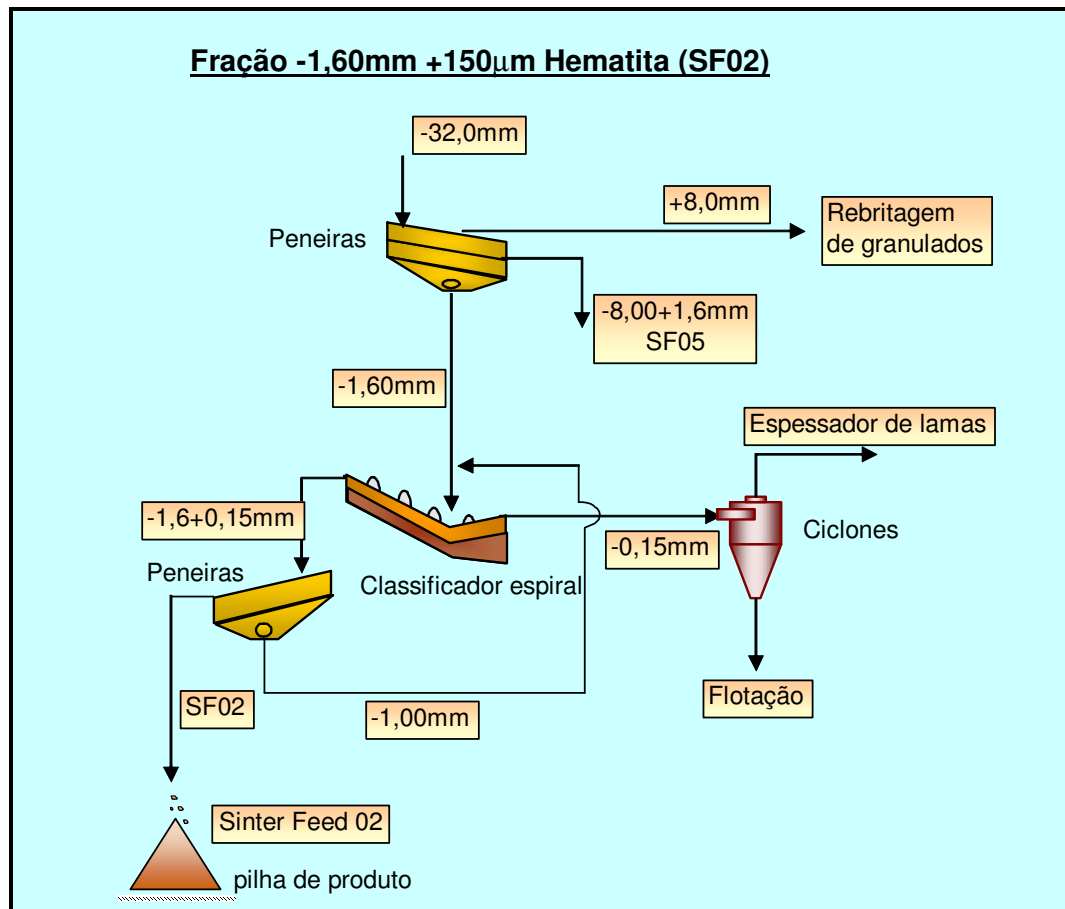


Figura 3.7 Fluxograma Fração  $-1,60\text{mm} +150\mu\text{m}$  Hematita Conceição

A fração  $-1,6$  mm da hematita é classificada em classificadores espirais onde o *underflow*, depois de desaguado em peneiras constitui o SF2, que irá compor o *sinter feed*. O *undersize* do desaguamento recircula na alimentação dos classificadores espirais.

A fração  $-150\mu\text{m}$  é direcionada para a ciclonagem de deslamagem de hematita e tem como opção ser desviada para a deslamagem de itabirito.

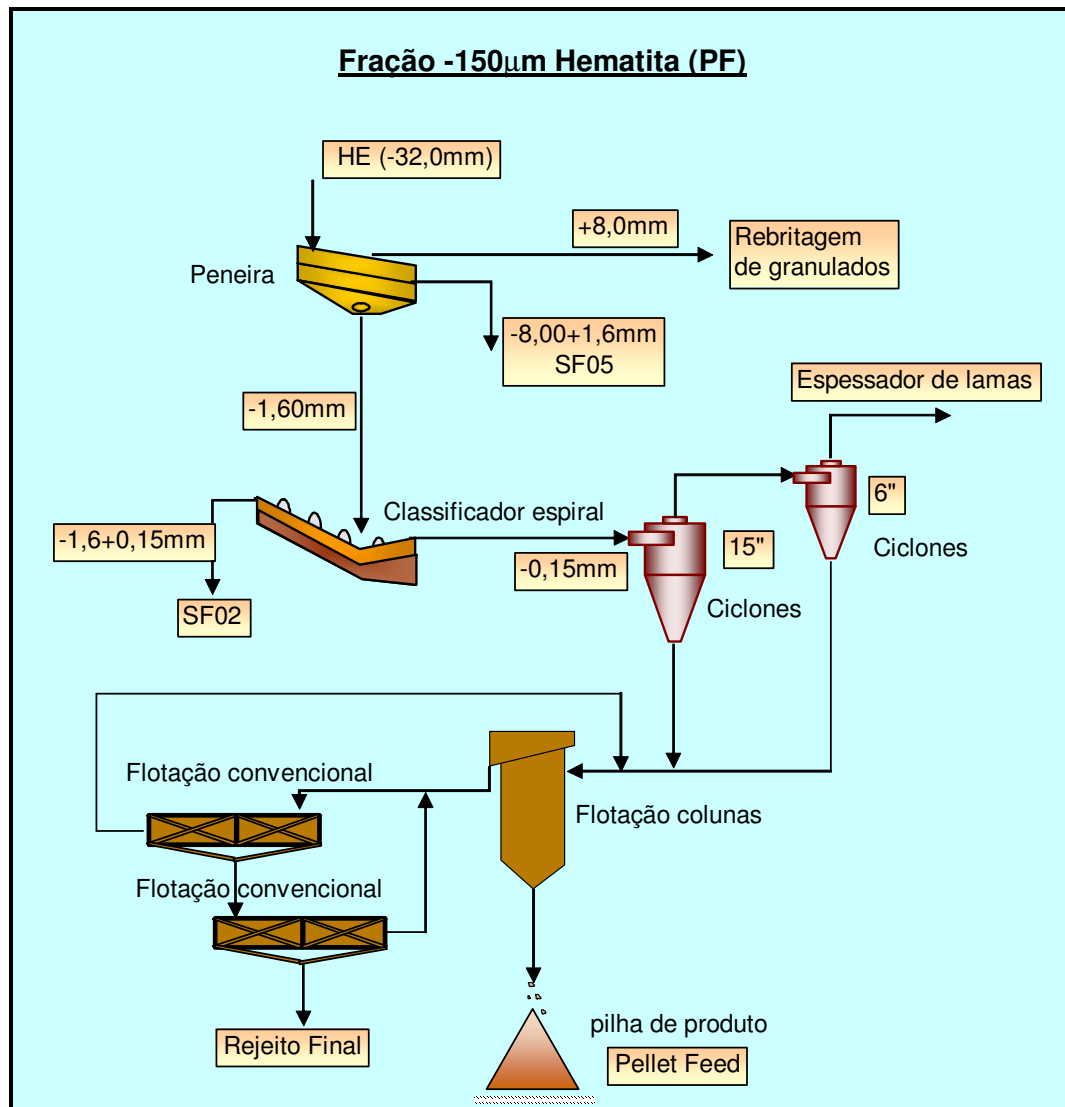


Figura 3.8 Fluxograma Fração –150 $\mu$ m Hematita Conceição

A fração –150 $\mu$ m, que é o *overflow* dos classificadores espirais de hematita, é deslamada em dois estágios de hidrociclones. O *underflow* do 1º e 2º estágios constitui parte da alimentação da flotação. O *overflow* do primeiro estágio alimenta o segundo. O *overflow* do 2º estágio segue para o espessador de lammas.

O *overflow* dos classificadores, como opção, pode ser direcionado para a deslamagem de itabirito.

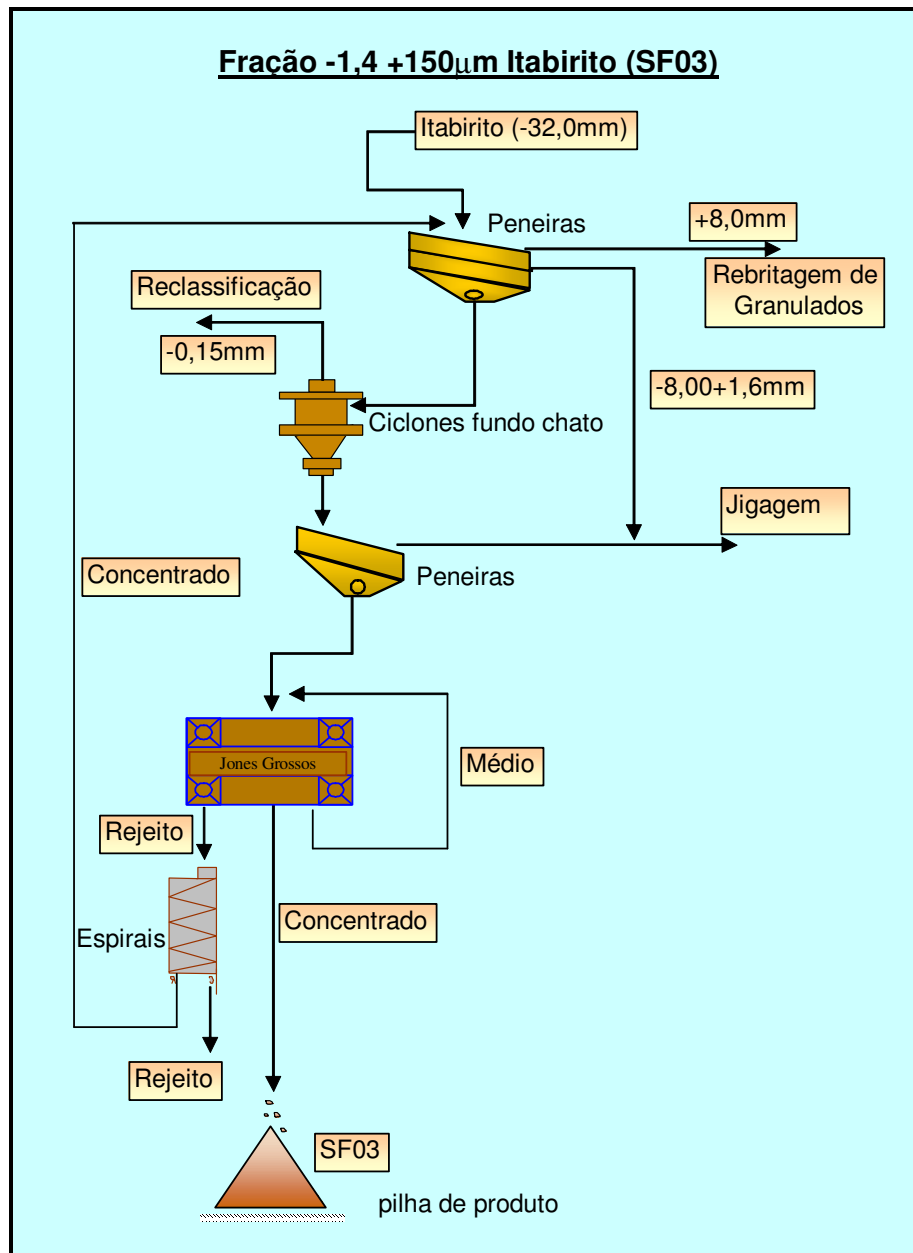


Figura 3.9 Fluxograma Fração -1,40mm +150 $\mu$ m Itabirito Conceição

O material abaixo de 1,6mm do itabirito é classificado em hidrociclones fundo plano de 26". O *underflow* desses hidrociclones é encaminhado a um peneiramento de proteção com tela de 1,4mm, onde o *oversize* compõe a alimentação da jigagem e o *undersize* alimenta os jones de grossos (-1,4mm+150 $\mu$ m).

O concentrado dos jones de grossos é o SF3, que tem duas destinações: a composição do *sinter feed*, sendo a sua massa controlada por uma balança, ou pode ser injetado, totalmente ou em parte, na composição do *pellet feed*.

O rejeito dos jones é desaguado em hidrociclones de 6" e encaminhado para as espirais. O *overflow* desta ciclonagem é direcionada para o espessador de lamas. Nas espirais o rejeito é desaguado em hidroclassificadores sendo seu *underflow* descartado e seu *overflow* direcionado para o espessador de lamas, o concentrado das espirais recircula na usina alimentando as peneiras primárias de itabirito.

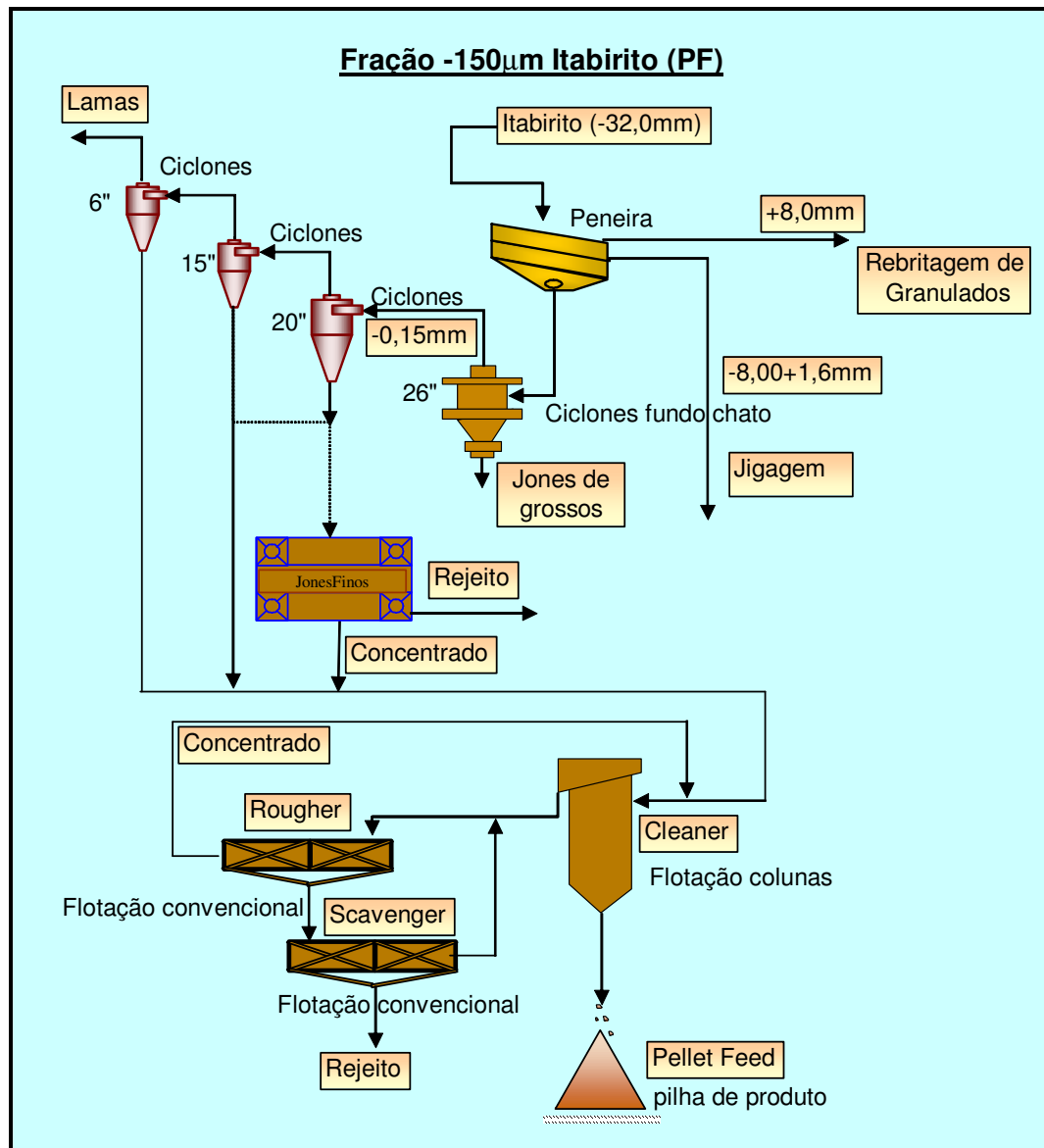


Figura 3.10 Fluxograma Fração -150 $\mu$ m Itabirito Conceição

A fração -150 $\mu$ m do itabirito é proveniente do *overflow* dos hidrociclones de classificação de 26", que alimenta os hidrociclones de reclassificação de 20". O *underflow* desses hidrociclones alimenta os jones de finos, cujo concentrado é direcionado para as colunas de flotação e seu *overflow* alimenta o 1º estágio de deslamagem.



O *underflow* do 1º estágio de deslamagem alimenta a flotação, com opção de passar pelos jones de finos ou para a flotação mecânica no estágio *rougher*. O *overflow* do 1º estágio de deslamagem é direcionado para o 2º estágio, onde o *underflow* compõe a alimentação das colunas de flotação e o *overflow* é direcionado para o espessador de lamas.

A flotação em colunas é composta por dois circuitos paralelos contendo um estágio *cleaner* e um *re-cleaner*. O circuito A contém 2 colunas *cleaner* e 1 coluna *re-cleaner* e o circuito B contém 4 colunas *cleaner* e 2 colunas *re-cleaner*. O concentrado das colunas *re-cleaner* de flotação constitui o *pellet feed*, sendo direcionado para os espessadores de concentrado, enquanto a espuma das colunas *cleaner* é direcionada para a flotação mecânica *rougher* e a espuma das colunas *re-cleaner* é direcionada para a alimentação das colunas *cleaner* para recuperar parte do ferro fino.

O concentrado das células *rougher* recircula na alimentação das colunas e tem como opção ser incorporado ao *pellet feed* via espessadores de concentrado. A espuma dessas células alimenta as células *scavenger*, o concentrado do 2º *scavenger* recircula na alimentação da *rougher* e tem como opção compor a alimentação dos jones de finos. A espuma do 1º *scavenger* constitui o rejeito final da flotação. O concentrado do 1º *scavenger* é direcionado para o 2º *scavenger*. A espuma do 2º *scavenger* é direcionado para a alimentação do 1º *scavenger*, sendo a carga circulante.

### 3.3 Tópico de química de superfície

#### 3.3.1 Interfaces <sup>(3, 4, 5)</sup>.

Interface é a porção da matéria situada entre duas fases. Toda interface é tridimensional e homogênea. As fases, sendo corpos homogêneos, possuem propriedades físicas e químicas constantes numa mesma direção. A composição química de uma interface difere das composições químicas das fases que a formam. As propriedades da interface não são constantes na direção de sua espessura, conforme a ilustração esquemática da figura 3.11, e podem variar também em outras direções.

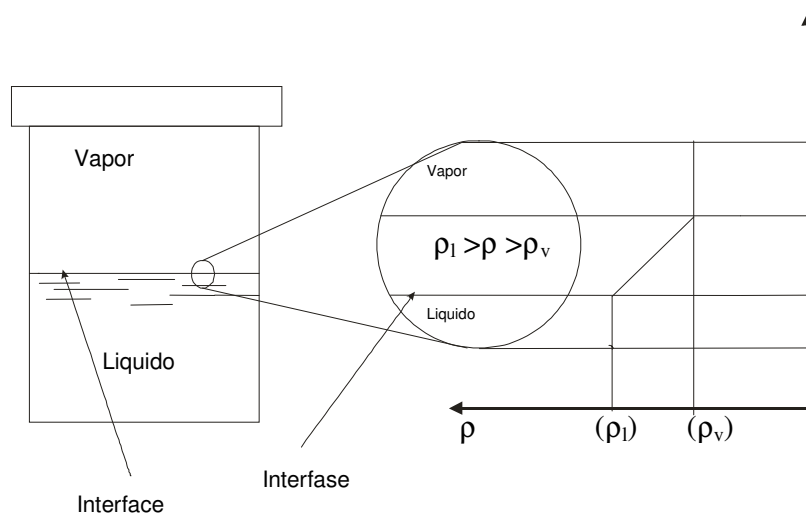


Figura 3.11. (A) A interfase bidimensional é um conceito geométrico

(B) A interfase é uma região tridimensional onde pode ocorrer uma transição contínua das propriedades de uma fase às propriedades da outra.

Existem cinco tipos de interface: líquido/gás (ou superfície líquida), sólido/gás (ou superfície sólida), líquido/líquido, sólido/líquido e sólido/sólido. A química de superfície estuda também parâmetros relacionados com a intercepção de três fases (sólido/líquido/gás) onde o ângulo de contato ( $\theta$ ) é o parâmetro principal. O efeito das

partículas está intimamente ligado a ( $\theta$ ). Fenômenos relacionados com todos esses tipos de interfaces são importantes no processo de flotação. A agregação envolve fenômenos que ocorrem apenas nos três últimos tipos de interface.

As definições de área e espessura de interfaces são imprecisas e arbitradas pelo método de medida.

A energia livre de superfície ( $\Delta G^S$ ) é a energia requerida (variação de energia) para trazer moléculas do interior de uma fase para a interface, por unidade de área. O conceito de  $\Delta G^S$  é termodinâmico (matemático). Para as interfaces líquido/gás e líquido/líquido,  $\Delta G^S$  pode ser a tensão superficial ( $\gamma$ ), que é uma grandeza física, mensurável e definida como sendo o trabalho mecânico necessário para produzir um acréscimo unitário de área (a medida de  $\gamma$  é expressa em  $\text{erg/cm}^2$  ou  $\text{dyn/cm}$ ). Para as interfaces envolvendo fase sólida, não existem métodos confiáveis de medida de  $\gamma$  e  $\Delta G^S \neq \gamma$ . Estimativas de  $\Delta G^S$  para sólidos e feitas através de cálculos de energia de rompimento de ligações entre átomos da rede cristalina.

### **3.3.2 Adsorção**

A adsorção é o fenômeno pelo qual moléculas, átomos ou íons se concentram numa interface. Este fenômeno é espontâneo e exotérmico. Adsorção é também definida como “concentração por unidade de área de interface” e, com este sentido a adsorção é o parâmetro que define a composição química da interface. Os estudos de química de superfície que interessam mais diretamente a este trabalho são aqueles relacionados com a determinação de isotermas e mecanismos de adsorção.

### 3.3.3 Adsorção não específica e adsorção específica <sup>(6)</sup>.

Adsorção na interface sólido/meio aquoso resulta de uma série de mecanismos de ligação entre o adsorvente (o sólido) e o adsorvido (espécie que se encontra na interface). Na sua maioria, os sólidos em meio aquoso são carregados eletricamente e a atração eletrostática de íons com carga de natureza contrária a do sólido certamente ocorre. A adsorção eletrostática, denominada adsorção não específica, é rápida, reversível e os íons adsorvidos permanecem em equilíbrio dinâmico com a solução. A adsorção é dita específica quando predominam mecanismos que independem da atração eletrostática. Íons adsorvidos especificamente podem aumentar, reduzir, neutralizar ou reverter à carga elétrica efetiva do sólido. A adsorção de espécies neutras é sempre específica. A adsorção específica geralmente é mais lenta, menos prontamente reversível e, conseqüentemente, uma situação de equilíbrio é mais difícil de ser atingida. Uma tentativa de interpretação quantitativa do fenômeno de adsorção não específica é feita através da “Teoria da Dupla Camada Elétrica”. Estudos de “Origem da Carga Elétrica nos Sólidos” e de “Energia Livre de Adsorção” contribuem para o conhecimento (qualitativo e semiquantitativo) dos mecanismos de adsorção específica.

### 3.3.4 Teoria da Dupla Camada Elétrica <sup>(7, 8, 9)</sup>.

Partículas sólidas, eletricamente carregadas em meio aquoso, atraem uma atmosfera iônica de carga contrária. A carga de superfície do sólido e carga oposta da atmosfera formam uma Dupla Camada elétrica (DCE). Nos modelos da Dupla Camada Elétrica, superfície tem um significado diferente daquele apresentado no item 2.1, onde se referia a interfaces envolvendo uma fase gasosa. Aqui, o termo define um plano imaginário, limite entre a fase homogênea e o início da interface.

Segundo o modelo de Gouy e Chapman, a atmosfera é continuamente difusa, os íons são pontuais, a superfície sólida é plana e o potencial eletrostático da superfície é igual ao potencial dentro da fase sólida, i.e., não existe uma camada elétrica difusa no interior do sólido.

Stern modificou o modelo de Gouy e Chapman da DCE considerando íons de tamanho finito. Os íons de carga contrária não poderiam aproximar-se da superfície além de uma distância igual ao seu raio. No modelo mais simples de Stern (figura 3.11), a atmosfera de íons contrários é composta de uma parte difusa (camada difusa) e uma parte formada por íons em contato com a superfície (camada ancorada). O plano que passa pelo centro dos íons contrários em contato com a superfície é chamado de plano de Stern. A região compreendida entre o plano de Stern e a solução é denominada Camada de Gouy e contém toda a carga ( $\sigma_G$ ) que contrabalança a carga de superfície ( $\sigma_0 = -\sigma_G$ ). Na figura 3.12 estão representadas também as concentrações (adsorção não específica) dos íons contrários e dos co-íons.

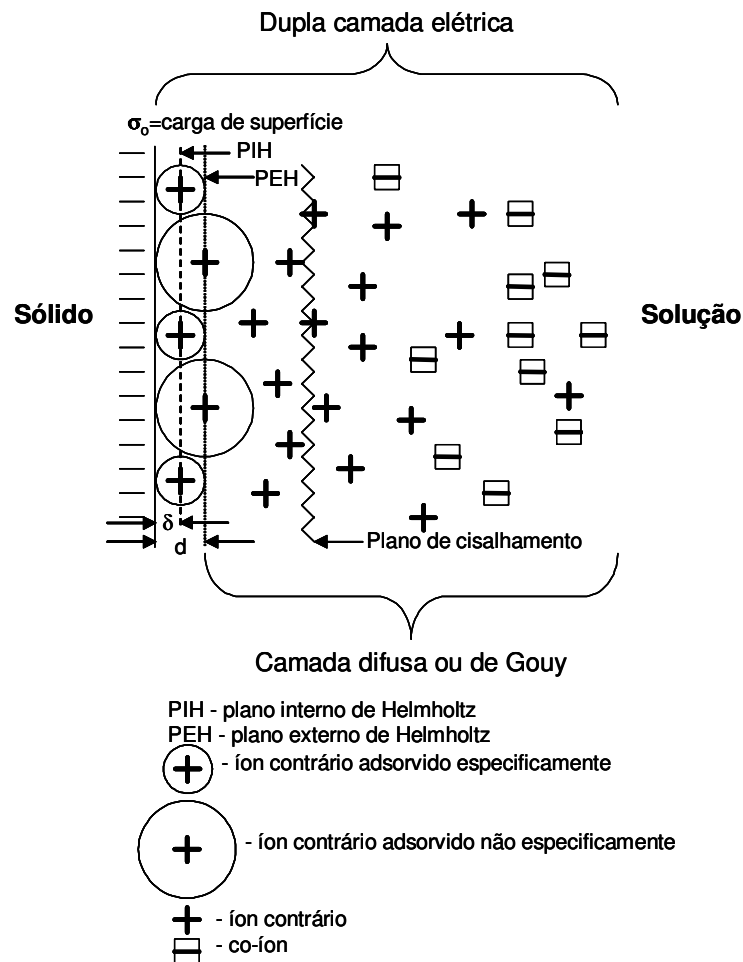


Figura 3.12 Modelo da dupla camada elétrica

Stern admitiu ainda que íons poderiam ser adsorvidos especificamente, localizando-se mais próximos à superfície do que os íons (hidratados) da camada de Gouy. Esse caso é ilustrativo na figura 3.13. O plano que passa pelo centro dos íons adsorvidos especificamente, a uma distância  $d$  da superfície, é conhecido como Plano Interno de Helmholtz (PIH) enquanto aquele que passa pelo centro dos íons adsorvidos não especificamente e mais próximos à superfície é chamado de Plano Externo de Helmholtz (PEH). A camada de Gouy se estende do PEH até a solução. Dependendo da natureza e concentração dos íons adsorvidos especificamente, pode haver reversão da carga da superfície (adsorção superequivalente), e o modelo de Stern que representa esse caso é esquematizado na fig 3.14.

Em todas as figuras apresentadas ilustrando os modelos da DCE está representado o plano de Cisalhamento (sem localização definida) e o potencial correspondente  $\zeta$ . O potencial Zeta assume especial importância em estudos de química da superfície porque é uma grandeza física mensurável que pode, muitas vezes, ser confundida com o potencial  $\psi_d$  do Plano de Stern (caso da figura 3.12) ou o PEH (casos das figuras 3.13 e 3.14). O Potencial Zeta é medido através de técnicas baseadas nos chamados fenômenos eletrocinéticos, os quais surgem quando partículas carregadas dispersas no meio aquoso, se deslocam relativamente ao meio, ou vice-versa, rompendo a DCE no Plano de Cisalhamento.

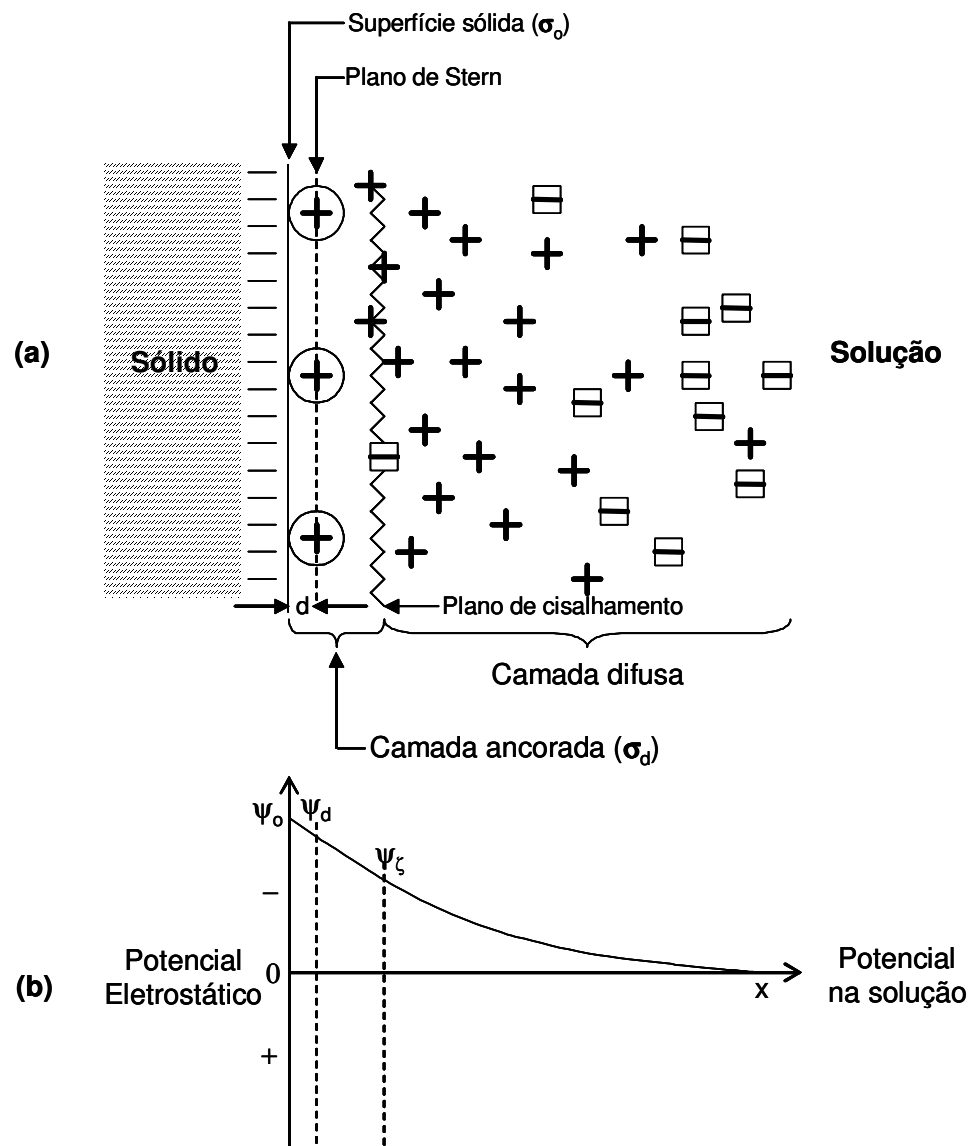


Figura 3.13 - Modelo de DCE com adsorção específica (a). Distribuição do potencial eletrostático (b).

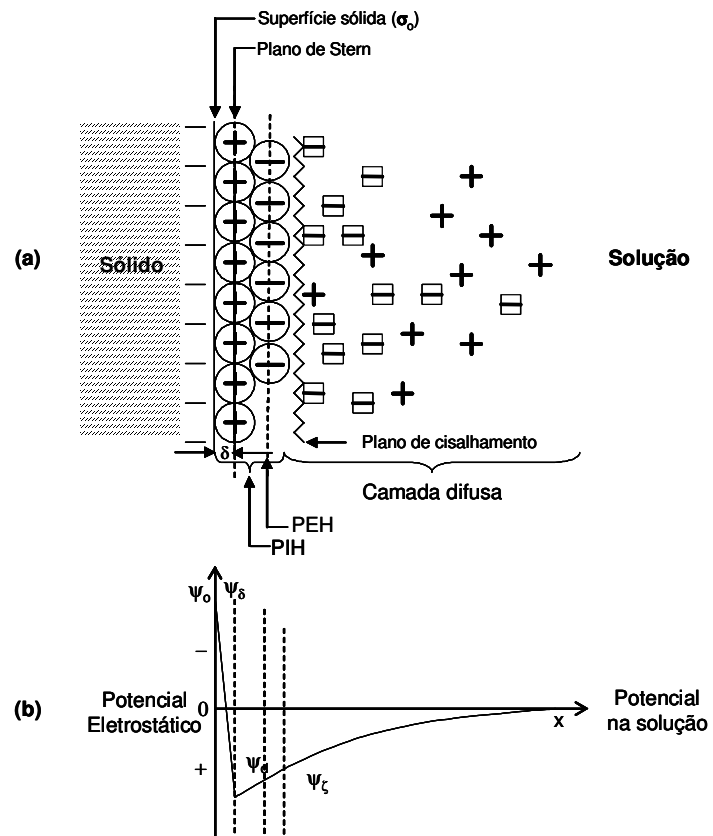
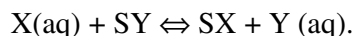


Figura 3.14 - Modelo de DCE de Stern com adsorção específica superequivalente (a). Distribuição do potencial eletrostático (b).



### 3.3.5 Energia livre de adsorção <sup>(10)</sup>.

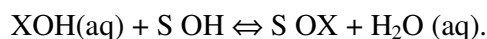
O fenômeno de adsorção na interface sólido/meio aquoso pode ser representado pela reação:



Onde X(aq) e Y (aq) são espécies em solução, iônicas ou não, hidratadas ou não, e SY e SX são sítios da interface ocupados pelas espécies Y e X.

A destruição de SY (Dessorção de Y) e a formação de SX (adsorção de X) estão associadas a variações dá-se o nome da energia livre do sistema. Às variações dessa natureza dá-se o nome de variações de energia livre de ligação de adsorção ( $\Delta G^{\circ}_{\text{lig.ads.}}$ ). Variações de energia livre do sistema, relacionadas com mecanismos ligados a mudanças no estado de hidratação da superfície e das espécies adsorvidas ou desorvidas, são denominadas variações de energia livre de hidratação ( $\Delta G^{\circ}_{\text{hid.}}$ ).

Em alguns casos a dessorção ocorre envolvendo reação química entre o adsorvente e o adsorvido, como na reação abaixo.



A variação da energia livre relacionada com processos tais como o de formação de água na reação acima é denominada  $\Delta G^{\circ}_{\text{rxn.}}$  (O subscrito se refere a uma reação da espécie X com formação de n moléculas de água).

A energia livre de adsorção ( $\Delta G^{\circ}_{\text{ads.}}$ ) é a variação da energia livre padrão associada a todas as mudanças do sistema quando ocorre o fenômeno de adsorção:

$$(\Delta G^{\circ}_{\text{ads.}}) = (\Delta G^{\circ}_{\text{lig. ads.}}) + (\Delta G^{\circ}_{\text{hid.}}) + (\Delta G^{\circ}_{\text{rxn.}}) + (\Delta G^{\circ}_{?})$$

( $\Delta G^\circ$ ?) está relacionada com outras mudanças, desconhecidas ou consideradas sem importância no presente.

A ligação de adsorção, pode ser predominantemente eletrostática, covalente, de hidrogênio, de Van der Waals ou de outra natureza. Como em muitos casos da química, a ligação pode ser uma associação de ligações. A variação de energia livre padrão de ligação pode ser expressa por:

$$\Delta G^\circ_{\text{lig.ads.}} = \Delta G^\circ_{\text{elet.}} + \Delta G^\circ_{\text{cov.}} + \Delta G^\circ_{\text{l.h}} + \Delta G^\circ_{\text{vw}} + \text{etc}$$

Onde os subscritos são abreviaturas dos vários tipos de ligação química.

Excetuando-se o caso onde  $\Delta G^\circ_{\text{elet.}}$  Predomina,  $\Delta G^\circ_{\text{lig.ads.}}$  é também conhecida como  $\Delta G^\circ_{\text{quim.}}$  (variação de energia livre de adsorção química).

Ligações hidrofóbicas, resultantes da tendência das partes não polares dos surfactantes de se unirem num meio aquoso, é um fenômeno de grande importância para os estudos de adsorção de reagentes de flotação e de agregação. A variação da energia livre correspondente,  $\Delta G^\circ_{\text{hidrof.}}$ , envolve  $\Delta G^\circ_{\text{vw}}$ , responsável pela ligação entre grupos não polares, e  $\Delta G^\circ_{\text{hid.}}$ , decorrente da retirada dos grupos não polares do meio aquoso e o conseqüente rearranjo das moléculas de água.

Estudos de mecanismos de adsorção visam à determinação dos tipos predominantes de variação de energia livre num dado sistema. O conhecimento desses mecanismos é fundamental para o entendimento dos princípios e o controle de várias técnicas, entre as quais destacam-se a flotação e a agregação seletiva.

### 3.3.6 Mecanismos de adsorção de reagentes de flotação em minerais oxidados<sup>(11, 12, 13, 14, 15, 16, 17)</sup>.

Coletores:

A adsorção de coletores é o problema central da flotação. Para inúmeros sistemas de flotação, os mecanismos de adsorção dos coletores são desconhecidos. Duas hipóteses principais, comumente chamadas “teorias de flotação”, tem sido levantadas para explicar os mecanismos de adsorção de coletores em alguns minerais oxidados.

1<sup>a</sup> Hipótese: “Teoria da Solubilidade”.

A adsorção de coletores é devida, essencialmente, à formação de ligações químicas entre o adsorvente e o adsorvido (predominância de  $\Delta G_{cov}^0$  ou  $\Delta G_{quim}^0$ ).

Existem vários exemplos que mostram certo relacionamento entre solubilidade de complexos metálicos de coletores, adsorção de coletores e flotação de minerais. Estudos de solubilidade de ácidos carboxílicos e seus sais, salientaram a possibilidade de usá-los como guia na seleção de condições adequadas a flotação<sup>(18)</sup>. Com base na teoria da solubilidade e na viabilidade de formação na superfície dos minerais de complexos bastantes estáveis, alguns pesquisadores vêm sugerindo o uso de agentes quelantes como coletores. Agentes quelantes, sendo moléculas ou íons com mais de um grupo ativo, poderiam coordenar com espécies metálicas da superfície, formando uma estrutura na forma de anel de alta estabilidade.

2<sup>a</sup> Hipótese: “Teoria de adsorção Iônica ou da formação de Hemi-Micelas”<sup>(19, 20)</sup>.

O mecanismo de adsorção dos coletores, numa etapa inicial, é predominantemente de natureza eletrostática. Íons do coletor são adsorvidos, não especificamente, como íons contrários na DCE ( $\Delta G_{elet}^0$  predomina). Quando a concentração desses íons atinge um certo valor crítico na interface, ocorre a formação de agregados através do mecanismo de ligação hidrofóbica ( $\Delta G_{hidrof}^0$ ). Os agregados foram denominados hemi-micelas e o

valor crítico Concentração Hemi-Micelar Crítica (CHMC). A figura 3.15 ilustra a “teoria”.

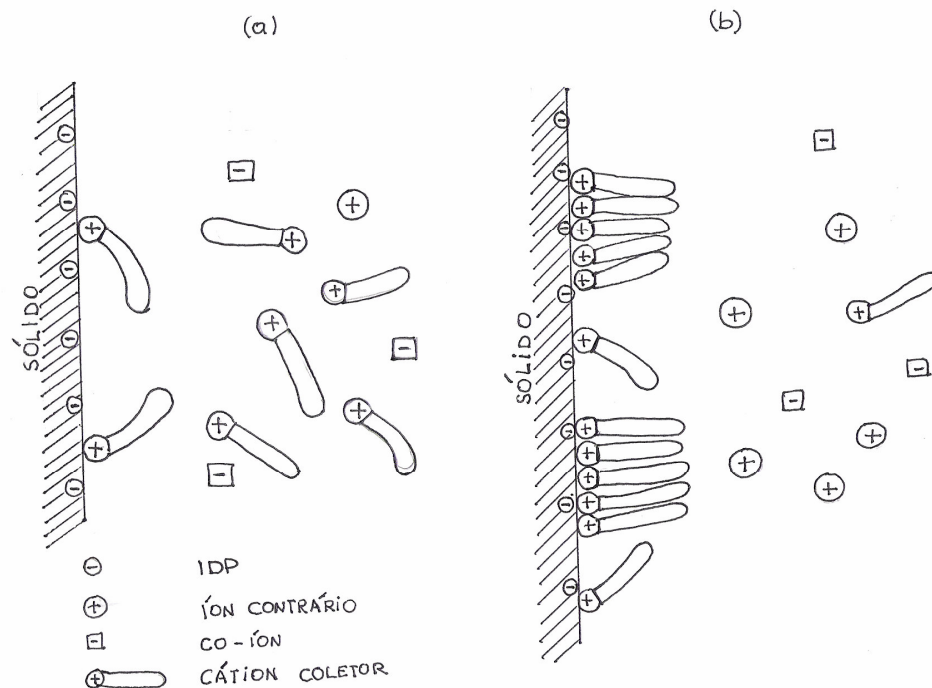


Figura 3.15 Representação esquemática dos mecanismos de adsorção de coletores segundo a teoria da formação de Hemi-Micelas. Adsorção individual de íons contários (a). Formação de Hemi-Micelas (b).

Alguns sistemas coletor/óxido e coletor/silicato parecem seguir esses mecanismos<sup>(21, 22, 23)</sup>. Os minerais flutuam bem com coletores catiônicos em pH maior que o PIE e com coletores aniônicos em pH menor que o PIE. Curvas de  $\zeta$  em presença de soluções de coletores mostraram que a carga de superfície pode ser revertida. Essa reversão foi interpretada como uma indicação da formação de hemi-micelas. A isoterma de adsorção ilustrada na figura 3.16 mostra que, em baixas concentrações do coletor (região I), a adsorção é predominantemente eletrostática. Na região II, a partir da CHMC, começa a formação de hemi-micelas, e tanto ( $\Delta G^{\circ}_{\text{elet.}}$ ) como ( $\Delta G^{\circ}_{\text{hidrof.}}$ ) contribuem para a adsorção. Aumentado a concentração (região III), ocorre um PRZ, e ( $\Delta G^{\circ}_{\text{elet.}}$ ) passa a

contribuir negativamente para o processo de adsorção, enquanto ( $\Delta G^{\circ}_{\text{hidrof.}}$ ) ainda contribui positivamente. Na região IV, atinge-se a CMC, não havendo incremento da adsorção. Estima-se que o valor da CHMC de um coletor é cem vezes menor que o valor da CMC do mesmo coletor.

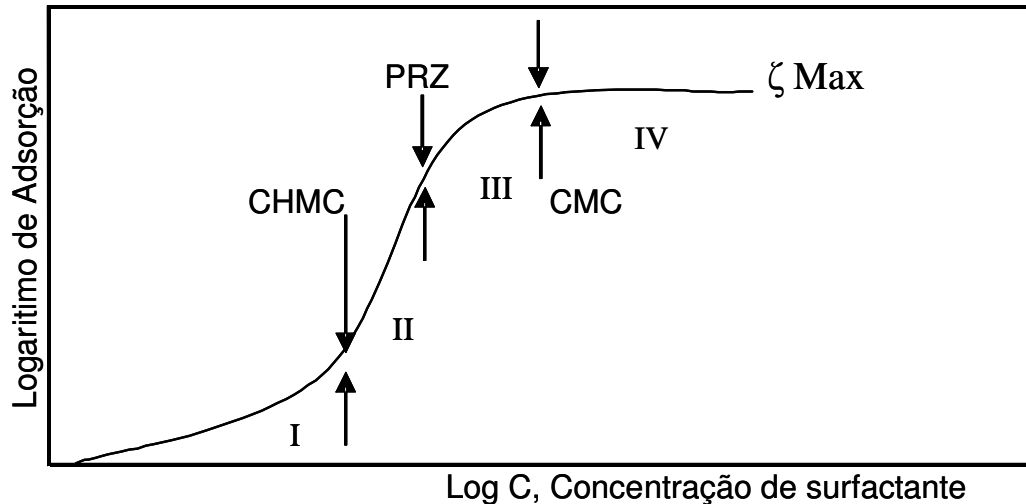


Figura 3.16 Isoterma ideal de adsorção de coletor, ilustrativa da teoria da formação de Hemi-Micelas.

PRZ = ponto de reversão de zeta

$\zeta = 0$  é chamado concentração de reversão de carga (CRC) e o logaritmo negativo dessa concentração é o PRZ.

É comum na literatura referir-se a qualquer condição de superfície e  $\zeta$  nulos como PCZ ou PIE.

## Espumantes <sup>(24, 25)</sup>.

Com relação à adsorção de espumantes (moléculas neutras de surfactantes) na interface mineral/meio aquoso ocorre possivelmente através de ligações hidrofóbicas com o coletor. A formação de complexos ionomoleculares (interação de moléculas neutras com íons do coletor) é o principal mecanismo responsável pelos parâmetros da flotação de alguns sistemas. Apesar da importância dessa interação, são poucos e inconclusivos os trabalhos sobre o assunto.

## Modificadores

Alguns modificadores inorgânicos (pH, silicatos, fosfatos, fluoretos, cátions de Al, Ca, Mg, Fe e outros) podem ser adsorvidos especificamente ( $\Delta G^{\circ}_{\text{quim.}}$ ) na interface mineral/solução aquosa, alterando a carga elétrica de superfície. Dependendo do mecanismo de adsorção do coletor, esses modificadores, ao atuarem na carga de superfície, alteram o grau de hidrofobicidade. Para a grande maioria dos sistemas de flotação, são desconhecidos os mecanismos de adsorção, e mesmo de ação, dos modificadores (inorgânicos e orgânicos). Existem modificadores que não são adsorvidos na interface mineral/meio aquoso. Eles agem no seio da solução, alterando sua química. Outras agem na estabilidade da dispersão, podendo ser mais bem classificados como dispersantes, coagulantes ou floculantes. A importância do estado de dispersão (ou agregação) na flotação dos minerais é assunto pouco conhecido e será motivo de estudo neste trabalho.

### 3.4 Aspectos gerais <sup>(26)</sup>

As perdas de minérios úteis na forma de finos (deslamagem + concentração) nas usinas de beneficiamento de minério de ferro variam de 5% a 30% do ferro contido na alimentação, aproximadamente. No mundo, estima-se que as operações de deslamagem e concentração de minérios de ferro produzem dezenas de milhões de toneladas de rejeito por ano. No Brasil, esses rejeitos atingem cerca de 10 milhões de toneladas por ano.

Nos Estados Unidos, duas usinas empregam técnicas de agregação seletiva para beneficiamento de taconito.

O minério hematítico-magnetítico da mina de Groveland, em Iron Mountain, Michigan (Hanna Mining Co), é deslamado por coagulação seletiva e concentrado por separação magnética e por flotação direta (aniônica) dos óxidos de ferro. Os concentrados obtidos são purificados também por coagulação seletiva <sup>(27, 28)</sup>. Na usina de Groveland a técnica é denominada “elutriação”. Observações “in loco” constataram que o processo envolve coagulação seletiva, pois a polpa é formada por sílica dispersa e coágulos de óxidos de ferro. Os coágulos se concentram preferencialmente no *underflow* (concentrado), enquanto a sílica segue o fluxo principal do elutriador *overflow* (rejeito). O minério hematítico-magnetítico da mina de Tilden, em *National Mine*, Michigan (Cleveland-Cliffs Iron Co), é concentrado por flotação catiônica reversa, após ser deslamado por floculação seletiva <sup>(29, 30, 31, 32)</sup>. Vários estudos, em escala de bancada e piloto, mostram a possibilidade de aplicação da floculação seletiva, seguida de flotação reversa, para concentração de taconitos oxidados.

### **3.5 Concentração de Minérios de Ferro por Flotação e Princípios de Flotação** <sup>(33, 34).</sup>

A flotação em espuma é um processo de separação de partículas sólidas que explora diferenças nas características de superfície entre as várias espécies presentes. O método trata misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa.

A seletividade do processo de flotação se baseia no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar diferentes graus de hidrofobicidade. O conceito de hidrofobicidade de uma partícula está associado à “molhabilidade” da partícula pela água. O conceito oposto a hidrofobicidade é designado como hidrofiliabilidade.

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

Analisando o papel estratégico ocupado pela flotação na concentração de minérios de ferro, destaca três fatores:

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

A flotação de minérios de ferro é denominada direta ou reversa, se os minerais flotados forem, respectivamente, os minerais oxidados de ferro ou o quartzo. A flotação é dita aniônica ou catiônica, de acordo com a natureza da parte polar dos coletores utilizados.



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

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

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

Em termos de polaridade, os compostos químicos dividem-se em polares e não polares, em função de apresentarem ou não um dipolo permanente. A importância da polaridade reflete-se no fato de que existe afinidade entre substâncias ambas polares ou ambas não-polares, não havendo afinidade entre uma substância polar e outra não-polar. Nos sistemas de flotação a fase líquida é sempre água, um líquido polar. A fase gasosa é quase sempre o ar, que é não-polar.

Os circuitos convencionais de flotação, geralmente associados a etapas anteriores de classificação e/ou concentração, costumam constar de três etapas distintas: <sup>(07)</sup>.

Uma chamada *rougher* (desbaste), responsável pela obtenção de um primeiro concentrado ainda impuro; uma chamada *cleaner* (limpeza), responsável pelo reprocessamento do concentrado que vem do *rougher* com objetivo de purificação, ou seja, de aumentar o teor da espécie útil no concentrado; e uma chamada *scavenger*

(esgotamento), responsável pela obtenção de um concentrado, ainda impuro, a partir do rejeito da etapa *cleaner*.

A flotação catiônica reversa de minérios de ferro é utilizada tanto no Brasil (SAMARCO, CVRD etc.) como no exterior (EUA, Canadá). Os reagentes empregados raramente variam muito, sendo a combinação amido/amina a mais comum, desempenhando respectivamente os papéis de depressor dos óxidos de ferro e coletor de quartzo. Espumantes não são geralmente necessários, visto que o pH de flotação, entre 10 e 10,6, é suficientemente elevado para que as aminas desempenhem também o papel de espumante. Os maiores problemas encontrados estão geralmente associados à não flotação do quartzo grosso, a flotação inadvertida de finos de minério de ferro (por arraste), à presença de argilo-minerais, hidróxido de ferro e alumínio na alimentação causando perdas na seletividade do processo.

#### - AMINAS

As aminas são substâncias químicas derivadas da amônia (NH<sub>3</sub>) por substituição de 1, 2 ou 3 dos seus hidrogênios por cadeias hidrocarbônicas (R), sendo representadas pelas seguintes fórmulas:

aminas primárias: R-NH<sub>2</sub>

aminas secundárias: R<sub>2</sub>-NH

aminas terciárias: R<sub>3</sub>-N

Os coletores de quartzo usados pela indústria mineral são éter aminas, parcialmente neutralizadas com acetato.

#### - AMIDO

O amido de milho é um polissacarídeo de cadeia macromolecular, constituído por unidades estruturais repetidas, com a fórmula básica (C<sub>6</sub>H<sub>10</sub>O<sub>5</sub>)<sub>n</sub>, de caráter polar.

No processo de flotação do quartzo de minério de ferro, o amido de milho gelatinizado com soda cáustica é adicionado à polpa com a função de inibir a flotação da hematita, que no pH usual da flotação do quartzo também tem superfície carregada negativamente e, portanto, sujeita à ação coletora da amina. As moléculas do amido envolvem preferencialmente as partículas de hematita, mantendo-as hidrofílicas.

### **3.5.1 Mecanismos de Adsorção de Aminas em Minerais Oxidados de Ferro e em Quartzo**

Os reagentes coletores utilizados em flotação de minerais oxidados de ferro dividem-se em duas classes: os tio-compostos e os surfatantes ionizáveis não-tio.

As características comuns a todos os reagentes ionizáveis não-tio são a tendência à dissociação, ionização e hidrólise, em extensão governada pelo pH da solução aquosa; abaixamento pronunciado na tensão interfacial, nas interfaces ar/água e óleo/água, em soluções diluídas (menor que  $10^{-2}M$ ); tendência à formação de agregados coloidais (micelas), quando a concentração do reagente excede o valor denominado concentração micelar crítica (CMC) e a temperatura excedem certo nível mínimo, denominando ponto Krafft.

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

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

A figura 3.17 apresenta a curva característica de dissociação para aminas primárias, em função do pH.

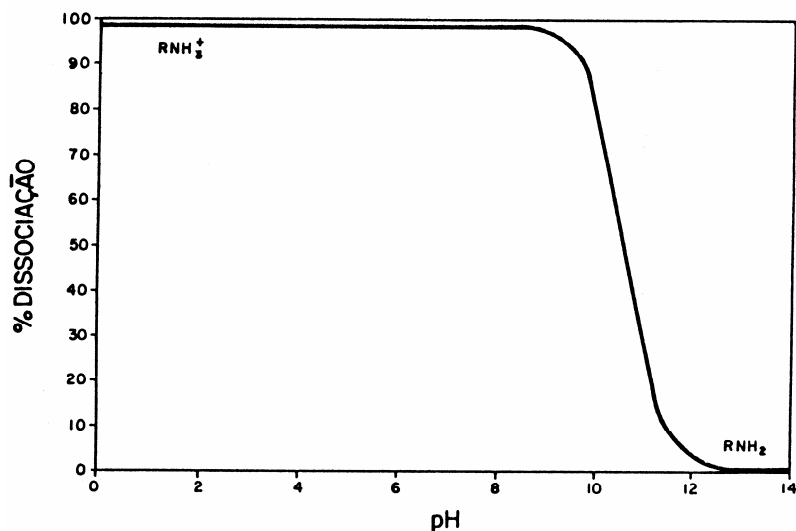


Figura 3.17 Curva esquemática de dissociação para aminas primárias, em função do pH, Peres (1999).

A figura 3.17 mostra que as aminas não substituídas estão completamente dissociadas, na forma de  $\text{RNH}_3^+$ , até próximo a valores de pH 8. Para valores superiores de pH a amina começa a se apresentar na forma molecular, até que para valores de pH superiores a 12 ela se apresenta 100% molecular  $\text{RNH}_2$ . Em pH 10,6 a dissociação das aminas primárias é de aproximadamente 50%.

### 3.5.2 Quimissorção

Adsorção específica no Plano Interno de Helmholtz, sem transferências de cargas entre adsorvente e adsorvato;

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

A quimissorção ou adsorção química é caracterizada pelo desenvolvimento de ligações químicas primárias (iônica/covalente) entre parte polar do coletor e a superfície mineral.

A adsorção específica é definida como aquela em que predominam mecanismos que independam de atração eletrostática. Segundo este conceito, a adsorção química é, certamente, uma adsorção específica.

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

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

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

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

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

### **3.6 Influência de Lama e Alumina nos Processo de Beneficiamento Agregação e Dispersão: Teoria DLVO (Derjaguin-Landau e Verwey-Overbeek) <sup>(35, 36, 37)</sup>**

A agregação ou a dispersão em um meio aquoso é determinada pela interação das partículas, quando estas colidem umas com as outras. Tais colisões são decorrentes do movimento Browniano, sedimentação e/ou movimentos induzidos na polpa.

Segundo a teoria de Derjaguin-Landau e Verwey-Overbeek (DLVO), o grau de estabilidade de um sistema será função do somatório de forças atrativas de London-Van der Waals e das forças repulsivas atribuídas ao efeito da superposição das duplas camadas elétricas das partículas (atração/repulsão devido à interação eletrostática). Se as forças repulsivas predominarem em relação às atrativas, o sistema estará em estabilidade termodinâmica, ou disperso; caso as forças atrativas predominem, o sistema tenderá para agregado.

A teoria DLVO combina a ação do potencial atrativo de Van der Waals e o potencial repulsivo da dupla camada elétrica para se obter o potencial de interação das partículas.

Não há variações significativas na combinação relativa à força de Van der Waals no que se refere às mudanças na solução, o que faz com que a magnitude da força atrativa eletrostática, que depende das características da solução, determine se o potencial de interesse é atrativo ou repulsivo.

Para distâncias muito pequenas a atração de Van der Waals é predominante e, conseqüentemente, as partículas se mantêm unidas em um mínimo quase infinito de energia de interação, denominado mínimo primário.

Caso haja uma aproximação de partículas muito separadas, estas terão que superar uma barreira energética repulsiva. Caso esta barreira seja muito maior que a energia térmica das partículas ( $\gg KT$ ), na ausência de fatores externos, as partículas se manterão afastadas. A presença de mínimos secundários pode ocorrer uma vez que a contribuição

repulsiva seja reduzida. Se a profundidade deste mínimo for superior a  $KT$ , então pequenos agregados fracamente ligados podem ser formados.

A teoria DLVO foi desenvolvida considerando que a energia de interação das partículas era constituída exclusivamente de atração de Van der Waals e da repulsão da dupla camada elétrica. No entanto, discrepâncias em relação à teoria DLVO são atribuídas às forças de natureza estrutural devido ao rearranjo das moléculas de água na proximidade da superfície ou devido a readsorção de íons dissolvidos do próprio material. A adsorção química ou física de macromoléculas na superfície das partículas possibilita a produção de potenciais repulsivos de longo alcance.

### **3.6.1 A influência de Lamas no Processo de Flotação**

A influência que partículas muito finas têm no processo de flotação é cada vez mais objeto de estudo, tendo em vista a necessidade econômica de se recuperar as frações finas geradas nos processos de tratamento de minérios, bem como pela existência de um grande número de minérios finamente disseminados <sup>(38)</sup>.

Seguramente, o maior problema que enfrenta hoje o processo de flotação é a recuperação de minerais-minérios na presença de lamas. As propriedades superficiais das lamas influenciam a criação de recobrimentos de lamas sobre as partículas (“slimes coating”), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha-mineral e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lamas que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério.

A influência deletéria do recobrimento das partículas do minério por lamas, na flotação catiônica de hematita-quartzo, é comprovada por vários estudos <sup>(39)</sup>.

A interferência efetiva de lama na flotação é usualmente atribuída a partículas de cerca de  $5\mu\text{m}$  ou mais finas e sua magnitude depende não só da mineralogia como também da distribuição de tamanho de cada mineral na fração de lamas <sup>(38)</sup>.

Quando a alimentação da flotação apresenta um alto percentual de lamas predominantemente caulínicas ocorre interferência no desempenho da concentração. As lamas caulínicas são, em geral, facilmente removíveis na etapa de deslamagem, quando em proporção compatível com a sua capacidade. Já as hematíticas são lamas passíveis de serem recuperadas em etapa complementar de deslamagem pelo alto percentual do mineral hematita na fração.

Estabeleceu-se que espécies de alumínio deprimem a flotação de quartzo com amina, especialmente sob condições neutra e pouco alcalina. A máxima depressão é obtida na mesma faixa de pH onde se tem adsorção máxima da amina. Isso sugere que a adsorção de aminas é frustrada pela presença de alumínio (provavelmente na forma de hidróxido de alumínio precipitado) na superfície do quartzo <sup>(40)</sup>.

Materiais terrosos finos, argilosos e/ou aluminosos, estão geneticamente relacionados aos depósitos de minério de ferro brasileiros. Diversos problemas no processamento destes minérios atribuem-se à presença deste material terroso <sup>(41)</sup>.

O efeito deletério causado pela presença de lama na flotação, com perdas de seletividade e recuperação mássica sob a luz da teoria de DLVO. Tamanhos de partículas diferentes levam a valores diferentes para as constantes cinéticas de flotação. A faixa granulométrica das partículas alimentadas em sistemas de flotação está usualmente entre 1mm e 5 $\mu$ m. Lamas têm um efeito negativo na interação partícula-bolha acarretando, por exemplo, um consumo exagerado de reagentes. Em certos casos, as lamas podem recobrir a superfície de outro mineral, impedindo a exposição de sua superfície aos reagentes necessários no processo (*slimes coating*).

A figura 3.18 mostra esquematicamente os possíveis efeitos de partículas muito finas na flotação <sup>(42)</sup>.



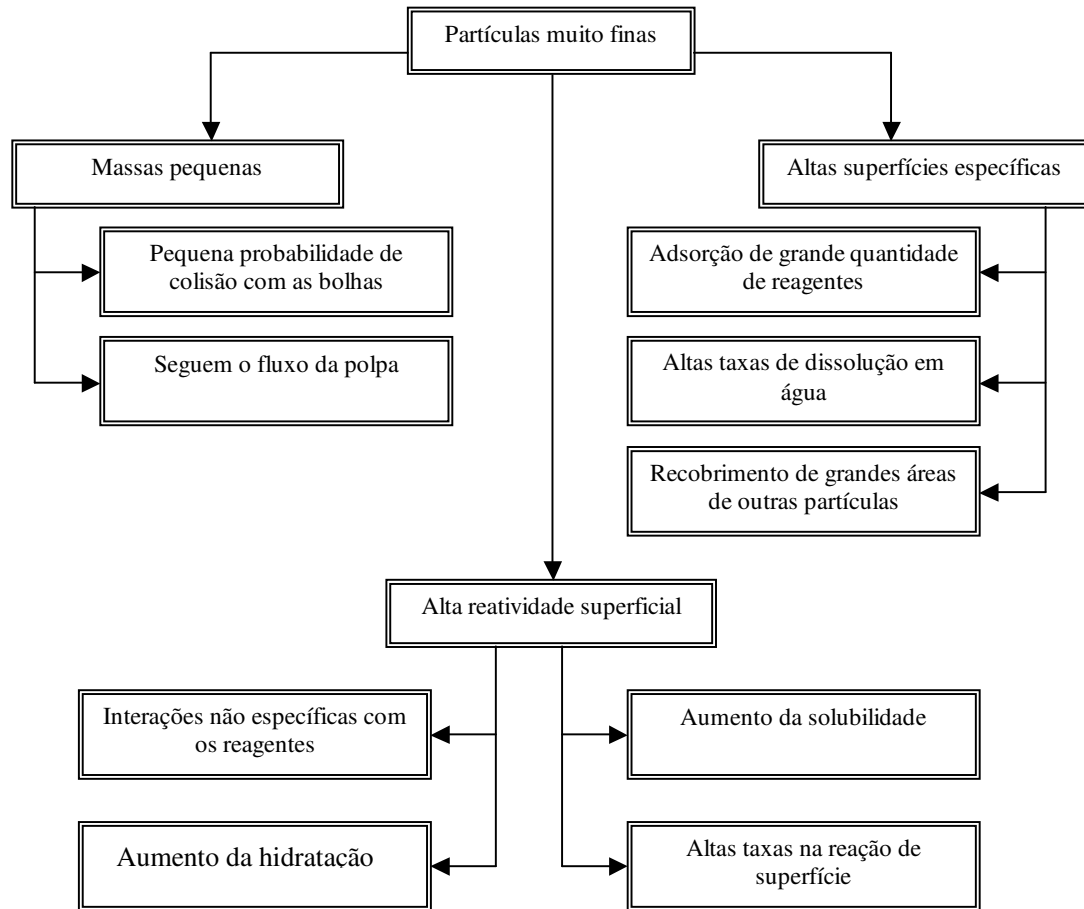


Figura 3.18 Possíveis efeitos de partículas “muito finas” na flotação <sup>(42)</sup>.

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

O desempenho das etapas de deslamagem e flotação está fortemente relacionado à capacidade de remoção de lamas na etapa de deslamagem, sendo forte a influência do percentual da fração  $-9\mu\text{m}$  na eficiência da deslamagem.

A composição mineralógica da lama também influencia a flotação. Lamas constituídas exclusivamente por caulinita afetam muito menos a flotabilidade do quartzo com eteraminas que lamas naturais de minérios de ferro, constituídas por uma mistura de diversos minerais tais como goethita, hematita, caulinita e gibbsita. Em princípio, isto também pode ser explicado à luz da teoria DLVO uma vez que lamas constituídas exclusivamente por caulinitas teriam cargas superficiais de mesmo sinal que o quartzo para uma ampla faixa de pH, diminuindo-se a extensão do fenômeno da heterocoagulação.

### 3.7 Utilização flotação na CVRD, CSN, Samarco e MBR

A tabela 3.2 a seguir mostra a utilização de flotação nas principais minas de minério de ferro.

Mina	Equipamento	Alimentação (mm)	<i>Rougher</i>	<i>Cleaner</i>	<i>Recleaner</i>	<i>Scavenger</i> 01	<i>Scavenger</i> 02
Samarco CVRD/BHP	Convencional Wemco	-0,15	16 células (14,16m <sup>3</sup> )	12 células (14,16m <sup>3</sup> )	-	16 células (14,16m <sup>3</sup> )	12 células (14,16m <sup>3</sup> )
Samarco CVRD/BHP	Colunas CPT	-0,15	3 colunas (244,8m <sup>3</sup> )	4 colunas (146,2m <sup>3</sup> )	-	2 colunas (163,2m <sup>3</sup> )	-
Samarco CVRD/BHP	Tank Cell Outokumpu	-0,15	-	1 Célula (160m <sup>3</sup> )	1 Célula (160m <sup>3</sup> )	1 Célula (160m <sup>3</sup> )	1 Célula (160m <sup>3</sup> )
Samarco CVRD/BHP	Colunas CPT	-0,075	4 colunas (146,2m <sup>3</sup> )	4 colunas (146,2m <sup>3</sup> )	-	-	-
Cauê CVRD	Convencional Outokumpu	-0,15	-	18 células (16,0m <sup>3</sup> )	16 células (16,0m <sup>3</sup> )	6 células (16,0m <sup>3</sup> )	3 células (16,0m <sup>3</sup> )
Timbopeba CVRD	Convencional Outokumpu	-0,15	10 células (16,0m <sup>3</sup> )	4 células (16,0m <sup>3</sup> )	4 células (9,6m <sup>3</sup> )	4 células (16,0m <sup>3</sup> )	4 células (16,0m <sup>3</sup> )
Timbopeba CVRD	Colunas convencional CPT	-0,15	3 colunas (188,4m <sup>3</sup> )	8 células (16,0m <sup>3</sup> )	-	8 células (9,6m <sup>3</sup> )	-
Conceição CVRD	Convencional Outokumpu	-0,15	9 células (16,0m <sup>3</sup> )	-	-	6 células (8,5m <sup>3</sup> )	4 células (8,5m <sup>3</sup> )
Conceição CVRD	Colunas CPT	-0,15	-	6 células (210,0m <sup>3</sup> )	3 células (210,0m <sup>3</sup> )	-	-
Brucutu CVRD	Convencional Wemco	-0,15	30 células (28,0m <sup>3</sup> )	25 células (14,16m <sup>3</sup> )	22 células (14,16m <sup>3</sup> )	23 células (28,0m <sup>3</sup> )	-
Alegria IT CVRD	Convencional Wemco	-0,15	4 (14,16m <sup>3</sup> )	3 (14,16m <sup>3</sup> )	3 (14,16m <sup>3</sup> )	3 (14,16m <sup>3</sup> )	-
Alegria IT CVRD	Colunas Minnovex	-0,15	2 (232,5m <sup>3</sup> )	1 (132,8m <sup>3</sup> )	1 (132,8m <sup>3</sup> )	-	-
Alegria IT CVRD	Smartcell Wemco	-0,15	2 (14,16m <sup>3</sup> )	2 (14,16m <sup>3</sup> )	1 (14,16m <sup>3</sup> )	-	-
Alegria He CVRD	Colunas CPT	-0,15	2 (63,7m <sup>3</sup> )	1 (63,7m <sup>3</sup> )	-	-	-
Vargem Grande MBR	Colunas CPT/GLV	-0,15	2 (148,0m <sup>3</sup> )	2 (148,0m <sup>3</sup> )	-	2 (105,7m <sup>3</sup> )	-
Pico ITM1 MBR	Colunas CPT	-0,15	1 (148,0m <sup>3</sup> )	1 (148,0m <sup>3</sup> )	1 (148,0m <sup>3</sup> )	1 (105,7m <sup>3</sup> )	-
Pico ITM2 MBR	Colunas CPT	-0,15	2 (175,8m <sup>3</sup> )	2 (175,8m <sup>3</sup> )	2 (175,8m <sup>3</sup> )	1 (125,6m <sup>3</sup> )	-
Casa Pedra CSN	Colunas CPT	-0,15	4 (125,6m <sup>3</sup> )	2 (125,6m <sup>3</sup> )	-	-	-

IT=circuito de Itabirito

He=circuito de hematita

### 3.8 Separação e Concentração Magnética <sup>(43, 44, 45)</sup>

Por ser 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. A MBR utiliza-se desse método de concentração na mina da Mutuca para produção de *pellet feed*.

No caso dos minérios hematíticos, a baixa susceptibilidade magnética torna necessária a aplicação de métodos de concentração de alta intensidade.

Os processos de separação magnética se baseiam fundamentalmente numa força de interação entre o campo magnético e um dipolo magnético.

A partícula, quando submetida a um campo magnético, se torna magnetizada. Essa magnetização induzirá à formação dos pólos magnéticos nos terminais da partícula que ficará orientada ao longo das linhas do campo de magnetização. A partícula se tornará assim um dipolo magnético e a intensidade desse dipolo (momento de dipolo) dependerão das características de cada partícula.

As forças que atuam em uma determinada partícula, colocada em um campo magnético, numa separação a úmido são: Força magnética; Força de gravidade; Força de arraste hidrodinâmico; Força interpartículas.

Da composição destas forças, e da ação de cada uma delas sobre as partículas de características diferentes, resultarão trajetórias distintas.

A resultante entre a força magnética e as forças competitivas é que irá determinar a viabilidade de uma partícula magnética ser recuperada em um separador magnético. As forças existentes entre as partículas magnéticas e não-magnéticas são determinantes da qualidade da separação.

Dentre as forças interparticulares, destacam-se as forças de fricção, de atração magnética e de atração eletrostática.

As características de uma separação magnética podem ser determinadas qualitativamente, em termos de teor e de recuperação, através de uma análise de efeitos de interação das forças magnéticas interparticulares e de outras forças competitivas atuantes no processo.

Exemplifica-se a utilização de Separação Magnética: estudos realizados no centro de pesquisa da CVRD para aproveitamento do minério itabirítico da Mina do Cauê, em Itabira, culminaram com a maior aplicação de separação magnética de que se tem notícia. No princípio da década de 70 foi construída uma planta de beneficiamento com capacidade de 25 milhões de toneladas ano com a utilização de 28 separadores Jones. Até hoje, na usina de Conceição, cuja operação teve início em 1979, se utilizam 16 separadores Jones com a mesma finalidade.

Ainda se referindo à aplicação da separação magnética no beneficiamento de minérios de ferro fracamente magnéticos, os separadores jones são utilizados na usina de Fábrica (Congonhas-MG), e também em outras regiões do mundo.

Um equipamento de concentração magnética de alto gradiente, utilizado industrialmente para minério de ferro de baixo teor, e que representa menor custo quando comparado a outros concentradores de alta intensidade é o ferrous wheel.

Sua principal vantagem é o baixo custo operacional, devido ao fato de não requerer energia elétrica para geração de campo magnético. O equipamento é de fácil operação e, dependendo do circuito, pode ser utilizado como *rougher* e/ou *rougher/cleaner*, no mesmo equipamento. Os pólos magnéticos são construídos com imãs permanentes de terras raras e opera com matrizes de separação, o que propicia a geração de campos magnéticos de alto gradiente 2200Gauss, que é ampliado pelo uso de matrizes, criando campos magnéticos de até 12000Gauss.

A alimentação é feita sobre o pólo magnético superior, que dispõe de *sprays* de baixa pressão responsáveis pela retirada do material não magnético. O material magnético (concentrado) fica retido nas matrizes e, com o movimento circular do disco, sai da

região de influência do campo magnético sendo lavado pelos *sprays* de alta pressão. O concentrado é então retirado das matrizes.

O equipamento, testado na unidade da CVRD em Conceição, possui um único disco sendo que o equipamento industrial possui de 5 a 15 discos.



Figura 3.19 Vista geral do equipamento *ferrous wheel*.

### 3.9 Utilização de Concentração Magnética de Alta Intensidade

A tabela 3.3 a seguir mostra a utilização de concentração magnética nas principais minas de minério de ferro.

Mina	Equipamento	Alimentação (mm)	Campo magnético (Gauss)	<i>Rougher</i> nº equi <sup>to</sup>	<i>Cleaner</i> nº equi <sup>to</sup>	<i>Scavenger</i> nº equi <sup>to</sup>
Cauê CVRD	Jones DP317 Grossos	-1,00+0,15	9000	-	5	5
Cauê CVRD	Jones DP317 finos	-0,15	9000	18	-	-
Conceição CVRD	Jones DP317 Grossos	-1,00+0,15	9000	-	6	-
Conceição CVRD	Jones DP317 finos	-0,15	9000	12	-	-
Timbopeba CVRD	WDRE	-1,00	6000	5		
Fábrica CVRD	Jones DP317 Finos	-1,00	9000	-	5	7
Feijão CVRD	Jones DP317 Grossos	-1,00	9000	-	2	-
Brucutu CVRD	WDRE	-1,00+0,15	6000	9	-	-
Brucutu CVRD	Jones SHP3200 Grossos	-1,00+0,15	9000	-	12	8
Alegria CVRD	Jones DP317 Grossos	-1,00+0,15	9000	Em estudo		
Mutuca MBR	<i>Ferrous Wheel</i>	-0,15	12000	5	-	-
Jangada MBR	WDRE	-1,00+0,15	6000	2	-	-
Jangada MBR	<i>Ferrous Wheel</i>	-0,15	12000	2	-	-
Pico MBR	WDRE	-1,00	6000	1	-	-

### 3.10 Técnicas de Mineralogia Aplicadas à Caracterização <sup>(46)</sup>

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

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

As técnicas que acessam a observação e a identificação das espécies minerais são fundamentais na determinação dos parâmetros da matéria prima mineral, sejam eles mineralógicos ou não. As mais usuais, aplicadas à caracterização, estão resumidas na tabela 3.4.

Tabela 3.4 Técnicas de mineralogia de uso mais difundido na caracterização de minérios.

Técnica		Propriedades
Microscopia Óptica	microscópios estereoscópios	forma, cor, alterações
	microscópios ópticos de polarização	associações, propriedades ópticas
Difração de Raios-X	método do pó	estrutura cristalina
	câmara de monocristal	
Microscopia eletrônica de varredura	Microscopia eletrônica de varredura (MEV)	forma associações e liberação
Sistemas de microanálises	dispersão de energia (EDS)	composição química
	dispersão de comprimento de onda (WDS)	
Recursos diversos	análise termodiferencial	composição química
	análise termogravítica	
	análise por infravermelho	
Luminescência	catodoluminescência	excitação por elementos
	fluorescência	ativadores



Serão aqui discutidas as técnicas tradicionais que serão aplicadas ao tema desta dissertação. Ressalta-se, no entanto, existirem atualmente inúmeras outras técnicas utilizadas em estudos de Ciência e Engenharia de Materiais.

### 3.10.1 Técnicas de Microscopia Óptica.

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

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

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

Para observações em luzes transmitidas, próprias para minerais transparentes ou translúcidos, vários procedimentos de montagens são usados, conforme o tipo e granulometria do material:

- Não fixas, diretamente em lâminas de vidro cobertas por lamínulas, por imersão a óleo ou bálsamo – ideal para grãos límpidos e granulometrias finas (300 $\mu$ m a 10 $\mu$ m);

- Fixas, diretamente em lâminas de vidro cobertas por lamínulas, por imersão e bálsamo cozido ou resina (quando é necessário o arquivamento de amostra);
- Seções delgadas através de montagem prévia dos grãos em resina, corte da amostra resinada em fatia, colagem em lâmina de vidro e desbaste até atingir a espessura de lâmina petrográfica (30 $\mu$ m), recobrimento com lamínula (próprio para grãos com recobrimento/impregnação superficial e granulometrias grossas -3,500mm a 300 $\mu$ m);
- Seções delgadas/polidas obtidas pelo polimento das seções descritas acima (sem recobrimento com lamínula).

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

### 3.10.2 Difração de Raios-X<sup>(47)</sup>.

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

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

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

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

### 3.10.3 Aplicações da Difração de Raios-X

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

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

### 3.10.4 Microscopia Eletrônica de Varredura e Microanálise Química <sup>(48)</sup>.

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

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

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

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

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

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

- Raios-X contínuos: o feixe de elétrons incidente sofre uma desaceleração resultante da interação dos mesmos com os átomos da amostra. A energia perdida pelo feixe de elétrons no processo de desaceleração é convertida em fótons de energia eletromagnética variando desde uma fração de eV até a energia total correspondente à do feixe incidente (espectro contínuo). Esta radiação, conhecida como “bremsstrahlung” (“radiação de desaceleração”) não apresenta interesse analítico.
- Raios-X característicos: o feixe de elétrons pode interagir com as camadas de elétrons dos átomos presentes na amostra, de forma a arrancar um elétron de seu orbital, ocasionando uma vacância e deixando o átomo como um íon em seu estado excitado. Instantaneamente, o átomo retorna ao seu estado normal com a emissão de energia característica da transição ocorrida entre os níveis de elétrons. As energias dos elétrons em cada nível são bem definidas, com valores característicos para cada átomo, possibilitando a identificação e quantificação dos elementos químicos através de uma série de técnicas instrumentais.
- Elétrons Auger: um átomo excitado, quando retorna ao seu estado normal, pode tanto emitir raios-X característico, quanto perder um elétron da camada mais externa, o qual é chamado de elétron Auger.
- Catodoluminescência: o bombardeamento da amostra por um feixe de elétrons pode dar origem à emissão de fótons de comprimentos de onda elevados, situados nas regiões do espectro eletromagnético referentes às radiações ultravioleta, visível e infravermelho.

### 3.10.5 Microanálise Química

A identificação das espécies minerais é auxiliada pela determinação da sua composição química, o que pode ser obtido por sistemas de microanálise, que habilitam à análise de elementos em áreas pequenas, de até 1 $\mu$ m (análises pontuais). A metodologia de análise aplicada é a espectrometria por fluorescência de raios-X, utilizando detector de dispersão de energia (EDS), ou de dispersão de comprimento de onda (WDS), ambos adequados para análises qualitativas de elementos, e para as quantitativas diferindo em

resolução / sensibilidade: a primeira com capacidade para determinação de teores de 0,1% a 100%, e a segunda desde teores da ordem de dezenas a centenas de partes por milhão (> 0,01%).

Os sistemas de microanálise são acopláveis ao microscópio eletrônico de varredura, ou montados em equipamentos específicos de microsonda.

### 3.10.6 Análise Química por Via Úmida

Análises químicas por via úmida baseiam-se em métodos conhecidos e praticados durante muitos anos. Constam nos livros textos clássicos de Química Analítica e geralmente são de difícil execução, lentas, de maior custo, além de exigirem instalações adequadas e grande treinamento dos operadores.

As análises químicas podem ser qualitativas ou quantitativas, e na Via Úmida baseiam-se na manipulação de amostras com reagentes específicos. As análises qualitativas consistem na observação da solubilização ou não em diferentes ácidos, observação da cor da chama queimando o pó, precipitação de grupos de cátions e ânions, observação de resíduo insolúvel em ácidos. As análises quantitativas envolvem geralmente solubilizações, precipitações e reprecipitações. Elementos traço são dosados com métodos muito específicos.

As principais técnicas da via úmida são a gravimetria (precipitação de um composto e dosagem pelo peso obtido), volumetria (titulação de compostos diante de um indicador de cor específico) e calorimetria (medida do comprimento de onda da cor de uma solução obtida com indicador específico).

Embora análises químicas por via úmida não atendam em volume e velocidade, seus conhecimentos ainda são imprescindíveis em técnicas instrumentais por dosagem de elementos em solução. A solubilização de materiais pode ser total ou parcial, dependendo da finalidade da análise.

A solubilização total baseia-se em duas técnicas convencionais que, por não serem sempre eficientes, geraram uma grande variedade de métodos. A primeira é a fusão, alcalina, ácida ou oxidante, com subsequente retomada em meio aquoso ou ácido. As fusões são geralmente em cadinhos de platina para não haver contaminação de amostras, mas as fusões alcalinas devem ser feitas em cadinhos de níquel ou de ferro. Outra técnica de solubilização total é o ataque por misturas ácidas, onde o ácido fluorídrico é normalmente um dos componentes.

A solubilização parcial é uma técnica pouco empregada, mas de grande valia em geoquímica e processamento mineral (métodos específicos para alguns elementos). Colocar em solução, por meio de ácidos, apenas elementos a serem dosados ou a parte da amostra que contém os elementos de interesse ou solubilizar apenas o conteúdo fracamente ligado às amostras traz inúmeras vantagens, além desses métodos fazerem com que a solubilização parcial seja mais rápida e mais econômica que a solubilização total.

## 4 MATERIAIS E MÉTODOS

A metodologia empregada no trabalho em questão envolveu amostragem, preparação e caracterização da amostra e execução dos testes tecnológicos.

A amostragem foi feita segundo padrões adotados na usina de Conceição. Para isso foi retirado um ramal na tubulação de recalque do *underflow* do espessador de lamas de forma a aproveitar o escoamento pela ação gravitacional. Esse ramal alimenta um tanque com capacidade de 9,0m<sup>3</sup>.

O estudo de caracterização é fundamental para se definir as rotas de processo mais prováveis de serem estudadas. Para tanto foram feitas análises físicas, químicas, microscopia eletrônica de varredura (MEV), microanálise EDS, difração de raios-X, espectrometria de fluorescência de raios-X.

Os ensaios tecnológicos envolveram métodos de classificação, deslamagem, concentração magnética e flotação em escala de bancada e posteriormente em escala piloto.

Na primeira fase dos trabalhos, foram realizados estudos em bancada com *ferrous wheel batch*, deslamagem e flotação.

Na segunda fase dos trabalhos, foram realizadas testes piloto de deslamagem, separação magnética e flotação.

Por se tratar de lamas, que são enviadas para as barragens, fez-se opção por circuitos industriais que já são empregados em algumas mineradoras e que apresentam baixo custo de investimento e operacional.



#### 4.1 - Amostragem

Antes de iniciar as amostragens, verificava-se as condições de operação da usina, baseado em dados históricos. A partir daí começava-se a amostragem visando uma boa representatividade da amostra para termos parâmetros para comparar as diversas variáveis de processo que seriam necessárias para explorar os equipamentos a serem testados.

A amostragem foi feita a partir de um ramal retirado na tubulação de recalque do *underflow* do espessador de lamas de forma a aproveitar o escoamento pela ação gravitacional. Esse ramal alimenta um tanque com capacidade de 9,0m<sup>3</sup>.

Optou-se por fazer toda a montagem para um circuito piloto, pois os testes em bancada foram promissores.

Para realização dos testes piloto optou-se em alimentar um tanque pulmão e este alimentar o concentrador magnético ou a ciclonagem, para isso, o equipamento foi montado próximo à instalação de bombeamento de lamas. Foi necessário adaptar um ponto de injeção de água próximo ao tanque agitador, pois a percentagem de sólidos no *underflow* do espessador é de aproximadamente 35%.



Figura 4.1 Vista Geral Montagem Tanque Pulmão, Hidrociclone e *Ferrous wheel*

## 4.2 - Caracterização da Amostra

A amostra foi submetida à análise granulométrica segundo procedimentos de rotina dos laboratórios CVRD, utilizando-se peneiras, com aberturas de 1,0mm; 500 $\mu$ m; 250 $\mu$ m; 106 $\mu$ m; 75 $\mu$ m e 45 $\mu$ m. O passante em 45 $\mu$ m foi classificado por *Cyclosizer*.

O passante em 45 $\mu$ m foi classificado por *Cyclosizer*, o qual realizou cortes nos seguintes diâmetros: 30 $\mu$ m; 22 $\mu$ m, 16 $\mu$ m; 11 $\mu$ m; 8 $\mu$ m, recuperando-se todas as frações para posteriores análises químicas e para análise no microscópio eletrônico de varredura e difração de raios-X.

Após geradas as massas utilizando-se os métodos descritos acima, foram realizadas análises químicas de todas as frações por espectrometria de fluorescência de raios-X, método da pérola fundida, equipamento RIGAKU SIMULTANEO 3530. O teor de ferro foi determinado por via úmida, método de dicromatometria e o PPC pelo método gravimétrico tradicional, segundo procedimento laboratórios químicos da CVRD.

As frações acima de 45 $\mu$ m foram enviadas para o centro de pesquisas tecnológicas de Alegria, para análises mineralógicas em microscópio ótico de luz refletida, modelo LEICA DMLP, com aumento de até 500 vezes. Observou se que a grande massa presente nessas frações era quartzo.

Com o objetivo de melhor estudar as frações e identificar a presença de outras fases mineralógicas presentes, realizou-se difração de raios-X (DRX), fluorescência de raios-X. O equipamento utilizado foi um difratômetro de raios-X marca Philips, modelo PW3710.

Em função da granulometria fina das amostras, foram realizadas análises em microscópio eletrônico de varredura (MEV), com microanalisador EDS (espectrômetro dispersivo em energia) associado e feito uso de seções polidas.

Os resultados apresentados neste trabalho englobam:

- ✓ Composição mineralógica estimada em porcentagem em massa;
- ✓ distribuição mineralógica de  $\text{SiO}_2$  e  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e indicação dos portadores de P e MgO;
- ✓ imagens eletrônicas ilustrativas.

Os métodos foram escolhidos por fornecerem um grande número de informações e por serem relativamente simples e rápidos.

### 4.3 - Ensaios Tecnológicos

#### 4.3.1 - Deslamagem

A deslamagem foi feita segundo metodologia de laboratório desenvolvida no CPT-IT, utilizando-se um *loop* de ciclonagem com capacidade de 200 litros de polpa, com ciclone de 40mm, *apéx* de 6,0mm, *vortex* de 38,1mm, *Inlet* 25,4mm, pressão de alimentação de 1,8kgf/cm<sup>2</sup> e percentual de sólidos de 20%.

A deslamagem foi feita em dois estágios.

#### 4.3.2 - Classificação

O peneiramento foi utilizado apenas para garantir isenção de partículas maiores que 150µm no processo de flotação.

#### 4.3.3 - Flotação

Os ensaios de flotação foram realizados em escala de bancada em célula DENVER, modelo D12 em cuba com uma capacidade volumétrica de 2800cm<sup>3</sup>, com rotação de 1200rpm e percentual de sólidos variando de 45% a 50%.

Foram adotadas como padrão para todos os ensaios de flotação os seguintes reagentes:

**Coletor:** EDA-B da Clariant, solução de 1%; dosagem média de 35g/t de alimentação.

**Depressor:** Gritz de mandioca gelatinizado na proporção amido/NaOH de 7:1, solução de 1%, dosagem média de 600g/t a 800g/t de alimentação.

**Modulador de pH:** NaOH, solução de 5%.

O condicionamento foi realizado considerando 3 minutos para o depressor (agitação na célula de flotação), 1 minuto para coletor (agitação pela célula de flotação).

Os ensaios de flotação, no âmbito deste trabalho, foram realizados em duas etapas. A primeira etapa consistindo na determinação da dosagem de coletor para cada frente em estudo para a obtenção da especificação de qualidade para o concentrado (menor que 0,80% de SiO<sub>2</sub>) através de testes exploratórios de flotação envolvendo dosagens diferenciadas de coletor em ensaios distintos de flotação.

O ensaio de flotação seguiu o seguinte procedimento:

- 1- Transferência de 2100g (base seca) do *cake* para cuba de flotação.
- 2- Correção da % sólidos da polpa para 45% ou 50%.
- 3- Dosagem do depressor, condicionando-o por 3 minutos.
- 4-Correção do pH para 10,5 a 10,70 (NaOH), nos dois minutos que restam para o condicionamento do depressor.
- 5- Adição da dosagem de coletor, condicionando-o por 1 minuto.
- 6-Coleta do rejeito durante 06 minutos, após o início da flotação, completando o volume da cuba sempre que necessário com água em pH 10,50.
- 7- Secagem, pesagem e encaminhamento para análise química do rejeito e do concentrado final.

#### 4.4 - Testes Piloto

Foram definidas duas rotas para os estudos piloto e as mesmas estão descritas abaixo:

Rota 01: Concentração magnética *rougher* e *cleaner*

Rota 02: Deslamagem e flotação *rougher* e *cleaner*.

As Figuras 4.2 e 4.3 mostram os fluxogramas de processo para as rotas 01 e 02, respectivamente.

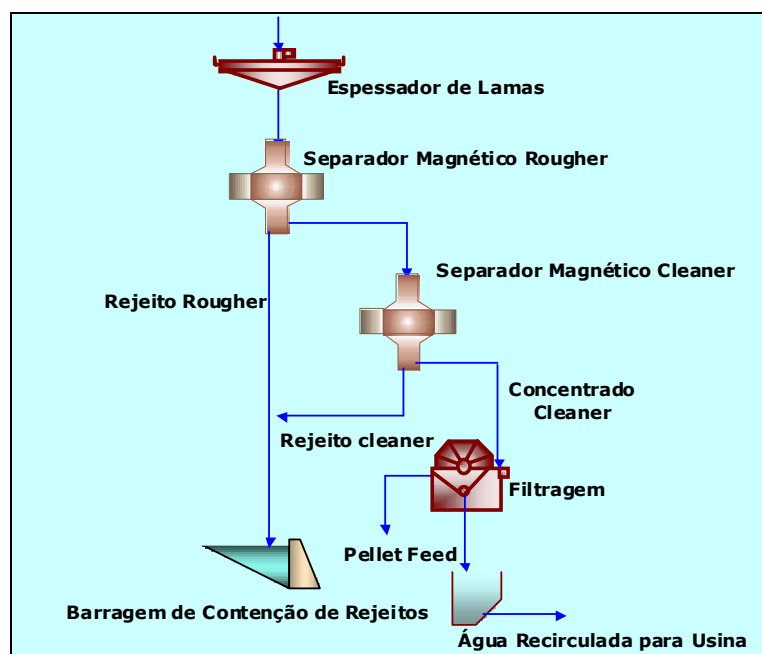


Figura 4.2 - Concentração magnética *rougher* e *cleaner*

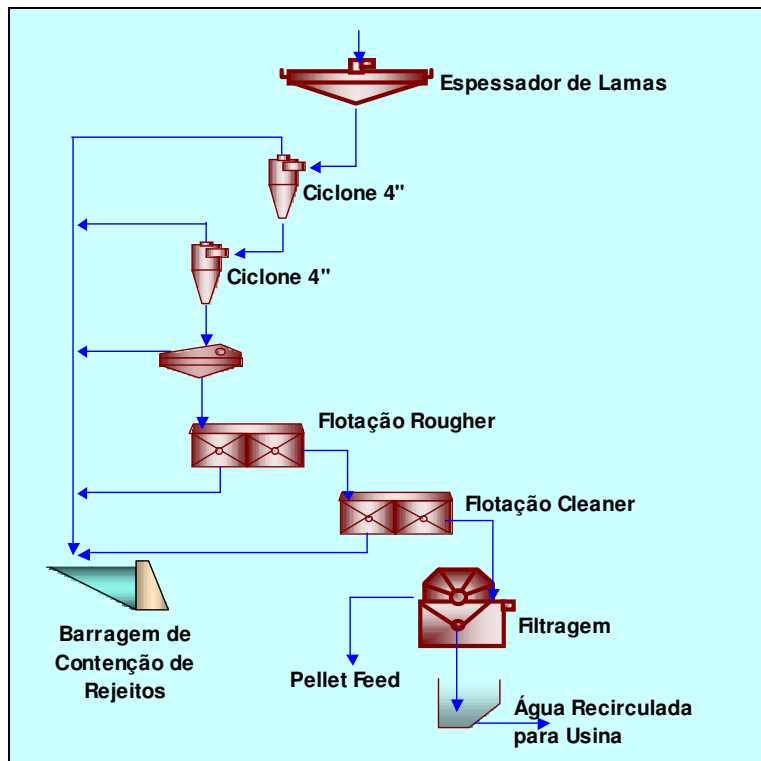


Figura 4.3 - Deslamagem e flotação *rougher* e *cleaner*.

Para realização dos testes piloto optou-se em alimentar um tanque pulmão conforme já fora descrito anteriormente com capacidade de  $9,0\text{m}^3$ , e este alimentar o concentrador magnético ou a ciclonagem, para isso, o equipamento foi montado próximo à instalação de bombeamento de lamas.

#### 4.4.1 - Concentração Magnética

Para os testes de concentração magnética, foi utilizado o equipamento de fabricação da INBRAS-ERIEZ denominado *ferrous wheel*. Sua principal vantagem é o baixo custo operacional, devido ao fato de não requerer energia elétrica para geração de campo magnético. O equipamento é de fácil operação e, dependendo do circuito, pode ser utilizado como *rougher* e/ou *rougher/cleaner*, no mesmo equipamento. Os pólos magnéticos são construídos com ímãs permanentes de alta potência e opera com matrizes de separação, o que propicia a geração de campos magnéticos de alto gradiente. A intensidade de campo magnético sem as matrizes é de 2200Gauss.

A alimentação é feita sobre o pólo magnético superior, que dispõe de *sprays* de baixa pressão responsáveis pela retirada do material não magnético. O material magnético (concentrado) fica retido nas matrizes e, com o movimento circular do disco, sai da região de influência do campo magnético sendo lavado pelos *sprays* de alta pressão. O concentrado é então retirado das matrizes.

O equipamento piloto, testado na unidade de Conceição da CVRD, possui um único disco sendo que o equipamento industrial possui de 5 a 15 discos. Esta é a única diferença entre os equipamentos piloto e industrial.

Devido ao baixo teor de ferro contido no *underflow* do espessador de Conceição optou-se por testar o equipamento com duas rotas diferentes: *rougher* e *rougher/cleaner*.

O percentual de sólidos na alimentação do concentrador magnético variou de 20% a 35% de sólidos. A taxa horária de 1,0t/h a 1,5t/h.

Outra variável que foi explorada foi à pressão de água de lavagem de concentrado e de rejeito.



#### 4.4.2 - Deslamagem

A deslamagem piloto foi realizada em hidrociclones convencionais de 4", sendo o primeiro estágio, realizado na usina de Conceição, circuito montado para os testes e o segundo estágio realizado no centro de pesquisas tecnológicas de Itabira.

O percentual de sólidos no primeiro estágio de deslamagem foi de 25%, *apex* de 19mm, *vortex* de 30mm, *inlet* de 36mm, no segundo estágio de deslamagem o percentual de sólidos foi de 20%, *apex* de 11mm, *vortex* de 30mm e *inlet* 36 mm.

O *underflow* do primeiro estágio de deslamagem alimentou o segundo estágio e o *underflow* do segundo estágio alimentou uma peneira *derrick* de alta frequência.

#### 4.4.3 - Peneiramento

Para garantir isenção de partículas maiores que 150 $\mu$ m na alimentação da flotação, foi necessário peneirar todo o *underflow* do segundo estágio de deslamagem.

Utilizou-se uma peneira *derrick* piloto de alta frequência com telas de poliuretano de 150 $\mu$ m.

#### 4.4.4 - Flotação

Nos testes piloto, utilizou-se células mecânicas de 48 litros da Outokumpu, e circuito *rougher/cleaner*. Testes com o rejeito *cleaner* recirculando na alimentação *rougher* ou fazendo-se um *scavenger*, bem como testes utilizando-se colunas de flotação deverão ser realizados para avaliar o aumento real de recuperação e os impactos na qualidade dos produtos.

O tempo de condicionamento do amido foi de 12 minutos, e a correção do pH foi feita dosando-se soda no condicionador.

Utilizou-se um medidor de densidade e um medidor de vazão na tubulação que recalava do tanque pulmão para o condicionador. Uma bomba com inversor de frequência foi utilizada para garantir a taxa de alimentação da flotação.

A taxa de alimentação da flotação *rougher* foi de 300kg/h, o tempo de residência no *rougher* de 11 minutos, dosagem de amina de 25g/t e amido de 880g/t, 46% de sólidos, densidade de polpa de 1,44g/cm<sup>3</sup> camada de espuma manteve-se em 15cm no *rougher* e 10cm no *cleaner*, foi estagiado amina no estágio *cleaner* no segundo teste de flotação.

O rejeito *rougher* foi descartado como rejeito final, e o concentrado *rougher* alimentou uma célula *cleaner*, onde obteve se um concentrado final e um rejeito *cleaner*, que devido à dificuldade de se bombear a espuma não foi recirculado.

A aeração foi controlada através de um rotâmetro e buscou-se menor vazão, pois observou-se que quando aumentava a aeração surgia problemas de aterramento da célula.

## 5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Este capítulo apresenta e discute os resultados dos principais testes do processo de concentração do *underflow* do espessador de lamas de Conceição:

- Amostragem para estudo – análise química e análise mineralógica;
- resultados ensaios em bancada;
- resultados dos testes piloto;
- principais pontos observados nos testes piloto.

### 5.1 – Amostragem

Para realização dos testes piloto optou-se em alimentar um tanque pulmão e este alimentar o concentrador magnético ou a ciclonagem, para isso, o equipamento foi montado próximo à instalação de bombeamento de lamas.

Antes de iniciar as amostragens, verificava-se as condições de operação da usina. A partir daí começava-se a amostragem visando uma boa representatividade da amostra para termos parâmetros para comparar as diversas variáveis de processo que seriam necessárias para explorar os equipamentos a serem testados.

### 5.1.1 - Química nas faixas

A tabela 5.1 mostra as análises químicas nas faixas da amostra do *underflow* do espessador de lamas da usina de Conceição.

Tabela 5.1 Análise química nas faixas – *underflow* do espessador de lamas 6601 da usina de Conceição

Malha μm	%retido		Composição Química (%)					
	simples	acumulado	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	PPC
Global analisada	-	-	42,03	27,61	0,069	7,09	0,810	3,91
Global calculada	-	-	40,85	28,98	0,067	6,90	0,737	4,07
106	1,82	1,82	8,68	86,54	0,008	0,96	0,083	0,68
75	3,53	5,35	11,70	82,54	0,008	0,92	0,084	0,69
45	7,70	13,05	16,56	75,07	0,009	1,17	0,115	0,79
- 45 analisado	-	-	46,31	19,87	0,083	7,96	0,913	4,38
- 45 calculado	-	-	44,86	21,52	0,076	7,77	0,833	4,57
32	5,81	18,86	39,77	41,80	0,012	0,34	0,059	0,69
23	8,71	27,57	52,88	20,80	0,014	0,92	0,140	0,82
20	19,71	47,28	51,89	20,41	0,023	1,62	0,216	1,14
12	14,67	61,95	56,55	12,91	0,037	2,98	0,349	2,00
9	7,32	69,27	50,99	16,80	0,050	5,43	0,493	3,12
-9	30,73	100,00	32,00	23,84	0,164	17,91	1,883	10,13
12	-	61,95	44,05	32,97	0,021	1,61	0,198	1,17
-12	-	38,05	35,65	22,49	0,142	15,51	1,616	8,78

As análises químicas nas faixas foram utilizadas para avaliar a qualidade nas faixas e para validar os resultados da mineralogia.

Estes dados sugerem uma grande concentração de micas e hidróxidos de ferro nas faixas mais finas da amostra, enquanto o quartzo possivelmente constitui a maior fonte da SiO<sub>2</sub> nas faixas mais grossas.

Com o auxílio de uma lupa com aumento de até 40X, confirmou-se que as frações maiores que 45μm apresentam abundância de quartzo em função dos teores elevados de SiO<sub>2</sub>.

Foram feitas análises mineralógicas de sete amostras de minério de ferro que representam as faixas granulométricas abaixo de  $45\mu\text{m}$  do *underflow* do espessador de lamas da usina de Conceição. Estes resultados permitiram apontar as fontes dos principais minerais portadores de sílica, que mostram variação de 42 a 13%, dos minerais portadores de alumina (entre 0,3 e 18%), minerais portadores de fósforo, cujos teores atingem 0,167% na faixa mais fina e minerais portadores de MgO, que é de cerca de 0,3% na fração  $-45\mu\text{m}$ .

Foram analisadas seis faixas granulométricas ( $-45\mu\text{m}+32\mu\text{m}$ ,  $-32\mu\text{m}+23\mu\text{m}$ ,  $23\mu\text{m}+0,20\mu\text{m}$ ,  $-20\mu\text{m}+12\mu\text{m}$ ,  $-12\mu\text{m}+9\mu\text{m}$  e  $-9\mu\text{m}$ ), sendo que uma das amostras representa a alimentação do cyclosizer (fração  $-45\mu\text{m}$ ). Em função da granulometria fina do material, as amostras foram submetidas a análises em microscópio eletrônico de varredura (MEV), com o uso de seções polidas.

### 5.1.2 - Composição Mineralógica

A tabela V.1 e a figura V.1 a seguir apresentam os resultados de composição mineralógica das 6 faixas granulométricas e da fração  $-45\mu\text{m}$  do *underflow* do espessador de lamas da usina de Conceição. Ressalta-se que em função da granulometria fina do material, alguns erros de estimativa podem estar embutidos no resultado, especialmente com relação à amostra mais fina  $-9\mu\text{m}$ , que mostra maior variação granulométrica.

Na fração  $-45\mu\text{m}$ , a hematita corresponde a um pouco mais de 55% da amostra. A caulinita, um silicato de alumínio, ocorre como mineral de ganga mais abundante, respondendo por cerca de 18% da massa total, enquanto os conteúdos de quartzo e de muscovita são de cerca de 12% e 4%, respectivamente. A concentração de caulinita ocorre principalmente na fração mais fina que  $-9\mu\text{m}$ , na qual aparece em porcentagem equivalente à da própria hematita (quase 40%). É também nesta faixa granulométrica onde se concentra a muscovita (8%). Ambos os minerais são caracterizados pelas formas micáceas e concentram-se nas faixas mais finas devido à sua granulação e à sua

tendência ao deslocamento, conforme pode ser visualizado nas imagens eletrônicas do item 5.

Nas faixas acima de  $9\mu\text{m}$ , o quartzo representa o principal mineral de ganga e mostra-se mais abundante a partir da fração  $23\mu\text{m}$ , exatamente em função de sua granulometria mais grossa. O conteúdo de quartzo atinge um valor máximo na faixa  $+32\mu\text{m}$  (39%), justificando o teor de  $\text{SiO}_2$  de cerca de 42%. Embora os conteúdos de gibbsita sejam mais baixos que o dos silicatos (raro a 2%), este mineral contribui de forma significativa sobre o teor de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , conforme será visto na figura 5.2.1.

Como é típica dos minérios de Itabira, a porcentagem de goethita é inferior a 10% e, da mesma forma que os filossilicatos, tendem a ser mais elevada nas frações mais finas. Entre os demais minerais, destaca-se a gorceixita, um fosfato de alumínio, que representa a principal fonte de fósforo das amostras. Também foram detectados óxidos de manganês que, segundo as microanálises realizadas em MEV, correspondem a uma fase mista composta por Mn e Fe, além de talco, clorita, óxidos de titânio, ilmenita e anfibólio, sendo que estes últimos aparecem de forma bem mais restrita.

A tabela 5.2 apresenta a composição mineralógica nas faixas.

Tabela 5.2 Composição mineralógica

Amostras	Formula estrutural	Fração +32µm	Fração +23µm	Fração +20µm	Fração +12µm	Fração +9µm	Fração -9µm	Fração -45µm
<b>Minerais metálicos</b>								
Hematita	$Fe_2O_3$	74	56	72	79	72	39	56
Goetita *	$Fe_2O_3 \cdot aOH$	4	3	3	4	6	9	7
Ilmenita	$FeTiO_3$	-	-	-	-	r	-	-
Oxidos de Mn	$MnO_x$	-	-	rr	t	<1	3	2
<b>Minerais transparentes</b>								
Quartzo	$SiO_2$	21	39	22	9	7	2	12
Caulinita	$Al_2Si_2O_5(OH)_4$	-	<1	1	4	4	39	18
Muscovita	$KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH,F)_2$	<1	rr	<1	3	7	8	4
Gibbsita	$Al(OH)_3$	-	r	t	<1	2	1	<1
Talco	$Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$	-	-	r	t	t	-	-
Anatásio + rutilo	$TiO_2$	-	r	-	r	r	-	t
Gorceix	$BaAl_3(PO_4)(PO_3OH)(OH)_6$	-	rr	-	r	r	r	r
Clorita	$(Mg,Al,Fe)_{12}[(Si,Al)_{8020}](OH)_1$	-	-	-	t	-	-	t
Anfibólio	$Ca_2[Mg_4(Al,Fe)]Si_7AlO_{22}(OH)_2$	-	-	-	-	r	-	-

**Legenda:** -: não detectado **rr (muito raro):** ~0,05% **r(raro):** ~0,2% **t(traçó):** ~0,5% **<1:** ~0,8%

\* inclui eventuais partículas de magnetita

A figura 5.1 apresenta a composição mineralógica da amostra estudada, por fração granulométrica.

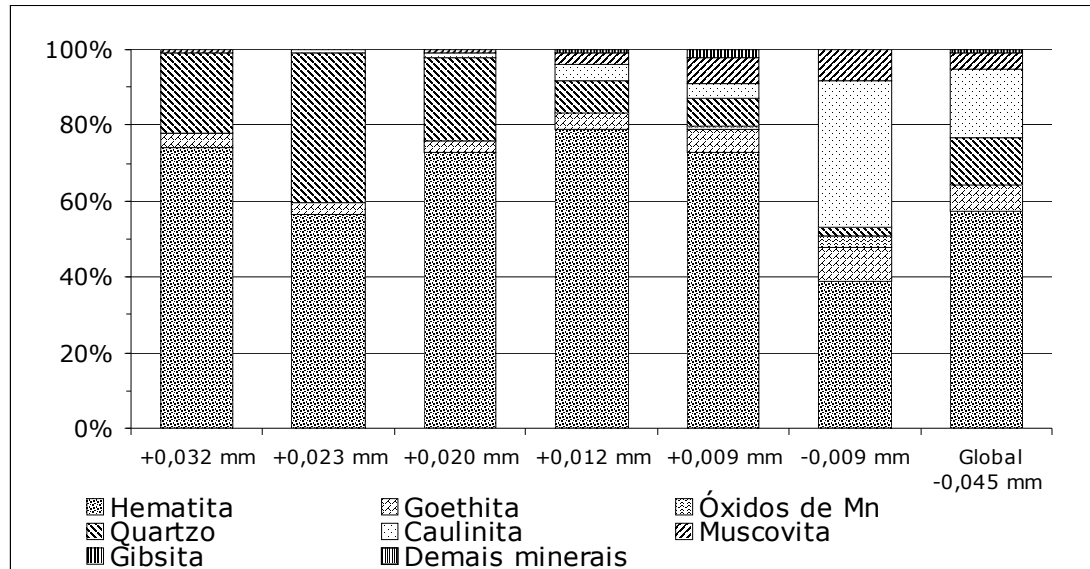


Figura 5.1 Composição mineralógica (% estimada em massa)



## 5.2 - Fontes de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e MgO

Os resultados de composição mineralógica permitem calcular a distribuição dos principais contaminantes SiO<sub>2</sub> e Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> entre os minerais, sendo que estes dados também apontam as principais fontes de fósforo e de MgO, embora uma quantificação mais exata destes dois últimos contaminantes não seja possível em função de sua baixa concentração.

A figura 5.2 apresenta a distribuição de SiO<sub>2</sub> da amostra estudada.

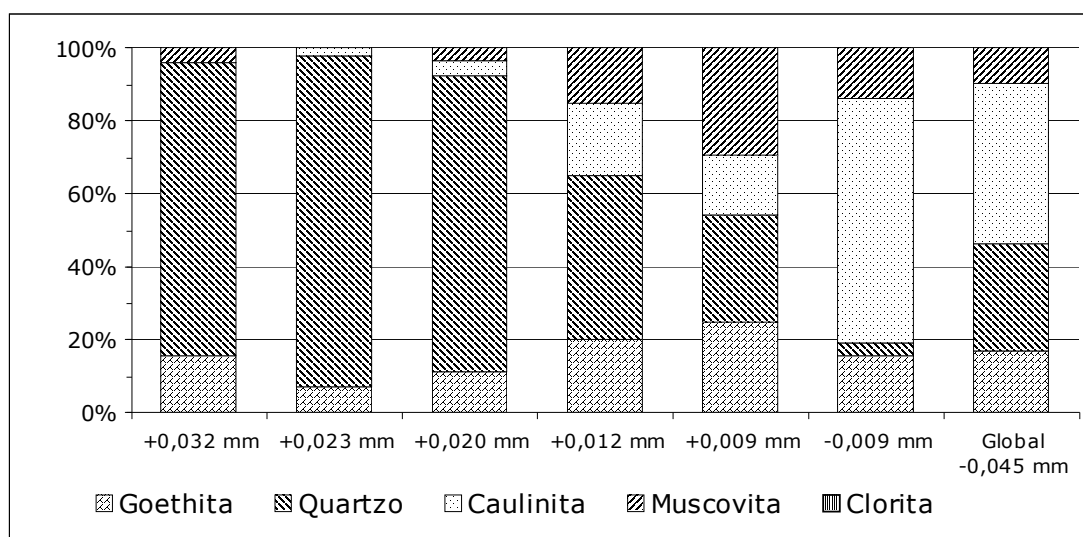


Figura 5.2 - Distribuição de SiO<sub>2</sub> entre os minerais

De acordo com a figura 5.2, o quartzo responde por quase todo o teor de SiO<sub>2</sub> das faixas granulométricas entre -45μm e +20μm. Em termos mineralógicos, abaixo da fração 20μm, ocorre um aumento na porcentagem dos silicatos muscovita e caulinita, o que, em consequência, provoca uma maior participação destes minerais sobre o teor de sílica. Na fração mais fina que -9μm, a caulinita responde por quase 70% do teor total de SiO<sub>2</sub>, enquanto a contribuição de muscovita é mais constante, de cerca de 20% no material abaixo de 20μm. Para a fração -45μm, estima-se que cerca de 55% da SiO<sub>2</sub> tenha como fonte o quartzo, 35% a caulinita e 10% a muscovita.

A figura 5.2.1 apresenta a distribuição de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  da amostra estudada.

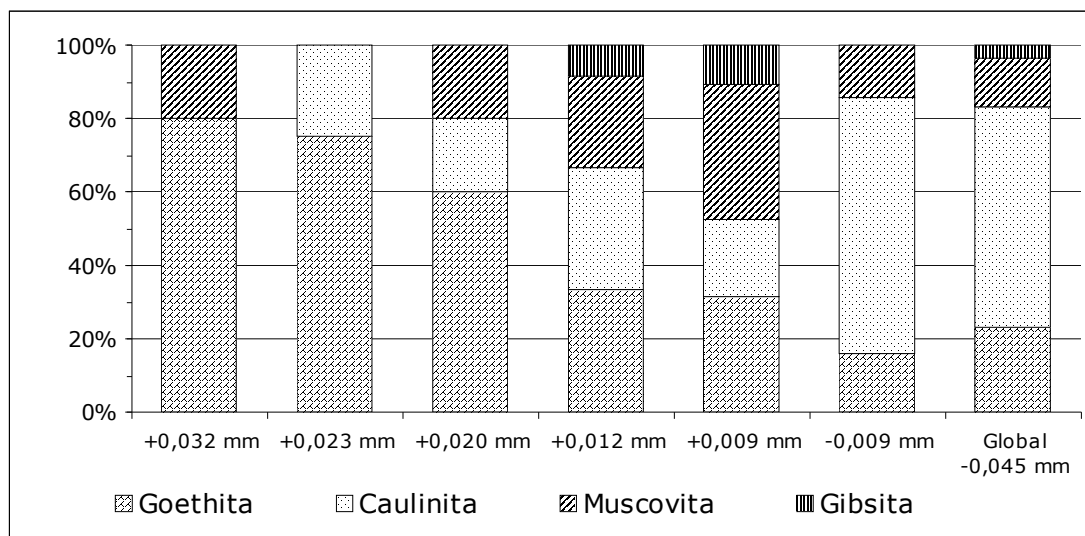


Figura 5.2.1 - distribuição do teor de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  entre os minerais (em %)

O teor de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , que ultrapassa 1% a partir das faixas granulométricas abaixo de  $20\mu\text{m}$ , está distribuído em um número maior de minerais que a  $\text{SiO}_2$ , conforme pode ser visualizado através da figura 5.2.1. As principais fontes de alumina são caulinita, muscovita e gibbsita. Assim como observado na distribuição de  $\text{SiO}_2$ , a participação de caulinita sobre o teor de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  torna-se bem mais elevada na faixa mais fina que  $9\mu\text{m}$ , de modo que na fração  $-45\mu\text{m}$  segue uma distribuição semelhante. A goethita/limonita, para a qual estima-se um conteúdo de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  de 3%, tem participação mais significativa nas frações mais grossas que  $23\mu\text{m}$ .

Os teores de fósforo também aumentam em direção à fração mais fina que  $9\mu\text{m}$ , onde atingem 0,167%. A principal fonte deste elemento detectada nas amostras é a gorceixita, um fosfato de alumínio contendo bário, que ocorre como partículas liberadas ou em meio a aglomerados de filossilicatos, conforme pode ser visto nas imagens eletrônicas das Figuras 5.2.2 e 5.2.3. Microanálises EDS realizadas apontam conteúdos de fósforo nas partículas de goethita/limonita, porém estes valores tendem a ser baixo.

Um outro elemento para o qual foi notada uma concentração preferencial nas faixas mais finas é o MgO. Embora os teores sejam inferiores a 0,05% nas faixas acima de 20 $\mu$ m, atingem valores máximos na faixa -9 $\mu$ m (quase 0,5%). Os principais minerais portadores de magnésio são clorita, talco e a própria muscovita, que possui cerca de 1,5% de MgO em sua composição.

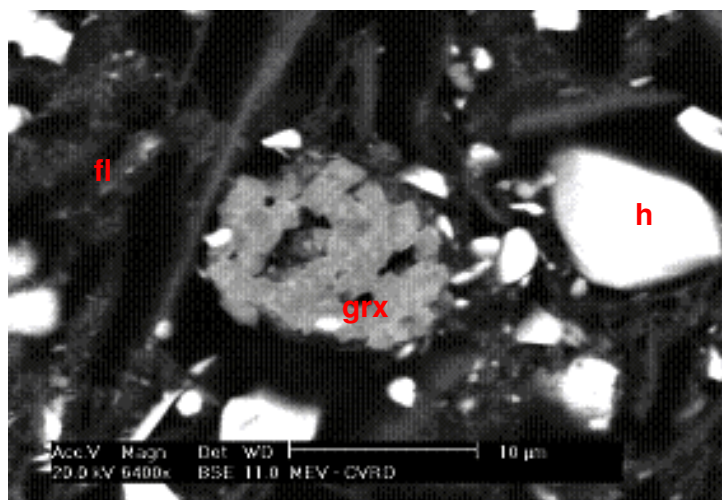


Figura 5.2.2 Partícula de goseixita (grx) em aglomerado composto por filossilicatos (fl) e hematita (h). Fração (-9 $\mu$ m)

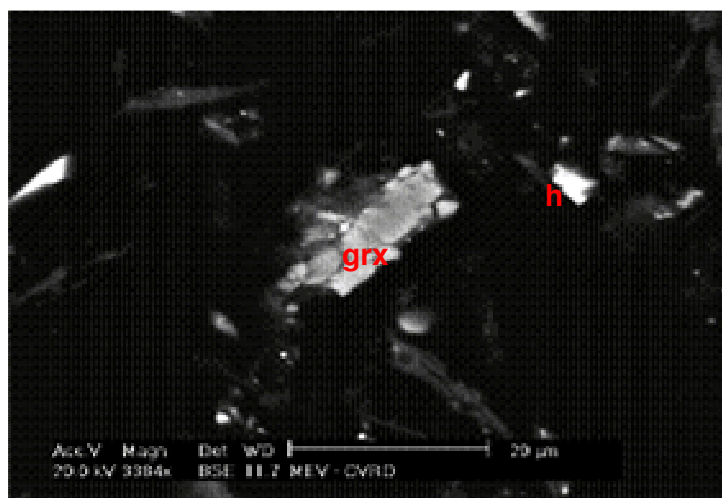


Figura 5.2.3 Partícula de goseixita (grx) totalmente liberada Fração (-9 $\mu$ m). Hematita (h).

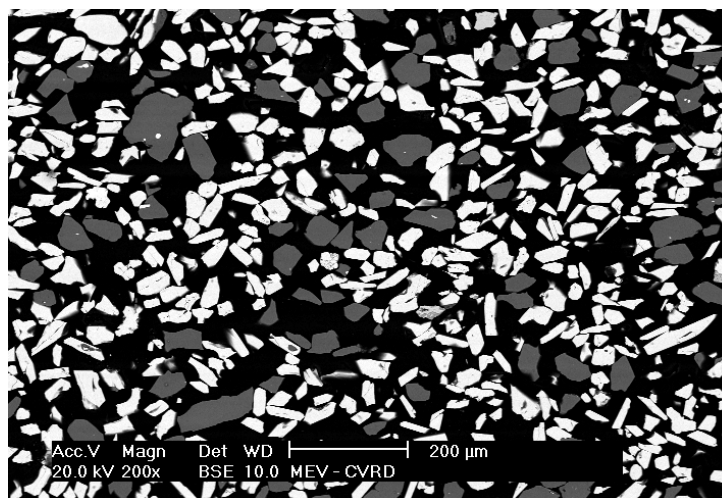


Figura 5.2.4 Imagens MEV Fração (-45µm +32µm) hematita (h), Quartzo (q)

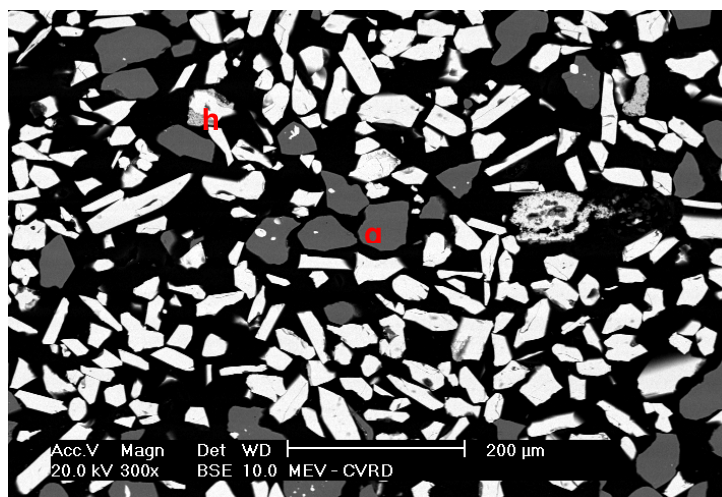


Figura 5.2.5 Imagens MEV Fração (-45µm +32µm) hematita (h), Quartzo (q)

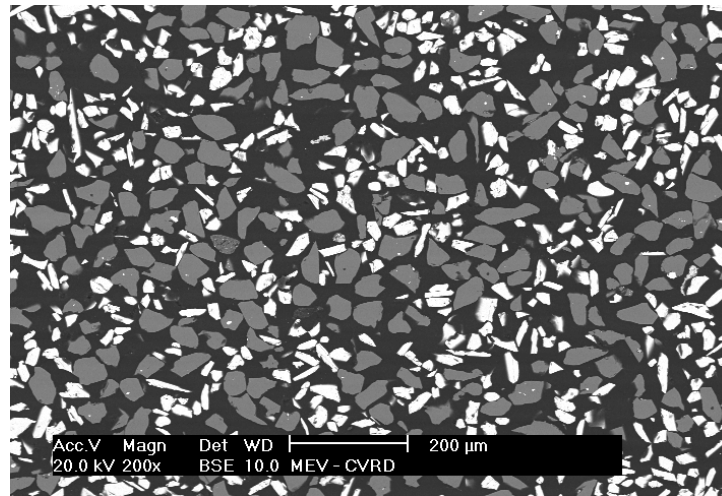


Figura 5.2.6 Imagens MEV Fração (-32µm +23µm) q: partículas de quartzo.

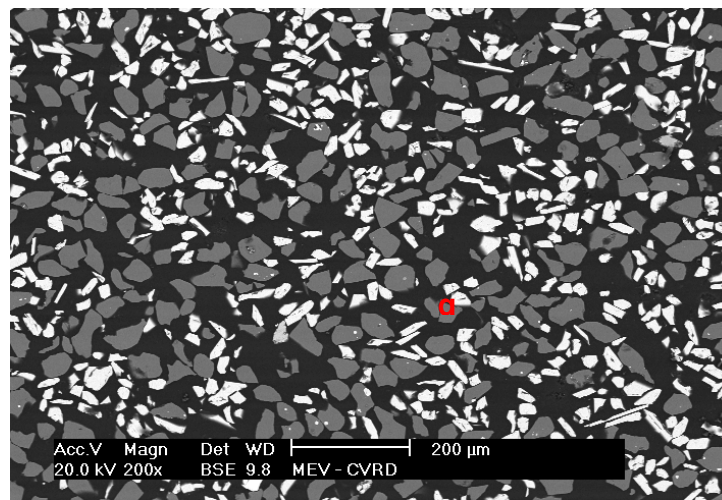


Figura 5.2.7 Imagens MEV Fração (-32µm +23µm) q: partículas de quartzo.

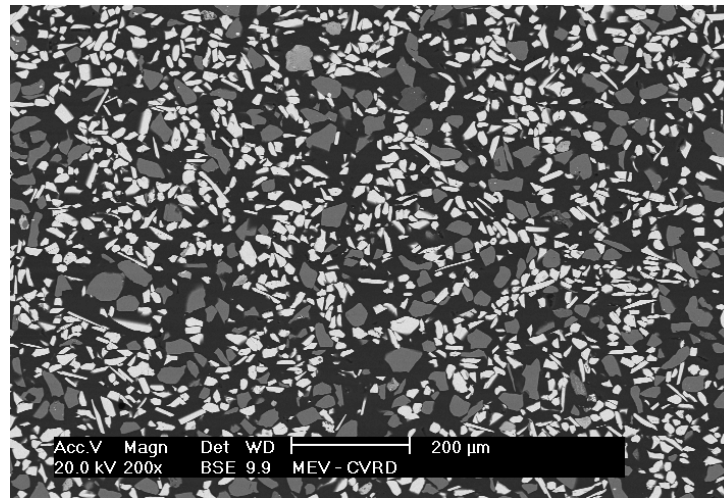


Figura 5.2.8 - Imagens de MEV Fração (-23 $\mu$ m +20 $\mu$ m) q: partículas de quartzo.

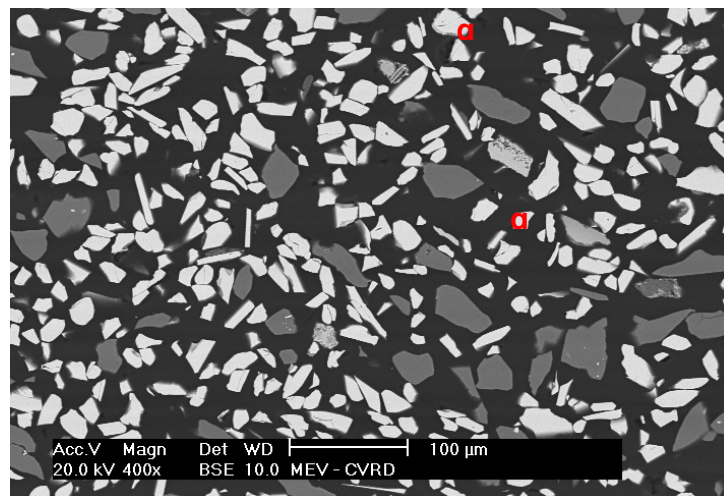


Figura 5.2.9 Imagens de MEV Fração (-23 $\mu$ m +20 $\mu$ m) q: partículas de quartzo.



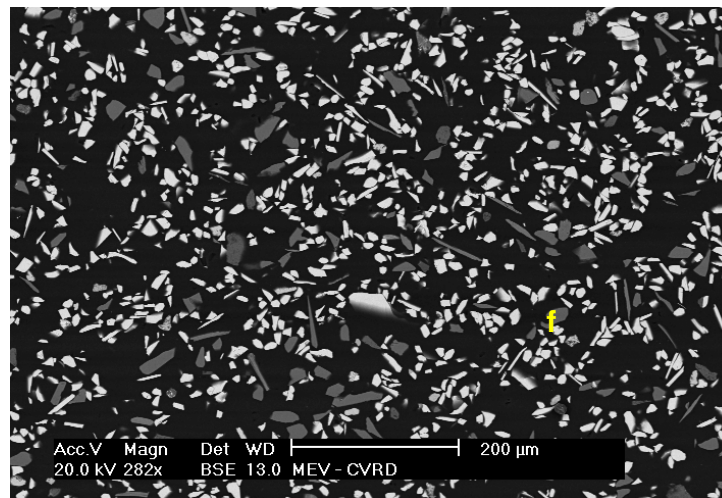


Figura 5.2.10 Imagens de MEV Fração (-20µm +12µm)

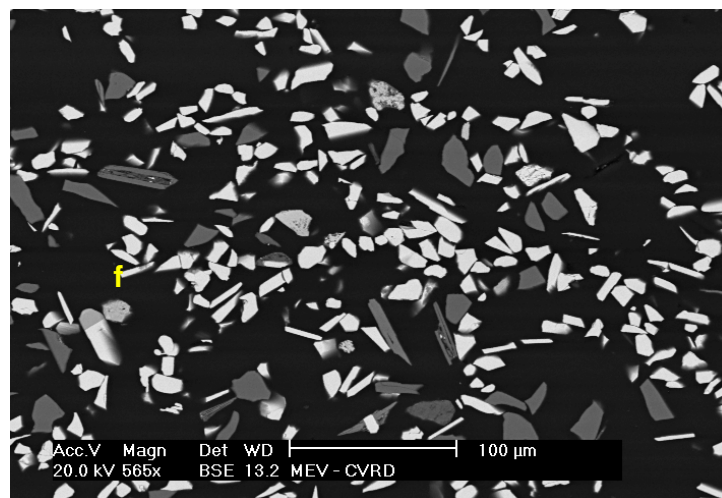


Figura 5.2.11 Imagens de MEV Fração (-20µm +12µm) f: filossilicatos, predominantemente caulinita e muscovita.

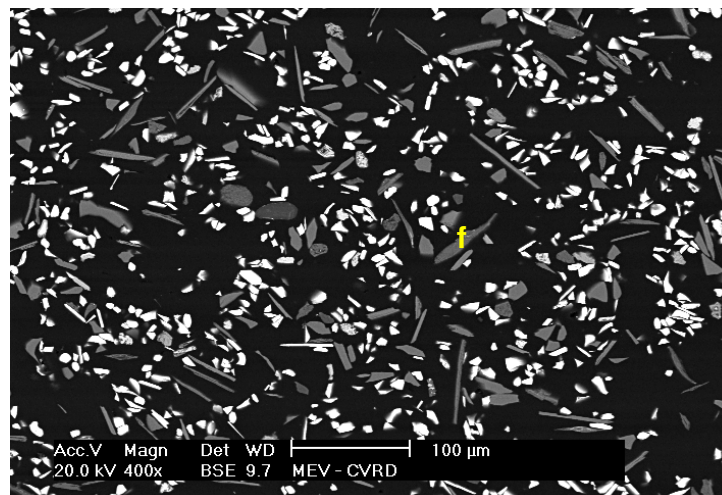


Figura 5.2.12 Imagens de MEV Fração (-12µm +9µm)

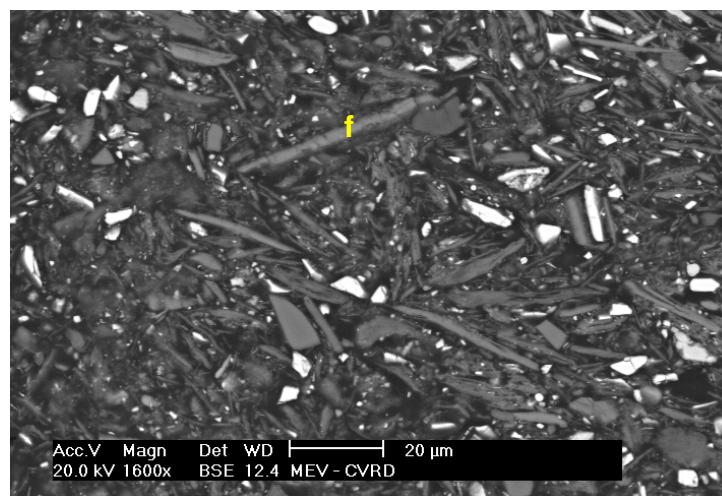


Figura 5.2.13 Imagens de MEV Fração (-12µm +9µm) f: filossilicatos, predominantemente caulinita e muscovita.



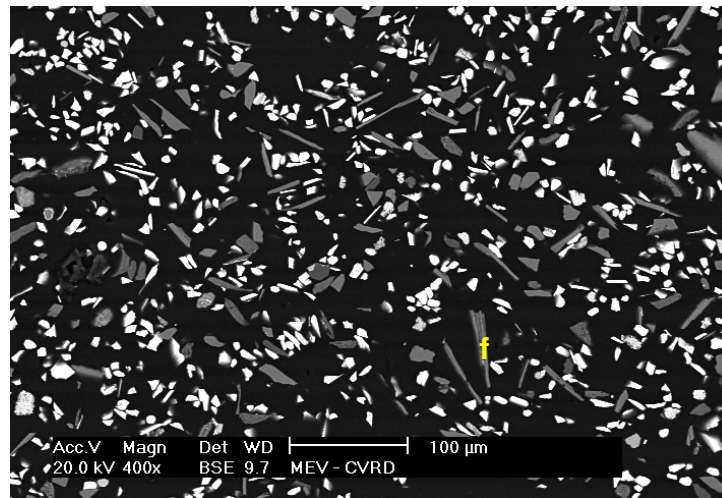


Figura 5.2.14 Imagens MEV Fração (-9µm) q: partículas de quartzo; f: filossilicatos, predominantemente caulinita e muscovita.

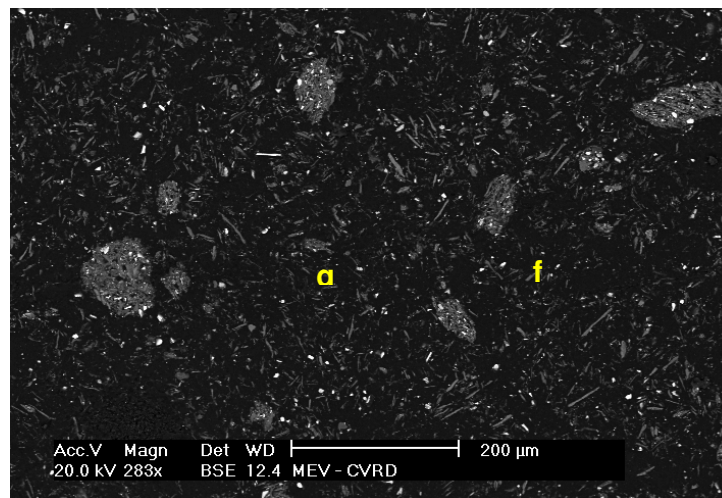


Figura 5.2.15 - Imagens MEV Fração (-9µm) q: partículas de quartzo; f: filossilicatos, predominantemente caulinita e muscovita.

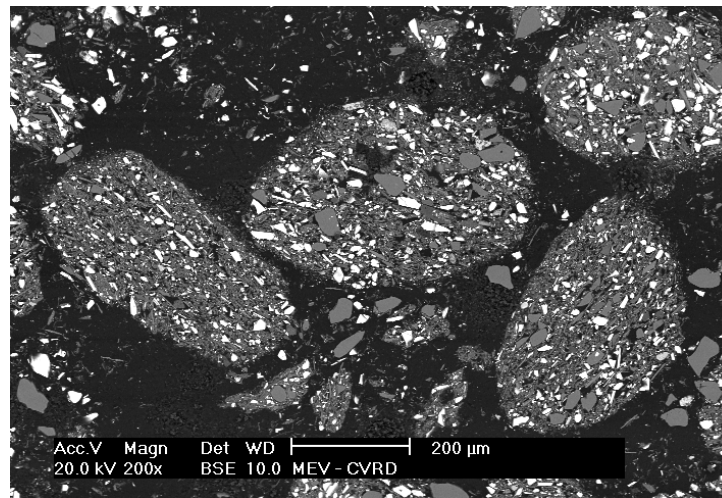


Figura 5.2.16 fração  $-45\mu\text{m}$  hematita (h), Quartzo (q)

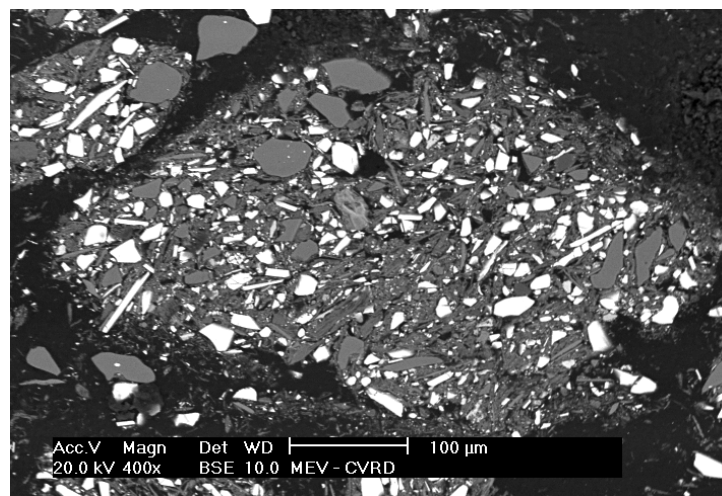


Figura 5.2.17 fração  $-45\mu\text{m}$  hematita (h), Quartzo (q)

### 5.3 – Concentração Magnética Testes Piloto

A tabela 5.3 apresenta os resultados das análises químicas nas faixas da alimentação do *ferrous Wheel*.

Tabela 5.3 - Química nas Faixas da Alimentação do *ferrous wheel*.

Malha µm	%retido simples	%retido acumulado	Composição Química (%)					
			Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	%PPC
106	1,81	1,8	8,68	86,54	0,008	0,96	0,083	0,68
75	3,53	5,3	11,70	82,54	0,008	0,92	0,084	0,69
45	7,70	13,0	16,56	75,07	0,009	1,17	0,115	0,79
31	5,81	18,9	49,87	21,73	0,011	0,82	0,120	0,81
22	8,71	27,6	52,88	20,80	0,014	0,92	0,140	0,82
16	19,71	47,3	51,89	20,41	0,023	1,62	0,216	1,14
11	14,67	61,9	56,55	12,91	0,037	2,98	0,349	2,00
8	7,32	69,3	50,99	16,80	0,050	5,43	0,493	3,12
<8	30,73	100,0	32,00	23,74	0,016	17,91	1,883	10,13
Global calculada			41,44	27,78	0,02	6,93	0,74	4,08

Os resultados dos testes foram reconciliados através do *software Usim Pac* versão 2.1. A tabela 5.3.1 apresenta as condições operacionais dos testes com o *ferrous wheel*.

Tabela 5.3.1 – Condições operacionais – Testes com o *ferrous wheel* piloto.

Teste	Dp Alim. t/m <sup>3</sup>	Ds Alim. t/m <sup>3</sup>	Vazão Alim. m <sup>3</sup> /h	Pressão água Rejeito Rougher kgf/cm <sup>2</sup>	Pressão água Rejeito Cleaner kgf/cm <sup>2</sup>	Pressão água Concentrado Rougher kgf/cm <sup>2</sup>	Pressão água Concentrado Cleaner kgf/cm <sup>2</sup>	Rotação rpm	% Sol Alim. cw	Massa Alim. t/h
41	1,33	3,62	3,68	0,50	0,50	3,25	2,50	1,00	34	1,68
42	1,34	3,62	3,13	0,50	0,50	3,25	2,50	1,00	35	1,47
43	1,35	3,62	3,04	0,50	0,50	3,25	2,50	1,00	36	1,47
44	1,35	3,58	4,05	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	36	1,97
45	1,35	3,58	4,05	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	36	1,97
47	1,34	3,68	3,21	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	35	1,50
48	1,33	3,68	3,13	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	34	1,42
49	1,35	3,58	5,11	0,50	0,50	3,25	2,50	2,50	36	2,48
50	1,35	3,58	5,30	0,50	0,50	3,25	2,50	2,50	36	2,57
51	1,32	3,58	3,42	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	34	1,52
52	1,33	3,58	3,01	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	34	1,38
53	1,34	3,58	3,09	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	35	1,46
54	1,27	3,64	4,08	0,50	0,50	3,25	2,50	1,50	29	1,52
55	1,33	3,64	1,42	0,50	0,20	3,25	3,25	1,50	34	0,65
56	1,33	3,58	5,60	0,50	0,20	3,25	3,25	2,50	34	2,56

A tabela 5.3.1 mostra as condições operacionais, que foram exploradas durante os testes de concentração magnética. O percentual de sólidos variou de 29% a 36%, a taxa horária variou de 0.65t/h a 2,56t/h e rotação de 1,0rpm a 2,5rpm.

A seguir os resultados dos testes com o *ferrous wheel*.

Tabela 5.3.2 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 41

Teste 41	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	43,34	25,07	6,99	0,108
Concentrado <i>Rougher</i>	35,90	64,42	3,89	3,50	0,040
Rejeito <i>Rougher</i>	64,10	31,53	36,93	9,92	0,143
Rejeito <i>Cleaner</i>	25,14	63,72	4,32	2,07	0,044
Concentrado <i>Cleaner</i>	10,76	66,06	2,89	1,01	0,027

Tabela 5.3.3 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 42

Teste 42	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	43,40	25,41	6,99	0,108
Concentrado <i>Rougher</i>	34,62	63,66	4,85	3,50	0,040
Rejeito <i>Rougher</i>	65,38	32,67	36,30	9,57	0,141
Rejeito <i>Cleaner</i>	25,16	62,80	5,45	2,41	0,049
Concentrado <i>Cleaner</i>	9,47	65,92	3,27	1,08	0,026

Tabela 5.3.4 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 43

Teste 43	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	43,42	25,29	6,99	0,108
Concentrado <i>Rougher</i>	36,56	64,83	3,77	3,50	0,040
Rejeito <i>Rougher</i>	63,45	31,09	37,68	9,92	0,143
Rejeito <i>Cleaner</i>	25,10	63,94	4,44	2,05	0,043
Concentrado <i>Cleaner</i>	11,46	66,76	2,30	0,81	0,023

Tabela 5.3.5 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 44

Teste 44	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	42,47	26,36	7,28	0,111
Concentrado <i>Rougher</i>	35,27	64,12	4,30	3,50	0,040
Rejeito <i>Rougher</i>	64,74	30,69	38,38	9,68	0,140
Rejeito <i>Cleaner</i>	23,65	62,74	5,36	2,31	0,047
Concentrado <i>Cleaner</i>	11,61	66,91	2,14	0,72	0,022

Tabela 5.3.6 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 46

Teste 46	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	42,35	26,87	7,28	0,111
Concentrado <i>Rougher</i>	39,01	64,02	4,69	3,50	0,040
Rejeito <i>Rougher</i>	61,00	28,50	41,06	9,71	0,138
Rejeito <i>Cleaner</i>	25,54	62,48	6,04	2,41	0,049
Concentrado <i>Cleaner</i>	13,47	66,94	2,15	0,72	0,023

Tabela 5.3.7 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 47

Teste 47	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	45,02	23,87	5,97	0,081
Concentrado <i>Rougher</i>	49,31	63,48	4,86	3,50	0,040
Rejeito <i>Rougher</i>	50,69	27,06	42,36	11,84	0,134
Rejeito <i>Cleaner</i>	39,74	62,75	5,42	2,26	0,055
Concentrado <i>Cleaner</i>	9,57	66,51	2,50	0,89	0,024

Tabela 5.3.8 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 48

Teste 48	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	45,41	23,39	5,97	0,081
Concentrado <i>Rougher</i>	49,14	64,61	3,74	3,50	0,040
Rejeito <i>Rougher</i>	50,87	26,86	42,37	12,20	0,147
Rejeito <i>Cleaner</i>	33,67	63,68	4,42	2,09	0,049
Concentrado <i>Cleaner</i>	15,46	66,64	2,25	0,91	0,028

Tabela 5.3.9 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 49

Teste 49	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	42,09	28,20	5,98	0,084
Concentrado <i>Rougher</i>	38,21	58,07	11,25	1,78	0,041
Rejeito <i>Rougher</i>	61,79	32,21	38,68	8,59	0,112
Rejeito <i>Cleaner</i>	27,51	54,91	14,49	4,28	0,070
Concentrado <i>Cleaner</i>	10,70	66,20	2,94	1,09	0,027

Tabela 5.3.10 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 50

Teste 50	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	42,44	27,79	6,18	0,087
Concentrado <i>Rougher</i>	39,16	58,90	9,73	2,68	0,053
Rejeito <i>Rougher</i>	60,84	31,85	39,42	8,58	0,113
Rejeito <i>Cleaner</i>	24,82	54,60	13,68	4,78	0,077
Concentrado <i>Cleaner</i>	14,34	66,32	2,90	1,08	0,025

Tabela 5.3.11 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 51

Teste 51	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	41,90	27,34	6,83	0,093
Concentrado <i>Rougher</i>	34,06	63,21	5,51	3,23	0,057
Rejeito <i>Rougher</i>	65,94	30,89	38,61	9,84	0,121
Rejeito <i>Cleaner</i>	20,39	60,29	8,03	3,24	0,055
Concentrado <i>Cleaner</i>	13,67	67,56	1,75	0,60	0,019

Tabela 5.3.12 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 52

Teste 52	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	41,54	27,86	7,06	0,094
Concentrado <i>Rougher</i>	33,68	62,70	6,09	2,26	0,042
Rejeito <i>Rougher</i>	66,33	30,80	38,91	9,38	0,117
Rejeito <i>Cleaner</i>	23,33	60,69	7,84	3,25	0,056
Concentrado <i>Cleaner</i>	10,34	67,25	2,15	0,72	0,020



Tabela 5.3.13 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 53

Teste 53	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	41,51	27,89	7,06	0,094
Concentrado <i>Rougher</i>	34,81	62,08	6,58	2,26	0,042
Rejeito <i>Rougher</i>	65,19	30,53	39,27	9,65	0,117
Rejeito <i>Cleaner</i>	22,26	59,40	8,87	3,38	0,056
Concentrado <i>Cleaner</i>	12,54	66,83	2,51	0,82	0,021

Tabela 5.3.14 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 54

Teste 54	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	43,18	25,92	6,24	0,090
Concentrado <i>Rougher</i>	39,10	65,12	4,30	2,26	0,042
Rejeito <i>Rougher</i>	60,90	29,09	39,80	10,74	0,128
Rejeito <i>Cleaner</i>	26,69	64,12	5,27	1,78	0,033
Concentrado <i>Cleaner</i>	12,42	67,27	2,22	0,73	0,022

Tabela 5.3.15 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 55

Teste 55	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	43,28	25,97	6,24	0,090
Concentrado <i>Rougher</i>	41,84	65,13	4,59	2,26	0,042
Rejeito <i>Rougher</i>	58,16	27,56	41,34	11,18	0,133
Rejeito <i>Cleaner</i>	28,00	64,07	5,53	1,68	0,034
Concentrado <i>Cleaner</i>	13,84	67,27	2,69	0,67	0,022

Tabela 5.3.16 – Teste *Ferrous Wheel* Piloto 56

Teste 56	Recuperação Massa (%) BM	Fe BM	SiO <sub>2</sub> BM	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> BM	P BM
Alimentação	100,00	41,68	27,23	7,31	0,097
Concentrado <i>Rougher</i>	37,14	62,13	7,04	2,26	0,042
Rejeito <i>Rougher</i>	62,87	29,59	39,15	10,08	0,122
Rejeito <i>Cleaner</i>	25,17	59,86	9,14	3,06	0,042
Concentrado <i>Cleaner</i>	11,97	66,91	2,62	0,83	0,023

Nota-se em todos os testes, que a recuperação em massa global máxima foi de aproximadamente 15%, e o menor teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado foi de 1,75%, o teor de ferro no rejeito *rougher* variou de 27,0% a 32,87%. Não foi possível recircular o rejeito *cleaner* devido à baixa densidade de sólidos. Em nenhum dos testes realizados obtivemos teores de SiO<sub>2</sub> dentro das especificações desejadas. Os melhores resultados obtidos foram com rotação de 1,5rpm e taxa de alimentação de até 1,5t/h.

O concentrado obtido apresentou redução significativa nos teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e P.

O equipamento necessita de grandes quantidades de água nova para os sprays de rejeito e concentrado, o que afeta o balanço hídrico da usina.

Mesmo com a peneira de proteção, após uma série de testes, as matrizes apresentaram problemas de entupimentos, resíduos que foram se alojando nas matrizes.

Diante desses resultados, optou-se por investigar a concentração por flotação.

#### 5.4 – Deslamagem Testes Piloto

Faz-se necessário a deslamagem antes da flotação. Nesta etapa foram utilizados hidrociclones convencionais de 4”, sendo o primeiro estágio de deslamagem, realizado na usina de Conceição, circuito montado para os testes e o segundo estágio foi realizado no centro de pesquisa tecnológicas de Itabira.

O percentual de sólidos no primeiro estágio de deslamagem foi de 20%, *apex* de 19mm, *vortex* de 30mm, *inlet* de 36mm, no segundo estágio de deslamagem o percentual de sólidos foi de 22%, *apex* de 11mm, *vortex* de 30mm e *inlet* 36 mm.

O *underflow* do primeiro estágio de deslamagem alimentou o segundo estágio e o *underflow* do segundo estágio alimentou uma peneira *derrick* de alta frequência.

A tabela 5.4.1 apresenta os testes de deslamagem

Tabela 5.4.1 – Teste deslamagem primeiro e segundo estágio

1º Estágio								
Fluxo	% Sólidos	Recuperação	Recuperação	Composição Química (%)				
-	-	Massa Teste (%)	Global (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Alimentação	20,00	100,00	100,00	42,72	24,41	0,108	8,36	2,010
<i>Underflow</i>	59,13	67,96	67,96	49,24	25,36	0,045	3,44	0,720
<i>Overflow</i>	6,32	32,04	32,04	28,26	23,39	0,242	18,90	4,650

2º Estágio								
Fluxo	% Sólidos	Recuperação	Recuperação	Composição Química (%)				
-	-	Massa Teste (%)	Global (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Alimentação	21,56	100,00	67,96	49,34	24,29	0,044	3,55	0,730
<i>Underflow</i>	75,24	88,61	60,22	51,93	24,39	0,021	1,27	0,190
<i>Overflow</i>	3,31	11,39	7,74	38,50	23,75	0,122	11,79	2,230

Nota-se que a recuperação em massa global na deslamagem foi de 60,22% e, houve um aumento no teor de ferro de 42,72% para 51,93% no *underflow* do segundo estágio de deslamagem. O teor de SiO<sub>2</sub>, manteve-se constante no *underflow* do segundo estágio. Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e P reduziram em muito no *underflow* do segundo estágio de deslamagem, proporcionando qualidades químicas que atendem a alimentação da flotação.

Amostras com granulometria abaixo de 45µm foram submetidas a análises mineralógicas com o objetivo de se determinar a composição mineralógica e a fonte dos principais contaminantes SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e MgO.

A seguir apresentamos as análises químicas nas faixas do *underflow* do segundo estágio de deslamagem.

Tabela 5.4.2 – química nas faixas do *underflow* do segundo estágio de deslamagem.

Malha	%retido	%retido	Composição Química (%)				
μm	simples	acumulado	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Global analisada			50,48	26,17	0,019	1,13	0,139
Global calculada			49,53	27,40	0,019	1,05	0,152
106	1,80	1,8	8,86	86,11	0,010	0,46	0,034
75	3,59	5,4	9,95	84,88	0,010	0,43	0,023
45	9,62	15,0	11,25	82,66	0,011	0,96	0,059
- 45 analisado			56,84	17,78	0,022	1,13	0,161
- 45 calculado			56,39	17,48	0,021	1,10	0,171
31	5,35	20,4	60,18	14,03	0,011	0,21	0,072
22	9,09	29,5	45,77	34,00	0,011	0,31	0,099
16	41,64	71,1	55,30	19,90	0,017	0,78	0,121
11	22,10	93,2	61,94	8,98	0,028	1,48	0,249
8	4,93	98,1	61,11	7,85	0,036	2,51	0,370
-8	1,87	100,0	43,47	18,84	0,058	6,20	0,459

## 5.5 – Flotação

### 5.5.1 Ensaios em bancada

A seguir os resultados dos testes de flotação em bancada.

Tabela 5.5.1 – Teste flotação bancada 01

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	2865,6	100,0	-	-	-	49,98	25,50	0,021	1,13	0,17
Con.	1287,2	44,9	61,7	1,0	12,8	68,60	0,55	0,025	0,42	0,22
Rej.	1578,4	55,1	-	-	-	34,80	45,85	0,017	1,70	0,12

Amido de mandioca:800g/t

Amina:30g/t

Percentual de sólidos CW=60%

pH=10.54

Tabela 5.5.2 – Teste flotação bancada 02

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	2864,5	100,0	-	-	-	49,66	25,80	0,019	1,10	0,16
Con.	1424,1	49,7	67,6	2,6	8,8	67,55	1,36	0,024	0,48	0,21
Rej.	1440,4	50,3	-	-	-	31,97	49,97	0,014	1,72	0,11

Amido de mandioca:800g/t

Amina:20g/t

Percentual de sólidos CW=60%

pH=10.54

Tabela 5.5.3 – Teste flotação bancada 03

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1493,2	100,0	-	-	-	48,96	27,07	0,019	1,15	0,16
Con.	734,5	49,2	68,6	1,2	13,3	68,25	0,67	0,025	0,49	0,23
Rej.	758,7	50,8	-	-	-	30,28	52,63	0,013	1,78	0,10

Amido de mandioca:800g/t

Amina:30g/t

Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.54

Tabela 5.5.4 – Teste flotação bancada 04

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1493,5	100,0	-	-	-	49,15	26,49	0,019	1,13	0,16
Con.	752,1	50,4	69,0	2,5	9,2	67,33	1,34	0,024	0,56	0,22
Rej.	741,4	49,6	-	-	-	30,71	52,01	0,013	1,71	0,11

Amido de mandioca:800g/t

Amina:20g/t

Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.54

Tabela 5.5.5 – Teste flotação bancada 05

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1492,6	100,0	-	-	-	49,58	26,01	0,019	1,10	0,16
Con.	753,4	50,5	69,3	1,1	14,0	68,07	0,59	0,025	0,48	0,23
Rej.	739,2	49,5	-	-	-	30,74	51,92	0,013	1,74	0,10

Amido de mandioca:800g/t

Amina:30g/t

Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.54

Tabela 5.5.6 – Teste flotação bancada 06

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1487,6	100,0	-	-	-	49,16	26,69	0,019	1,14	0,16
Con.	800,8	53,8	74,0	2,5	10,5	67,62	1,26	0,025	0,59	0,22
Rej.	686,8	46,2	-	-	-	27,64	56,35	0,012	1,78	0,09

Amido de mandioca:800g/t

Amina:20g/t

Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.54

Tabela 5.5.7 – Teste flotação bancada 07

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	2850,6	100,0	-	-	-	50,31	25,88	0,019	1,11	0,17
Con.	1125,0	39,5	53,9	0,9	11,1	68,67	0,62	0,024	0,43	0,23
Rej.	1725,6	60,5	-	-	-	38,34	42,34	0,016	1,56	0,14

Amido de mandioca:800g/t

Amina:30g/t

Percentual de sólidos CW=60%

pH=10.70

Tabela 5.5.8 – Teste flotação bancada 08

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	2839,3	100,0	-	-	-	49,60	26,31	0,019	1,13	0,17
Con.	1438,0	50,6	69,6	1,8	11,3	68,16	0,92	0,023	0,48	0,21
Rej.	1401,3	49,4	-	-	-	30,56	52,37	0,015	1,80	0,12

Amido de mandioca:800g/t

Amina:20g/t

Percentual de sólidos CW=60%

pH=11.15

Tabela 5.5.9 – Teste flotação bancada 09

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1484,7	100,0	-	-	-	49,76	26,36	0,019	1,13	0,17
Con.	620,5	41,8	57,2	1,3	10,3	68,11	0,79	0,025	0,51	0,24
Rej.	864,2	58,2	-	-	-	36,58	44,72	0,014	1,57	0,11

Amido de mandioca:800g/t

Amina:30g/t

Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.50



Tabela 5.5.10 – Teste flotação bancada 10

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1483,3	100,0	-	-	-	49,30	26,83	0,018	1,14	0,16
Con.	808,8	54,5	75,2	2,9	10,1	67,97	1,41	0,023	0,59	0,22
Rej.	674,5	45,5	-	-	-	26,92	57,31	0,013	1,81	0,10

Amido de mandioca:800g/t

Amina:20g/t

Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.85

Tabela 5.5.11 – Teste flotação bancada 11

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1487,7	100,0	-	-	-	49,21	26,54	0,019	1,17	0,17
Con.	693,6	46,6	64,6	1,3	11,9	68,19	0,73	0,025	0,50	0,24
Rej.	794,1	53,4	-	-	-	32,64	49,08	0,013	1,75	0,10

Amido de mandioca:1000g/t

Amina:30g/t

Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.70

Tabela 5.5.12 – Teste flotação bancada 12

Fluxos	Peso g	Recuperação			Seletividade Gaudin	Análise Química				
		massa	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Al. Anal.		-	-	-	-	50,38	26,12	0,020	1,10	0,14
Al. Calc.	1486,9	100,0	-	-	-	49,21	27,01	0,019	1,04	0,16
Con.	825,4	55,5	76,9	2,2	12,1	68,18	1,08	0,024	0,54	0,21
Rej.	661,5	44,5	-	-	-	25,55	59,36	0,012	1,66	0,09

Amido de mandioca:1000g/t

Amina:20g/t

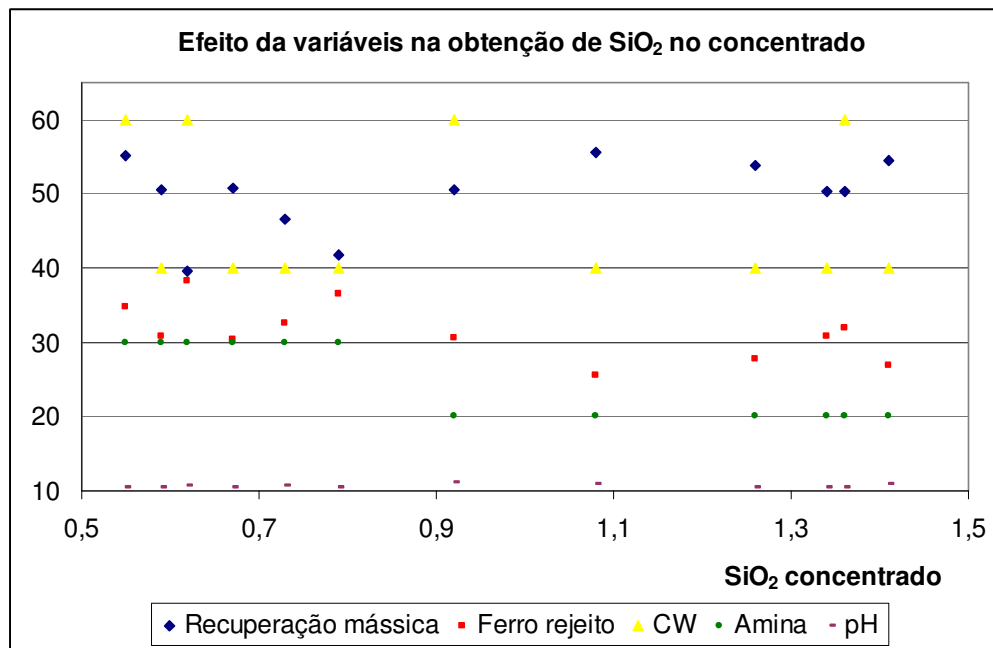
Percentual de sólidos CW=40%

pH=10.90

Os resultados dos ensaios em bancada foram promissores, portanto a próxima fase foi à realização de testes piloto.

O gráfico 5 mostra o efeito das variáveis na obtenção de  $\text{SiO}_2$  no concentrado.

Gráfico 5: efeito das variáveis na obtenção de  $\text{SiO}_2$  no concentrado.



A melhores resultados foram obtidos utilizando-se 30g/t de amina, percentual de sólidos na alimentação de 40%, e pH 10,50.

### 5.5.2 - Testes Flotação Piloto

As tabelas 5.5.13 e 5.5.14 apresenta os resultados dos testes de flotação piloto

Tabela 5.5.13 – Teste flotação Piloto.

Estágio <i>Rougher</i>							
Fluxo	Recuperação	Recuperação	Composição Química (%)				
–	Massa Teste (%)	Global (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Alimentação	100,00	60,22	51,41	23,62	0,020	0,98	0,186
CO <i>Rougher</i>	59,04	35,55	67,13	2,13	0,022	0,47	0,215
RJ <i>Rougher</i>	40,96	24,67	28,74	54,60	0,017	1,71	0,143

Estágio <i>Cleaner</i>							
Fluxo	Recuperação	Recuperação	Composição Química (%)				
–	Massa Teste (%)	Global (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Alimentação	100,00	35,55	67,08	2,29	0,023	0,48	0,210
CO <i>Cleaner</i>	76,68	27,26	68,39	0,69	0,022	0,34	0,204
RJ <i>Cleaner</i>	23,32	8,29	62,79	7,56	0,026	0,93	0,229

Amina:25g/t  
 CW=40%  
 Espuma *Rougher* = 15 cm  
 pH=10,50

Amido de Mandioca=880g/t  
 Tempo de Residência=12,25 minutos  
 Espuma *Cleaner* = 10cm

A amina foi dosada apenas no estágio *rougher*.

O teor de ferro no rejeito *rougher* ficou comprometido em função da aeração. O rejeito *cleaner*, não foi recirculado mas deverá ser objeto de estudo, recircular na alimentação *rougher* ou estudar um estágio *scavenger*, visando avaliar a qualidade química dos produtos e a recuperação mássica.

A recuperação mássica global foi de 27%, o teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado foi de 0,69% e o ferro no rejeito *rougher* foi de 29%.

A tabela 5.5.14 apresenta os resultados dos testes de flotação piloto

Tabela 5.5.14 – Teste flotação Piloto.

Estágio <i>Rougher</i>							
Fluxo	Recuperação	Recuperação	Composição Química (%)				
–	Massa Teste (%)	Global (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Alimentação	100,00	60,22	52,58	24,10	0,018	1,01	0,132
CO <i>Rougher</i>	69,39	41,79	66,84	4,50	0,017	0,57	0,226
RJ <i>Rougher</i>	30,61	18,43	22,04	64,89	0,014	1,97	0,106

Estágio <i>Cleaner</i>							
Fluxo	Recuperação	Recuperação	Composição Química (%)				
–	Massa Teste (%)	Global (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn
Alimentação	100,00	41,79	65,86	4,14	0,025	0,63	0,231
CO <i>Cleaner</i>	81,55	34,08	68,43	0,68	0,024	0,41	0,223
RJ <i>Cleaner</i>	18,45	7,71	54,49	19,42	0,029	1,61	0,267

Amina:29g/t  
 CW=45%  
 Espuma *Rougher* = 15 cm  
 pH=10,50

Amido de Mandioca=880g/t  
 Tempo de Residência=11 minutos  
 Espuma *Cleaner* = 10cm

Reduzindo-se a aeração e estagiando a amina, (20g/t no estágio *rougher* e 9g/t no estágio *cleaner*). foi possível reduzir o teor de ferro no rejeito *rougher*, e melhorar a recuperação em massa, sem comprometer a qualidade química do concentrado.

Os resultados dos testes piloto em células de flotação mecânicas atenderam as expectativas de qualidade e recuperação em massa.

Os balanços de massas dos testes de deslamagem e flotação piloto estão apresentados nas tabelas 5.5.15 e 5.5.16.

Balanço de massa dos testes de deslamagem e flotação piloto.

Tabela 5.5.15 – Balanço de massa da deslamagem e flotação piloto.

Fluxo	Recuperação		Composição Química (%)					
	Massa Teste (%)	Global (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	
1	Alimentação deslamagem	100,00	100,00	42,72	24,41	0,108	8,36	2,010
2	Underflow 1º estágio	67,96	67,96	49,24	25,36	0,045	3,44	0,720
3	Overflow 1º estágio	32,04	32,04	28,26	23,39	0,242	18,90	4,650
4	Underflow 2º estágio	88,61	60,22	51,93	24,39	0,021	1,27	0,190
5	Overflow 2º estágio	11,39	7,74	38,50	23,75	0,122	11,79	2,230
6	CO Flotação <i>Rougher</i>	59,04	35,55	67,13	2,13	0,022	0,47	0,215
7	RJ Flotação <i>Rougher</i>	40,96	24,67	28,74	54,60	0,017	1,71	0,143
8	CO Flotação <i>Cleaner</i>	76,68	27,26	68,39	0,69	0,022	0,34	0,204
9	RJ Flotação <i>Cleaner</i>	23,32	8,29	62,79	7,56	0,026	0,93	0,229

Balanço de massa dos testes de deslamagem e flotação.

Tabela 5.5.16 – Balanço de massa da deslamagem e flotação Piloto.

Fluxo	Recuperação Massa Teste (%)	Recuperação Global (%)	Composição Química (%)					
			Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	
1	Alimentação deslamagem	100,00	100,00	42,72	24,41	0,108	8,36	2,010
2	Underflow 1º estágio	67,96	67,96	49,24	25,36	0,045	3,44	0,720
3	Overflow 1º estágio	32,04	32,04	28,26	23,39	0,242	18,90	4,650
4	Underflow 2º estágio	88,61	60,22	51,93	24,39	0,021	1,27	0,190
5	Overflow 2º estágio	11,39	7,74	38,50	23,75	0,122	11,79	2,230
6	CO Flotação <i>Rougher</i>	69,39	41,79	66,84	4,50	0,017	0,57	0,226
7	RJ Flotação <i>Rougher</i>	30,61	18,43	22,04	64,89	0,014	1,97	0,106
8	CO Flotação <i>Cleaner</i>	81,55	34,08	68,43	0,68	0,024	0,41	0,223
9	RJ Flotação <i>Cleaner</i>	18,45	7,71	54,49	19,42	0,029	1,61	0,267

## 6 CONCLUSÕES

Os resultados desse trabalho mostraram ser possível produzir concentrados a partir do *underflow* do espessador de rejeito da usina de Conceição da Companhia Vale do Rio Doce.

A qualidade química e recuperação em massa atendem a premissa do trabalho, mesmo sem maiores otimizações. Ao recircular o rejeito da flotação *cleaner* ganha-se em recuperação em massa, sem comprometer a qualidade química do concentrado.

A deslamagem foi eficiente, eliminando os elementos deletérios como  $Al_2O_3$ , P e em alguns casos com redução da  $SiO_2$ .

A melhor opção de concentração estudada consistiu na utilização de circuitos de deslamagem em hidrociclones e concentração por flotação. O concentrado produzido apresentou um elevado teor de hematita granular e um baixo teor de fósforo.

O quartzo que constitui a principal fonte de  $SiO_2$  em praticamente todas as faixas granulométricas analisadas, exceto na fração  $-9\mu m$  foi removido no processo de flotação.

A elevada porcentagem de caulinita dá-se especialmente na fração mais fina  $-9\mu m$ , que corresponde a quase 40% da massa total, portanto especial atenção deve ser dispensada a deslamagem, pois uma possível ineficiência na deslamagem pode comprometer a flotação.

A partir da fração  $-20\mu m$ , tornam-se mais abundantes a caulinita e a muscovita que começam a contribuir de forma mais efetiva para o teor de  $SiO_2$ . Estes dois minerais, juntamente com a gibbsita, também respondem por quase todo o teor de  $Al_2O_3$  detectado nas amostras.

## 7 RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

O aumento da recuperação mássica de aproximadamente 2,0% na usina de beneficiamento, proveniente da recuperação do *underflow* do espessador de lamas, se reverterá em um melhor aproveitamento dos recursos naturais não renováveis do Quadrilátero Ferrífero.

Considerando 365 dias de operação no ano, 24horas por dia, temos 8760 horas por ano. Disponibilidade física da planta de flotação de 95% e utilização de 95%, temos 7905,9 horas úteis no ano. A taxa de *underflow* do espessador de lamas de 230t/h, temos  $230t/h * 7905,9h = 1818357t$  de *underflow* de lamas por ano. Considerando a recuperação na deslamagem de 60,22% e a recuperação na flotação de 34,0%, temos  $1818357t * .6022 * .34 = 372.304t$  de *pellet feed* ano.

Considerando uma margem de U\$18,00 por tonelada de *pellet feed*, o retorno estimado por ano é de  $372.304t * U\$18/t = U\$6701489$ . Considerando dólar médio de R\$2,20 o retorno anual será de aproximadamente R\$14.743.276,00. O custo estimado do projeto é de aproximadamente R\$9.000.000,00.

Destaca-se ainda o ganho de ordem ambiental de primordial relevância, pois aproximadamente 35% de toda a lama gerada no complexo de Conceição 400.000t/ano deixará de ser enviada para as barragens de contenção de rejeitos aumentando sua vida útil.



## 8 TRABALHOS FUTUROS

Otimização dos resultados obtidos nesse trabalho, utilizando-se hidrociclones de 6” no primeiro estágio de deslamagem e flotação em colunas.

Estudar a possibilidade de se concentrar a alimentação do espessador de lamas, como opção de melhor aproveitamento de água.

Estudo do aproveitamento dos *overflow* das deslamagens primárias e secundárias, através de uma planta de tratamento de efluentes, visando obtenção de água nova para a usina de Conceição.

Estender esses estudos para as demais unidades de concentração da CVRD.

## 9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 01 - CVRD. Mineração Itabira -Timbopeba. Rio de Janeiro: Companhia Vale do Rio Doce, 1988. 31p.
- 02 - CVRD. Descrição e fluxogramas - Relatório Interno Gerência de Processo GAWAS, 2001. p.21-29
- 03 - LEJA, J. Surface Chemistry of Froth Flotation. New York, Plenum Press: 758p. (1982).
- 04 - ADAMSON, A.W. Physical Chemistry of Surface. 2a. ed., New York, Interscience Publishers: 747p. (1967).
- 05 - ADAM; N.K. The Physics and Chemistry of Surfaces. New York. Dover Publications Inc.: 436p. (1968).
- 06 - PARKS, G. A. Adsorption in the Marine Environment. In: SKIRROW, G.; RILEY, J.P., editors, Chemical Oceanography, 2a edição., New York, Academic Press, vol.1: 241-308 (1975).
- 7 - GAUDIN, A.M. Flotation, 2a. ed., New York, McGaw-Hill: 573p. (1957).
- 08 - HAYDON, D.A. The Electrical Double Layer and Electrokinetic Phenomena. In: DANIELLI, J.F. et alii. Recent Progress in Surface Science. New York, Academic Press, vol.1: 94-158 (1964).

- 09 - JAMES, R.O.; PARKS, G.A. Characterization of Aqueous Colloids by Their Electrical Double-Layer and Intrinsic Surface Chemical Properties. In: MATIJEVIC, E. Surface and Colloid Science. New York, Plenum Press, vol. 12: 119-216 (1982).
- 10 - SHAW, D.J. Introdução à Química dos colóides e de superfícies. São Paulo, Edgard Blücher – EDUSP: 185p. (1975).
- 11 - SOMASUNDARAN, P.; ARBITER, N., editores, Beneficiation of Mineral Fines. New York, AIME Inc., 2 volumes: 1865p. (1980).
- 12 - FUERSTENAU, M.C. Flotation, A.M. Gaudin Memorial Volume. New York, AIME Inc., 2 volumes: 1341p. (1976).
- 13 - DE ARAUJO, A.C. Influência de Íons de Alumínio e Caulinita na Flotação Catiônica de Quartzo e Hematita. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG: 121p. (1982).
- 14 - COELHO, E.M. The Flotation of Oxidized Copper Minerals: An Infrared Spectroscopic Study. Vancouver, The University of British Columbia: 184 p. (1972).
- 15 - HORNSBY, D.; LEJA; J. Selective Flotation and Its Surface Chemical Characteristics. In: MATIJEVIC, E. Surface and Colloid Science. New York, Plenum Press, vol.12: 217-313 (1982).
- 16 - COELHO, E.M. Mecanismos de adsorção de reagentes de flutuação em superfícies de minerais oxidados de cobre. Metalurgia ABM, 30, 195: 109-113 (1974).

- 17 - TAGGART, A.F. et alii. Experiments with Flotation Reagents. Trans. AIME, 87: 285-368 (1930).
- 18 - DU RIETZ, C. Surface Chemistry. Stockholm, Div. Mineral Proc., Royal Institute Technology: p.21 (1965), op. cit. Coelho (37).
- 19 - GAUDIN, A.M.; FUERSTENAU, D.W. Quartz Flotation with Anionic Collectors, Trans. AIME, 202: 66-72 (1955).
- 20 - GAUDIN, A.M.; FUERSTENAU, D.W. Quartz Flotation with Cationic Collectors, Trans. AIME, 202: 958-962 (1955).
- 21 - SMITH, R.W.; AKTHAR, S. Cationic Flotation of Oxides and Silicates. In: FUERSTENAU, M.C. Flotation. A.M.Gaudin Memorial Volume. New York, AIME, Inc., vol.1: 87-116 (1976).
- 22 - CIMINELLI, V.T. Et alii. Flotação Catiônica de Minério Silicoso de Manganês, In: CASTRO, S.; ALVAREZ, J. Avances en Flotación. Concepción, Universidad de Concepción, Vol. 4: 245-258 (1979).
- 23 - FUERSTENAU, M.C. PALMER, B.R. Anionic Flotation of Oxides and Silicates. In: FUERSTENAU, M.C. Flotation, A.M. Gaudin Memorial Volume. New York, AIME Inc., Vol.1: 148-196 (1976).
- 24 - SOMASUNDARAN, P. The Role of Ionomolecular Surfactant Complexes in flotation. Int. J. Mineral Proc., 3: 35-40 (1976).

- 25 - KULKARNI, R.D. et alii. Flotation Mechanism Based on Ionomolecular Complexes. XII Int. Min. Process. Congress. São Paulo, Iron, vol. II: 80-94 (1977).
- 26 - COELHO, E. M. Separação de Minerais de Rochas fosfáticas e de Minérios de Ferro por Flotação e por Agregação Seletiva: Tese de Concurso para Professor Titular do Departamento de Engenharia Química. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1984, 232p.
- 27 - BONICATO, L.P. Elutriator Installation Upgrades Groveland's Capacity. Mining Engineering, Mar.: 63-65 (1968).
- 28 - BUNGE, F.H. et alii. Developments and Realizations in the flotation of Iron Ore in North America. In: XII Int. Min. Proc. Congress., São Paulo, Iron, Vol. II: 7-63 (1977).
- 29 - COELHO, E. M. Aspectos Relevantes da Flocação Seletiva. Rio de Janeiro, VI Encontro Nacional de Tratamento de Minério e Hidrometalurgia.: ano XLIII, 24p,1979.
- 30 - COELHO, E. M. Flocação Seletiva: Princípios Básicos e Aplicações. Anais do IV Encontro Nacional de Tratamento de Minério e Hidrometalurgia. São José dos Campos: 53-65 (1976).
- 31 - SISSELMAN; R. Cleveland. Cliffs Takes the Wraps off Revolutionary New Tilden Iron Ore Process. Mining Engineering, J., Oct: 79-84 (1975).

- 32 - COLOMBO; A.F.; FROMMER, D.W. Cationic Flotation of Mesabi Range Oxidized Taconite. In: FURSTENAU, M.C. Flotation, A.M. Gaudin Memorial Volume. New York, AIME Inc., vol.2 1285-1304 (1976).
- 33 - PERES, A.E.C et alii. Flotação. Espessamento. Filtragem. Deslamagem e Flocculação Seletiva. In: COELHO, E.M. Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, In Memorian Prof. Paulo Abib Andery, Recife, ITEP-CNPq: 205-286 (1980)
- 34 - GONTIJO, M. D. Flotação da Usina Cauê (CVRD): Otimização por Modelos Matemáticos e Simulação de Processo (Dissertação de Mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas – Área de Tecnologia Mineral). Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2000.
- 35 - OLIVEIRA, A.P.A., TOREM, M.L. Aspectos Fundamentais do Comportamento de Colóides em Suspensões – Estudo de Casos. In: XVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa e I Seminário de Química de Colóides Aplicada à Tecnologia Mineral, 23 a 26 de Agosto de 1998, Águas de São Pedro, SP, p. 607 – 625.
- 36 - SOUZA Jr, M.; BRANDÃO, P.R.G. Minério de Ferro Itabirítico Anfíbolítico da Mina de Alegria, Caracterização Tecnológica. In: I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, 14 a 17 de Outubro de 1996, Ouro Preto, MG, p. 01 – 18.
- 37 - QUEIROZ, L. A. Emprego da Atrição na deslamagem: Efeito na flotação reversa de minérios Itabiríticos. (Dissertação de Mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas – Área de Tecnologia Mineral) Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 165p. (2003).

- 38 - SILVA, R.V.G. Efeito da Alumina na Flotação de um Minério Misto Hematítico – Itabirítico da Mina do Pico. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1999, 174 p. (Dissertação de Mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas – Área de Tecnologia Mineral).
- 39 - IWASAKI, I.; COOKE, S.R.B.; HARRAWAY, D.H.; CHOI, H.S. Iron Wash Ore Slimes – Some Mineralogical and Flotation Characteristics. Trans. SME-AIME, Vol.223. p.97-108.1962.
- 40 - MAGRIOTIS, R.S. Efeito do Tipo de Amina na Flotação Catiônica Reversa de um Minério Itabirítico. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1995, 189 p. (Dissertação de Mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas – Área de Tecnologia Mineral).
- 41 - SANTOS, L.D.; BRANDÃO, P.R.G. Aspectos Microestruturais de Finos de Minérios de Ferro: Estudo Visando Detectar Fases Portadoras de Alumínio. In: II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Aglomeração, 17 a 20 de Outubro de 1999, Ouro Preto, MG, ABM, p. 427 – 442.
- 42 - KLASSEN, V.I.; Mokrousov, V.A. An Introduction to the Theory of Flotation, Butterworths, Londres, 1963, 493p.
- 43 - CALIXTO, M. F. Rotas para Concentração de Rejeitos de Minério de Ferro Itabiríticos (Dissertação de Mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas – Área de Tecnologia Mineral). Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2001.
- 44 - SANTOS, I.J. Estudo de Produção de Concentrados de Minério de Ferro a Partir dos Rejeitos da Barragem de Germano. (Dissertação de Mestrado, Curso de

Pós-Graduação em Engenharia de Minas – Área de Concentração). Ouro Preto: Escola de Engenharia da UFOP, julho 2003, 107p.

- 45 - FERREIRA; A.D. Minérios Extração e Processamento. Minerales Extracion e Processamento. Minérios e Minerales. Ano 18. Nº. 207.
- 46 – SANT’AGOSTINO, L.M.; KAHN, H., Metodologia para Caracterização Tecnológica de Matérias Primas – Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP, BT/PMI/069 Departamento de Engenharia de Minas, 29p., 1977, São Paulo.
- 47 – KAHN, H., Difração de Raios X – Curso de Caracterização Tecnológica de matérias Primas Minerais, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas, Laboratório de Caracterização Tecnológica , Maio de 2001.
- 48 – KAHN, H., Microscopia Eletrônica de Varredura e Microanálise Química – Curso de Caracterização Tecnológica de matérias Primas Minerais, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas, Laboratório de Caracterização Tecnológica , Maio de 2001.