

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Dissertação de Mestrado

Produção de um *pellet feed* a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da
SAMARCO

Autor: Marcos Gomes Vieira

Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres

Outubro/2008

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

PRODUÇÃO DE UM *PELLET FEED* A PARTIR DA CONCENTRAÇÃO DO REJEITO
DA FLOTAÇÃO MECÂNICA DA SAMARCO

Marcos Gomes Vieira

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. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

2008

DEDICATÓRIA

À memória da minha querida mãe Policena.
À minha esposa Jaqueline e ao meu filho Matheus.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos que, direta ou indiretamente, colaboraram na execução deste trabalho e, em especial:

À Diretoria da Samarco Mineração S.A., por incentivar o estudo e o desenvolvimento pessoal e profissional de seus empregados.

Ao professor Antônio Eduardo Clark Peres, pela brilhante orientação e amizade.

A Joaquim Donda, Paulo Mapa e Domingos Queiroz, pelos constantes ensinamentos e valiosa orientação profissional.

A João Pedro da Silva, Maury de Souza, Mauro Carvalho, Alessandra Prata, João Batista, Ivan Santos e Álvaro Resende, por todo o incentivo e por terem propiciado condições para a realização deste trabalho.

Aos professores Paulo Brandão e Raul Zanoni, e ao bolsista de iniciação científica Roberto Lois, pela grande ajuda na caracterização da amostra.

A toda equipe dos laboratórios Químico, Físico e Controle de Processo, sobretudo ao Márcio Aparecido, Leônidas, João Miranda, Gamarano, Pedro e Alan, pela execução dos ensaios e análises.

A João Paulo e Leilane de Freitas, pelo acompanhamento dos testes e confecção de planilhas de resultados.

Aos engenheiros Paulo Edmundo e Roberto Meilus (INBRÁS-ERIEZ), Gustavo Queiroz (OUTOTEC) e Cláudio Ribeiro (GAUSTEC), pelo empréstimo dos equipamentos e inestimável ajuda.

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	15
2	OBJETIVO	17
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	18
3.1	Descrição do processo produtivo da SAMARCO	18
3.2	Estudos de concentração a partir dos rejeitos da barragem de Germano	23
3.3	Concentração magnética de rejeitos utilizando <i>Ferrous Wheel</i> piloto	25
3.4	Concentração de rejeitos utilizando concentrador eletromagnético de carrossel (<i>WHIMS</i>).....	26
3.4.1	Concentração magnética do rejeito da flotação convencional	27
3.4.2	Concentração magnética da composição de “rejeitos finos”.....	30
3.4.3	Circuito de concentração de rejeitos proposto.....	30
3.5	Separador magnético SLon	35
3.6	Flotação reversa e direta de minério de ferro.....	37
4	METODOLOGIA	39
4.1	Amostragem e preparação da amostra	39
4.2	Caracterização da amostra.....	39
4.2.1	Análise química quantitativa.....	40
4.2.2	Análise granulométrica.....	41
4.2.3	Microscopia óptica de luz refletida	41
4.2.4	Difração de raios-X por faixa.....	42
4.2.5	Microscopia eletrônica de varredura e microanálise.....	42
4.3	Ensaio tecnológicos	42
4.3.1	Concentração magnética utilizando Minimag e WHC (<i>WHIMS</i>)	43
4.3.2	Concentração magnética utilizando SLon	44
4.3.3	Flotação reversa	44

4.3.4	Flotação direta	45
5	RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	46
5.1	Amostragem e preparação da amostra	46
5.2	Caracterização da amostra.....	46
5.2.1	Análise granulométrica e química das frações	46
5.2.3	Microscopia óptica de luz refletida	48
5.2.4	Difração de raios-X	50
5.2.5	Microscopia eletrônica de varredura e microanálise.....	51
5.3	Ensaio tecnológicos	53
5.3.1	Concentração magnética utilizando o Minimag	53
5.3.2	Comparação entre Minimag x WHC-05S	60
5.3.3	Concentração magnética utilizando SLon-500	70
5.3.4	Concentração por flotação reversa	71
5.3.5	Concentração por flotação direta	74
6	CONCLUSÕES	76
7	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	77
8	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	78
9	ANEXOS	80
	Anexo I – Distribuição granulométrica e teores das frações simples.....	80
	Anexo II – Resultados dos testes de concentração com o Minimag.....	81
	Anexo III – Comparações WHC x Minimag e rejeito flotação mecânica x composição dos rejeitos de flotação	82
	Anexo IV – Testes de flotação em bancada do pré-concentrado obtido pelo WHC..	84
	Anexo V – Testes de flotação em bancada do pré-concentrado obtido pelo Minimag	85
	Anexo VI – Testes de flotação em bancada do pré-concentrado obtido pelo Minimag (composição dos rejeitos de flotação)	86

Anexo VII – Análise do teor de ferro das alíquotas coletadas nos testes em coluna piloto	87
Anexo VIII – Fluxograma e balanço de massas proposto para a planta de concentração dos rejeitos de flotação da SAMARCO	89
Anexo IX – Testes de concentração do rejeito da flotação mecânica utilizando o SLon-500	90

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Fluxograma simplificado do concentrador da SAMARCO.....	22
Figura 3.2 - Desenho esquemático de um concentrador eletromagnético de carrossel (GAUSTEC, 2008)	27
Figura 3.3 - Análise mineralógica de alguns pré-concentrados (MOLR).....	29
Figura 3.4 - Fluxograma proposto para a planta de concentração de rejeitos.....	31
Figura 3.5 - Fluxograma proposto do circuito de colunas para a planta de concentração de rejeitos (ROSA, 2007-II).....	32
Figura 3.6 - Queda dos teores de ferro nos rejeitos do concentrador de Germano.....	33
Figura 3.7 - Desenho esquemático do separador SLon (ZENG e DAHE, 2003).....	36
Figura 4.1 - Fluxograma elaborado para caracterização da amostra.....	40
Figura 5.1 - Distribuição granulométrica da amostra.	47
Figura 5.2 - Distribuição das fases mineralógicas da amostra (MOLR).	49
Figura 5.3 - Distribuição das fases mineralógicas contendo ferro da amostra (MOLR).	50
Figura 5.4 - Fotomicrografia da fração +37 μ m do rejeito da flotação mecânica.....	51
Figura 5.5 - Detalhe de uma inclusão de hematita em partícula de quartzo na fração +37 μ m do rejeito da flotação mecânica.....	52
Figura 5.6 - Fotomicrografia da fração -37 μ m do rejeito da flotação mecânica.....	53
Figura 5.7 - Curva de teor e recuperação de ferro em função do aumento do campo magnético (taxa equivalente de 200t/h, porcentagem de sólidos na alimentação de 40%, rotação do carrossel em 4rpm, pressão de <i>spray</i> de lavagem de médios de 0,5kgf/cm ²).	55

Figura 5.8 - Curva de teor e recuperação de ferro em função do aumento do percentual de sólidos na alimentação e da pressão de lavagem dos médios (taxa equivalente de 150t/h).	56
Figura 5.9 - Curva de teor e recuperação de ferro em função da velocidade de rotação do carrossel (30% sólidos na alimentação, pressão de lavagem dos médios de 3kgf/cm ² e taxa equivalente de 150t/h).	57
Figura 5.10 - Fotomicrografia do concentrado do Minimag na fração +37µm.	58
Figura 5.11 - Fotomicrografia da fração -37µm do concentrado obtido pelo Minimag.	59
Figura 5.12 - Comparação dos resultados WHC x Minimag e rejeito da flotação mecânica x composição dos rejeitos.	61
Figura 5.13 - Redução de sílica no concentrado final em função do aumento da dosagem de amina.	63
Figura 5.14 - Redução da recuperação de ferro em função do aumento da dosagem de amina.	64
Figura 5.15 - Curvas teor de sílica e recuperação de ferro em função da dosagem de amina em testes de flotação em coluna piloto.	67
Figura 5.16 - Comparação das curvas de recuperação de ferro e teor de sílica para flotação em bancada e flotação em coluna piloto.	68
Figura 5.17 - Curvas de recuperação e teor para a concentração do rejeito da flotação mecânica utilizando o SLon-500.	71
Figura 5.18 - Curvas de recuperação e teor em função da dosagem de amina e amido.	73
Figura 5.19 - Curvas de teor e recuperação de ferro em função da dosagem de ácido oléico e de silicato de sódio.	75

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1 - Especificações dos produtos do concentrador da SAMARCO.....	22
Tabela III.2 - Massa de rejeitos do concentrador de Germano em 2007.....	23
Tabela III.3 - Resumo dos resultados dos ensaios de concentração	24
Tabela III.4 - Resultados de 13 testes de pré-concentração (valor mínimo a valor máximo; média).....	28
Tabela III.5 - Produção de um concentrado final a partir da combinação concentração magnética e flotação em coluna.....	29
Tabela III.6 - Teste exploratório de flotação em bancada do rejeito da flotação convencional	37
Tabela III.7 - Classificação do concentrado obtido no teste exploratório	38
Tabela V.1 - Comparação das análises químicas da amostra estudada e da média desse rejeito em 2007	46
Tabela V.2 - Distribuição granulométrica e teores das frações retidas acumuladas	48
Tabela V.3 - Difração de raios-X da amostra do rejeito da flotação mecânica.....	50
Tabela V.4 - Compilação de 12 testes de pré-concentração utilizando o Minimag (valor mínimo a valor máximo; média)	54
Tabela V.5 - Testes de flotação em bancada do concentrado gerado pelo Minimag ...	59
Tabela V.6 - Compilação dos resultados comparativos entre WHC x Minimag e rejeito da flotação mecânica x composição dos rejeitos da flotação (valor mínimo a valor máximo; média).	62
Tabela V.7 - Especificações dos concentrados finais obtidos através de concentração magnética e flotação em bancada (80g/t amina).....	65
Tabela V.8 - Comparação flotação em bancada x flotação em coluna piloto.....	66

Tabela V.9 - Especificações dos concentrados finais obtidos através de concentração magnética e flotação em coluna piloto (80g/t de amina).....	69
Tabela V.10 - Simulações de produção de concentrado e de recuperações mássica e de ferro da SAMARCO.....	70
Tabela V.11 - Testes de flotação reversa em bancada do rejeito da flotação mecânica	72
Tabela V.12 - Testes de flotação direta do rejeito da flotação mecânica	74

LISTA DE NOTAÇÕES

AQQT	análise química quantitativa
Blaine	área de superfície específica das partículas (cm^2/g), determinada em um permeômetro de Blaine
d_{50}	tamanho no qual 50% das partículas que entram no classificador se dirigem para o <i>undersize</i>
DRX	difração de raios-X
EDS	espectrômetro de raios-X dispersivo em energia
EEUFMG	Escola de Engenharia da UFMG
F_{80}	tamanho no qual 80% das partículas que entram no classificador se dirigem para o <i>undersize</i>
G	goethita
HE	hematita especular
HP	hematita porosa
MA	magnetita
MEV	microscópio eletrônico de varredura
MOLR	microscopia óptica de luz refletida
OT	outros minerais
PPC	perda por calcinação
QL	quartzo livre
QM	quartzo misto
WHIMS	<i>wet high intensity magnetic separator</i>

RESUMO

Este trabalho investigou a possibilidade de se produzir um *pellet feed* com 1,0% de sílica a partir de uma amostra representativa do rejeito da flotação mecânica.

Essa amostra continha 11,0% de ferro e um F_{80} e um d_{50} de 116 μ m e 63 μ m, respectivamente. Verificou-se uma alta concentração de sílica nas frações grosseiras e uma maior concentração de ferro na fração -37 μ m, sendo que a hematita especular é a fase mineralógica mais abundante nessa fração.

Os ensaios tecnológicos envolveram quatro rotas: concentração magnética utilizando Minimag (*WHIMS*), concentração magnética utilizando SLon, flotação reversa e flotação direta. As rotas utilizando o concentrador magnético SLon, flotação reversa e flotação direta apresentaram resultados inferiores à premissa adotada neste estudo, que era a de se obter um teor de ferro no concentrado *rougher* maior que 34% e uma recuperação de ferro superior a 80%, não sendo realizados testes de concentração (etapa *cleaner*) com os concentrados obtidos utilizando essas três rotas.

Foram realizados durante dez dias testes comparativos entre dois concentradores eletromagnéticos piloto: Minimag, fabricado pela GAUSTEC, e WHC, fabricado pela INBRÁS-ERIEZ. Esses testes utilizaram parte do fluxo de rejeito da flotação mecânica. Durante esses dias foram feitos também testes comparativos de uma amostra formada pela composição de todos os rejeitos de flotação. Não houve diferenças significativas entre os dois equipamentos e ao se comparar o rejeito da flotação mecânica com a composição de todos os rejeitos do concentrador de Germano.

A melhor opção de rota estudada consistiu em se utilizar concentradores eletromagnéticos de carrossel (*WHIMS*) como etapa *rougher* e colunas como etapa *cleaner*. Utilizando essa rota foi possível produzir um *pellet feed* com 1,0% de sílica e um alto teor de hematita especular.

ABSTRACT

This work investigated the possibility to produce a pellet feed with 1.0% of silica using a representative sample of the mechanical flotation tailings.

This sample contained 11.0% Iron and presented a F_{80} and a d_{50} of 116 μm and 63 μm , respectively. Higher silica content was verified in the coarser fractions and larger iron content in the fraction $-37\mu\text{m}$. The specular hematite is the most abundant mineralogical phase in fraction $-37\mu\text{m}$.

The technological tests involved four routes: magnetic concentration using Minimag (WHIMS), magnetic concentration using SLon, reverse flotation and direct flotation. The routes using the magnetic concentrator SLon, reverse flotation and direct flotation presented inferior results compared with the premise adopted in this study, that was obtaining an iron content in the concentrate (rougher stage) higher than 34% and an iron recovery superior to 80%, not being accomplished concentration tests (cleaner stage) with the concentrate achieved using those three routes.

Comparative tests between two pilot WHIMS, Minimag, supplied by GAUSTEC, and WHC, supplied by INBRÁS-ERIEZ, were accomplished for ten days. Those tests used part of mechanical flotation tailings. For those days were made comparative tests of a sample also formed by the composition of all flotation tailings. There were no significant differences between performances of the two separators. When comparing mechanical flotation tailings with the composition of all the flotation tailings, the results were also similar.

The best studied route consisted of using WHIMS as a rougher stage and columns as a cleaner stage. Using this route, it was possible to produce a pellet feed with 1.0% silica and with high specular hematite content.

1 INTRODUÇÃO

O tratamento de minérios de ferro da SAMARCO foi iniciado em 1977, com a lavra da Mina de Germano. A SAMARCO foi a pioneira no Brasil no beneficiamento do itabirito especularítico friável pobre, com teores médios de ferro na faixa de 49%. A tecnologia utilizada na concentração também foi pioneira para minérios de ferro: a utilização de flotação catiônica reversa em células mecânicas de sub-aeração.

Com a exaustão da Mina de Germano, foi iniciada a lavra da Mina de Alegria em 1991. Os minérios desta nova mina apresentavam uma cinética de flotação mais desfavorável se comparada àquela dos minérios da Mina de Germano, exigindo assim um maior tempo de residência. Nesse período foi instalado o primeiro circuito de colunas de flotação para minérios de ferro no Brasil, o que proporcionou o aumento do tempo de residência adequado à flotação desses minérios.

Em 2005 foram instaladas no concentrador de Germano as primeiras células de grande volume (*tank cells*) para concentração de minérios de ferro, possibilitando um aumento de capacidade de 15,5 para 16,5 milhões de toneladas de concentrado por ano.

A SAMARCO terá um aumento de capacidade de 16,5 para 23,5 milhões de toneladas de concentrado por ano em 2008, com a construção de mais um concentrador e da terceira usina de pelotização. Mais uma expansão já está planejada.

O aumento de capacidade implica em busca de um melhor aproveitamento de reserva. Um melhor aproveitamento de reserva é dependente de um maior conhecimento dos recursos geológicos através do suporte amostral (quantidade e profundidade dos furos de sonda), de teores de corte mais baixos para uma ou mais variáveis controladas pelo planejamento de mina e maximização da recuperação de ferro. Buscando um aumento na recuperação de ferro, SANTOS (2003) e VIEIRA e QUEIROZ (2004, 2006) estudaram rotas de concentração dos rejeitos do concentrador de Germano, utilizando separadores magnéticos do tipo *Ferrous Wheel* e concentradores eletromagnéticos de carrossel (WHIMS). Os concentrados obtidos apresentaram um alto teor de hematita especular, variável importante para o aumento da qualidade física

das pelotas. A maior recuperação de hematita especular implica também em um melhor aproveitamento da reserva. Além disto, a concentração de rejeitos colabora na redução de resíduos dispostos ao meio ambiente e na utilização dos recursos naturais disponíveis.

Um estudo conceitual do projeto denominado “concentração magnética de rejeitos” foi realizado a partir dos testes realizados por VIEIRA e QUEIROZ (2006). A planta de recuperação de ferro dos rejeitos seria composta por oito concentradores eletromagnéticos de carrossel WHC-150D para o “rejeito grosso” e três concentradores eletromagnéticos de carrossel WHC-150D para o “rejeito fino”. O pré-concentrado produzido alimentaria um circuito de dez colunas, composto por estágios *rougner*, *cleaner*, *scavenger* primário e *scavenger* secundário. Seriam necessários ainda dois espessadores para o rejeito dos concentradores eletromagnéticos de carrossel. De 2006 (época em que foram realizados os testes) até agora os teores de ferro nos rejeitos sofreram uma queda expressiva graças a melhorias feitas no concentrador de Germano, aumentando-se assim o risco deste investimento.

O estudo de outras rotas de concentração dos rejeitos da SAMARCO torna-se então fundamental. Somado ao exposto, a apresentação de um estudo com rotas alternativas também faz parte da política dos acionistas da SAMARCO.

2 OBJETIVO

O objetivo deste trabalho é estudar diferentes rotas para a produção de um *pellet feed* com um teor máximo de sílica de 1,0% a partir da concentração dos minerais de ferro contidos no rejeito da flotação mecânica da SAMARCO.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão dos principais trabalhos sobre concentração de minerais de ferro a partir dos rejeitos do concentrador da SAMARCO, bem como uma descrição sucinta dos métodos e máquinas de concentração que serão utilizados neste estudo.

3.1 Descrição do processo produtivo da SAMARCO

A SAMARCO possui unidades industriais em dois estados brasileiros, com operações realizadas de forma integrada e simultânea.

Em Minas Gerais, localiza-se a unidade industrial de Germano, situada no município de Mariana, onde são feitas as operações de extração do minério, beneficiamento e o início do transporte do concentrado de minério de ferro. O transporte é feito por um mineroduto de 398km que liga as duas unidades.

No Espírito Santo, está instalada a unidade industrial de Ponta Ubu, no município de Anchieta, que possui operações de preparação da polpa, pelotização, estocagem e embarque de pelotas de minério de ferro e *pellet feed*. O embarque é efetuado em porto próprio e escoia a produção para clientes na Europa, Ásia, África, Oriente Médio e Américas.

Anualmente são lavradas cerca de 27 milhões de toneladas de minério itabirítico, proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9. O minério lavrado é transportado por dois sistemas de correias transportadoras até uma instalação de peneiramento e britagem, a seco, onde a granulometria é reduzida de -150mm para -12,5mm. Após a etapa de britagem, o minério é estocado numa pilha com capacidade de 20.000t, de onde é retomado por quatro alimentadores rotativos para o concentrador de Germano.

No concentrador, o minério é alimentado inicialmente em dois moinhos de bolas de 5,18m x 8,53m e potência instalada de 6000HP. Essa etapa é denominada pré-moagem e nela ocorre a primeira adição de água de processo, de forma que esses moinhos trabalhem com uma polpa com 78% de sólidos em peso.

Após a pré-moagem, o minério segue para a etapa de moagem primária, composta por quatro moinhos de bolas de 4,27m x 5,18m e potência instalada de 1750HP. Esses moinhos operam em circuito fechado reverso com baterias de hidrociclones de 0,66m (26") de diâmetro. O *overflow* dos ciclones primários constitui o produto das etapas de moagem pré-primária e moagem primária e possui aproximadamente 8 a 12% de material com granulometria superior a 149 μ m. Dessa forma, as espécies minerais encontram-se bem liberadas e no tamanho adequado para o processo de flotação.

Após as etapas de pré-moagem e moagem primária, o minério é deslamado em três estágios de ciclonagem, constituído por baterias de ciclones com diâmetros de 0,38m (15"), 0,25m (10") e 0,10m (4"). Para se obter uma deslamagem eficaz, adiciona-se hidróxido de sódio à polpa para elevação do pH. O grau ótimo de dispersão da polpa ocorre em uma faixa de pH entre 8,5 e 9,0.

A lama (*overflow* do segundo e do terceiro estágio de ciclonagem) é direcionada para a planta de recuperação de finos. O *underflow* do segundo estágio segue para a etapa de flotação mecânica e o *underflow* do terceiro estágio segue para a etapa de flotação em coluna.

A etapa de flotação mecânica é composta por quatro linhas independentes, sendo cada linha constituída por: um condicionador primário; um condicionador secundário; um banco *rougher*, com quatro células; um banco *cleaner* primário, com três células; um banco *scavenger* primário, com quatro células e um banco *cleaner* secundário, com três células. Cada célula possui um volume de 14,16m³ (500ft³).

Essa etapa do processo inicia-se com o condicionamento, nos condicionadores primário e secundário, do minério proveniente do *underflow* do segundo estágio da deslamagem, com o amido de milho gelatinizado. O condicionador secundário

alimenta, por transbordo, o banco *rougher*. Nesse ponto é adicionada a amina, que atua como espumante e coletor das partículas de quartzo.

O *underflow* das células *rougher* alimenta a etapa *cleaner* primário. O *underflow* das células *cleaner* primário alimenta o banco *cleaner* secundário. O *underflow* do banco *cleaner* secundário é o concentrado final da etapa de flotação mecânica.

O *overflow* das etapas *rougher* e *cleaner* primário alimenta a etapa *scavenger*. O *underflow* da etapa *scavenger* e o *overflow* da etapa *cleaner* secundário retornam na alimentação da etapa *rougher*. O *overflow* da etapa *scavenger* constitui o rejeito final da flotação mecânica, sendo direcionado à Cava de Germano.

O concentrado do circuito de células mecânicas alimenta três baterias de ciclones de 0,25m (10") de diâmetro. O *underflow* desses ciclones alimenta três moinhos de bolas que operam em circuito aberto. Esses moinhos têm 5,18m x 10,36m e potência instalada de 6000HP. A descarga dos moinhos, juntamente com o *overflow* dos ciclones, alimentam o circuito de células mecânicas de grande volume (*tank cells*).

O circuito de células de grande volume é composto por três células de 160m³ cada, sendo uma *rougher*, uma *cleaner* e uma *scavenger*. O *underflow* da célula *cleaner* constitui o concentrado final dessa etapa. A célula *scavenger* é alimentada pelo *overflow* das células *rougher* e *cleaner*. O *underflow* da célula *scavenger* alimenta uma coluna de flotação com dimensões de 2,44m de diâmetro por 11m de altura e volume de 51,35m³. O *underflow* dessa coluna é encaminhado para a etapa *rougher* do circuito de células de grande volume. O *overflow* dessa coluna, juntamente com o *overflow* da célula *scavenger*, constituem o rejeito final dessa etapa.

O *underflow* do terceiro estágio de deslamagem alimenta três colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m³. O *underflow* dessas colunas alimenta uma quarta célula de grande volume de 160m³. O *underflow* dessa célula, juntamente com o concentrado final do circuito de células de grande volume, alimenta quatro colunas de 3,7m de diâmetro por 13,6m de altura e volume de 140m³. O *underflow* dessas quatro colunas constitui o concentrado final do circuito de colunas de flotação e o *overflow* dessas quatro colunas é encaminhado para a etapa *rougher* do circuito de células de grande volume.

O overflow das três colunas de dimensões 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m³ é encaminhado para duas colunas com 3m x 4m x 13,6m e volume de 166m³. O *overflow* dessas duas colunas constitui o rejeito final do circuito de colunas de flotação, e o *underflow* dessas duas colunas é encaminhado para as colunas da planta de recuperação de finos.

Na planta de recuperação de finos, o *overflow* do segundo e do terceiro estágio de deslamagem passa por seis baterias de ciclones. Cada bateria possui sessenta ciclones de 0,10m (4") de diâmetro. O *overflow* desses ciclones constitui a lama final e é encaminhado para os dois espessadores de lama. O *underflow* dos ciclones, juntamente com o *underflow* das colunas de 3m x 4m x 13,6m e volume de 166m³ vai para um tanque condicionador, onde é adicionado amido, e então alimenta dois estágios de flotação em coluna (*rougher* e *cleaner*). O rejeito do primeiro estágio é rejeito final e o concentrado do segundo estágio é encaminhado para a etapa *rougher* do circuito das células de grande volume.

O concentrado final do circuito de colunas, juntamente com um concentrado que a SAMARCO compra da VALE, alimenta três baterias de ciclones, cada bateria com dezesseis ciclones de 0,25m (10") de diâmetro. O *overflow* dessa ciclonagem é concentrado final e vai alimentar os espessadores de concentrado. O *underflow* é dividido para três caixas que alimentam outras três baterias de ciclones, cada bateria com dez ciclones de 0,25m (10") de diâmetro. Essas baterias fecham o circuito com três moinhos de bolas de 5,18m x 10,36m e potência instalada de 6000HP. O *overflow* é concentrado final e também vai alimentar os espessadores de concentrado e o *underflow* de cada bateria retorna para o respectivo moinho.

O concentrado final é espessado em dois espessadores de 41m de diâmetro. O *underflow* dos espessadores, com aproximadamente 71% de sólidos, é transferido para os tanques de estocagem do mineroduto. A água recuperada no *overflow* desses espessadores, assim como a água recuperada nos espessadores de lama, é bombeada para o tanque de água de processo.

A capacidade anual do concentrador de Germano é de 16,5 milhões de toneladas de concentrado, sendo 2 milhões de toneladas de concentrado provenientes da VALE.

As especificações físicas e químicas dos dois concentrados produzidos no concentrador de Germano podem ser visualizadas na tabela III.1.

Tabela III.1 - Especificações dos produtos do concentrador da SAMARCO

Concentrado	SiO ₂ (%)	P (%)	+74µm (máx) (%)	-44µm (%)	Blaine (cm ² /g)
Alto Forno	1,55 ± 0,10	0,050	3,5	88,20 ± 0,96	1.800 ± 75
Redução Direta	1,05 ± 0,07	0,040	3,5	88,20 ± 1,00	1.800 ± 81

O fluxograma simplificado do concentrador de Germano é apresentado na figura 3.1. Os rejeitos das células mecânicas, células de grande volume, circuito de colunas e colunas da planta de recuperação de finos também estão representados nessa figura.

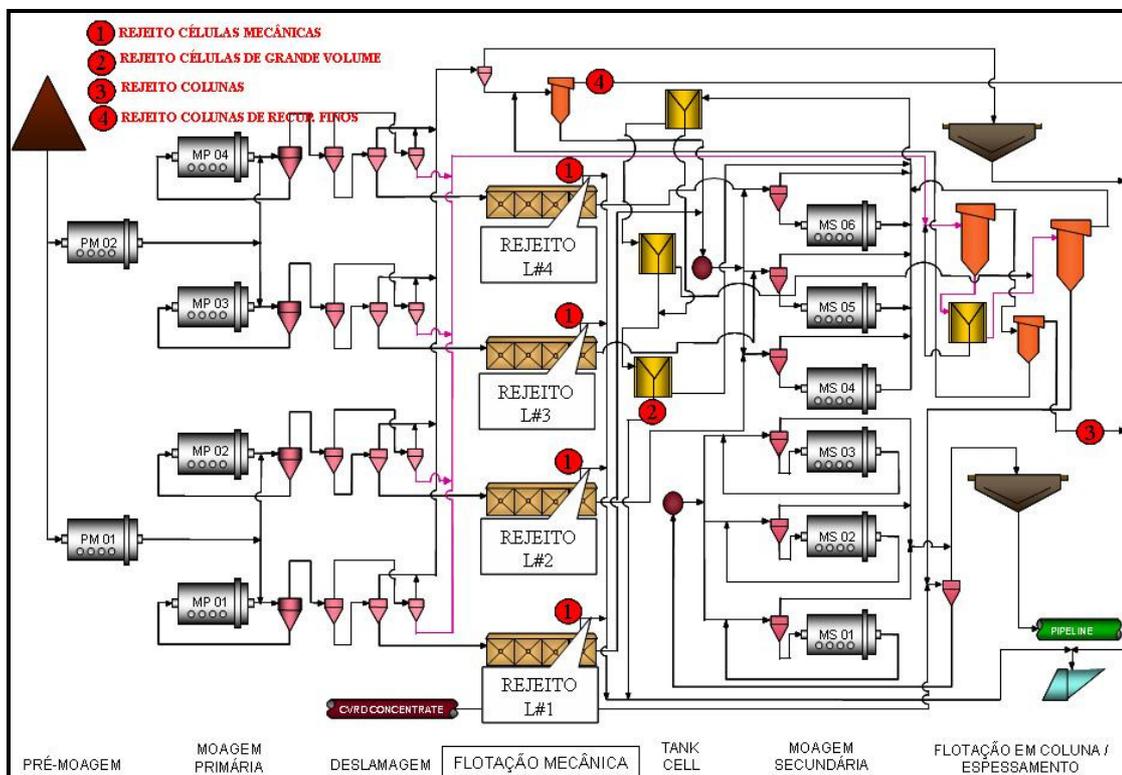


Figura 3.1 - Fluxograma simplificado do concentrador da SAMARCO.

A tabela III.2 mostra a massa total de rejeitos do concentrador de Germano em 2007. Se forem considerados somente os rejeitos de flotação, o rejeito da flotação mecânica representa 77,7% em massa e 74,7% em massa de ferro.

Tabela III.2 - Massa de rejeitos do concentrador de Germano em 2007.

Rejeito	Massa total (t/ano)	Proporção em massa (%)	Fe (%)	Massa de Fe (t/ano)	Proporção de massa de Fe (%)
Lama final	1.060.538	11,06	51,06	541.511	36,78
Colunas de recuperação de finos	392.214	4,09	15,93	62.480	4,24
Flotação mecânica	6.627.231	69,13	10,49	695.197	47,21
Células de grande volume	572.121	5,97	17,19	98.348	6,68
Coluna	934.764	9,75	8,01	74.875	5,09
Total	9.586.868	100,00	–	1.472.409	100,00

3.2 Estudos de concentração a partir dos rejeitos da barragem de Germano

SANTOS (2003) estudou cinco rotas de concentração em laboratório a partir de uma amostra representativa da barragem de Germano. Essa amostra possuía a seguinte composição química: Fe (24,97%), SiO₂ (62,70%), Al₃O₃ (0,61%), P (0,016%), PPC (0,94%). Os valores de d₅₀, F₈₀ e a quantidade de lama presente na amostra (-10µm) eram respectivamente: 50µm, 100µm e 10%. A fração acima de 44µm continha 5,3% de ferro. O quartzo era o mineral predominante da amostra. Com relação aos minerais de ferro presentes, a hematita especular mostrou elevada participação (85% do total).

A participação de hematita especular no *mix* de minérios alimentados no concentrador da SAMARCO é um item de controle do planejamento de lavra, tendo em vista a sua influência na produtividade, no consumo de energia no forno de queima e na qualidade física das pelotas, conforme descrito por SÁ (2003).

As cinco rotas estudadas por SANTOS (2003) foram:

1. classificação em 37 μ m (peneira) e concentração magnética em um estágio (*Ferrous Wheel* com matriz TQ8);
2. classificação em 37 μ m (peneira) e concentração magnética em dois estágios, *rougher* e *cleaner* (*Ferrous Wheel* com matriz TQ14);
3. classificação em 74 μ m (peneira), deslamagem e flotação;
4. classificação em 74 μ m (peneira), concentração magnética (*Ferrous Wheel* com matriz TQ8) e flotação;
5. concentração magnética em dois estágios, *rougher* e *cleaner* (*Ferrous Wheel* com matriz TQ14) e flotação.

O separador magnético tipo *Ferrous Wheel* utilizado por SANTOS (2003) é uma unidade do tipo *batch* fornecida com 3 modelos de matrizes, adequadas para operar com diferentes granulometrias, e que processa aproximadamente 50 a 100g de minério por vez. É fornecido com um dispositivo manual de regulagem de campo magnético que permite que a intensidade do campo seja ajustada em patamares, de forma a adequá-la ao minério que estiver sendo testado.

A tabela III.3 apresenta um sumário dos resultados obtidos nos ensaios de concentração.

Tabela III.3 - Resumo dos resultados dos ensaios de concentração

Rota	Concentrado								Recuperação	
	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	PPC (%)	-44 μ m (%)	Blaine (cm ² /g)	HE (%)	Mássica (%)	Fe (%)
1	66,49	3,68	0,38	0,023	0,79	99,01	1236	81,7	19,89	52,95
2	66,54	3,72	0,36	0,023	1,00	99,91	1352	79,3	25,43	67,74
3	66,55	2,20	0,22	0,041	2,02	94,92	1644	60,9	9,68	25,79
4	68,47	1,14	0,19	0,020	0,84	85,83	914	77,2	13,03	35,70
5	66,28	3,75	0,28	0,033	1,45	73,91	1175	70,9	10,22	27,12

Conforme visualizado, nenhuma das rotas produziu um concentrado com as especificações de sílica para a produção de pelotas de redução direta (máximo de 1,05%). A melhor opção de concentração foi o circuito 2, devido às maiores recuperações, elevado teor de hematita especular e um baixo teor de fósforo. Essas características tornam este concentrado muito útil, mesmo com um maior teor de sílica, tendo em vista a importância da hematita especular no processo de pelotização e o diferencial competitivo exercido por baixos teores de fósforo na comercialização dos produtos no mercado siderúrgico.

SANTOS (2003) utilizou também a concentração centrífuga (concentrador Falcon) para pré-concentração da amostra da barragem de Germano, mas os resultados foram muito inferiores se comparados à concentração magnética.

3.3 Concentração magnética de rejeitos utilizando *Ferrous Wheel* piloto

VIEIRA e QUEIROZ (2004) estudaram a produção de um pré-concentrado a partir do rejeito da flotação mecânica utilizando um equipamento *Ferrous Wheel* piloto da INBRÁS-ERIEZ. Este concentrador é construído com ímãs permanentes e opera com matrizes de separação, propiciando a geração de campos magnéticos de alto gradiente nas regiões de concentração magnética. Pelo fato de serem construídos com ímãs permanentes e serem acionados por um motor de baixa potência, os equipamentos em escala industrial requerem baixo consumo de energia para operar.

A melhor condição operacional dos testes foi pressão de água nos *sprays* de 5psi e posição do ângulo defletor de 60°. O teor médio de ferro no pré-concentrado e as recuperações mássicas e de ferro foram de: 45,7%, 25,3% e 72,7%.

Esta rota foi descartada devido à grande diluição do pré-concentrado e do rejeito não magnético. A porcentagem de sólidos na alimentação do equipamento era de 30%. Já a porcentagem de sólidos no pré-concentrado e no rejeito não magnético foi menor que 5%.

3.4 Concentração de rejeitos utilizando concentrador eletromagnético de carrossel (*WHIMS*)

VIEIRA e QUEIROZ (2006) realizaram testes de concentração magnética nos rejeitos da flotação mecânica (denominado “rejeito grosso”) e na composição dos rejeitos das células de grande volume, colunas de flotação e colunas da planta de recuperação de finos (esta composição denominada “rejeitos finos”). Para estes testes foi utilizado um concentrador eletromagnético de carrossel modelo WHC-05S, da INBRÁS-ERIEZ.

O WHC é um equipamento eletromagnético (com bobinas) de alta intensidade. É recomendado para a separação magnética, em via úmida, de contaminantes ferrosos fracamente magnéticos contidos em produtos como minerais pesados, feldspato, areia para vidro, fosfato etc. Este equipamento é disponível desde unidade piloto (modelo WHC-05S) até unidades industriais, como o modelo WHC-150D, cuja capacidade é de 120t/h.

Os concentradores eletromagnéticos de carrossel possuem dois níveis, que trabalham de forma simultânea. Há em cada nível uma estrutura circular com movimento rotatório que contém diversas caixas de trabalho. Estas caixas de trabalho são constituídas por um conjunto de placas, ranhuradas e dispostas de forma paralela, que recebem a polpa de alimentação que é efetuada sob ação do campo magnético. As partículas paramagnéticas (hematita) são atraídas para a superfície das placas, ficando presas. O movimento rotatório leva este material a um ponto onde há um fluxo de água descendente atravessando as placas para a retirada de um produto com características intermediárias (médios), ainda sob a ação do campo magnético. O próximo ponto alcançado já está fora da ação do campo magnético e um novo jato de água faz a retirada do concentrado. Um desenho esquemático desse equipamento é mostrado na figura 3.2.

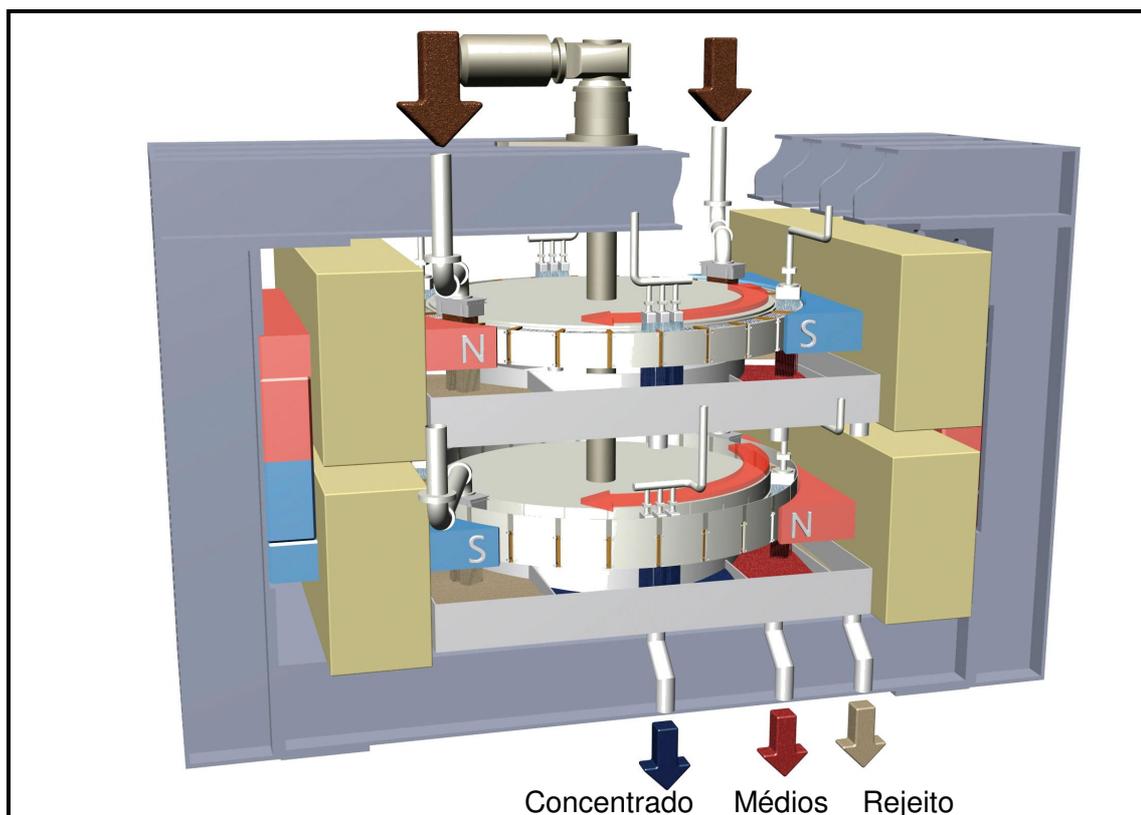


Figura 3.2 - Desenho esquemático de um concentrador eletromagnético de carrossel (GAUSTEC, 2008)

A GAUSTEC também fabrica concentradores eletromagnéticos de carrossel. Dentre os modelos comercializados, o G3600 é o maior equipamento de sua classe de operação no mercado mundial, com uma capacidade de 150t/h, para uma matriz de 1,5mm.

O equipamento piloto da GAUSTEC é o Minimag, com capacidade de 288kg/h. Esse equipamento será usado para a concentração do rejeito da flotação mecânica, e também será comparado ao WHC-05S.

3.4.1 Concentração magnética do rejeito da flotação convencional

VIEIRA e QUEIROZ (2006) realizaram vários testes de concentração do rejeito da flotação convencional utilizando o concentrador eletromagnético de carrossel WHC-05S. As condições operacionais que propiciaram um pré-concentrado mais rico, com

maior recuperação de ferro, foram: rotação do carrossel entre 2,5rpm a 3,0rpm, campo magnético de 12500G a 14830G e matriz de 1,5mm. A tabela III.4 mostra a compilação dos resultados de 13 testes de pré-concentração do rejeito proveniente da flotação convencional. O teor de ferro médio no pré-concentrado e as recuperações mássicas e de ferro foram, respectivamente, 48%, 17% e 78%.

Tabela III.4 - Resultados de 13 testes de pré-concentração (valor mínimo a valor máximo; média)

Fluxo	% sólidos	Fe (%)	Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe (%)
Alimentação	29,5 – 42,30 36,02	8,3 – 13,04 10,33	12,04 – 24,27 16,98	71,28 – 86,26 77,92
Concentrado	6,27 – 23,03 14,08	40,17 – 53,0 48,05		
Rejeito	10,4 – 25,35 16,73	1,61 – 3,71 2,70		

Foram realizadas análises mineralógicas de alguns pré-concentrados, sendo evidenciada uma alta participação de hematita especular e de um grau de liberação do quartzo da ordem de 90%, conforme visualizado na figura 3.3.

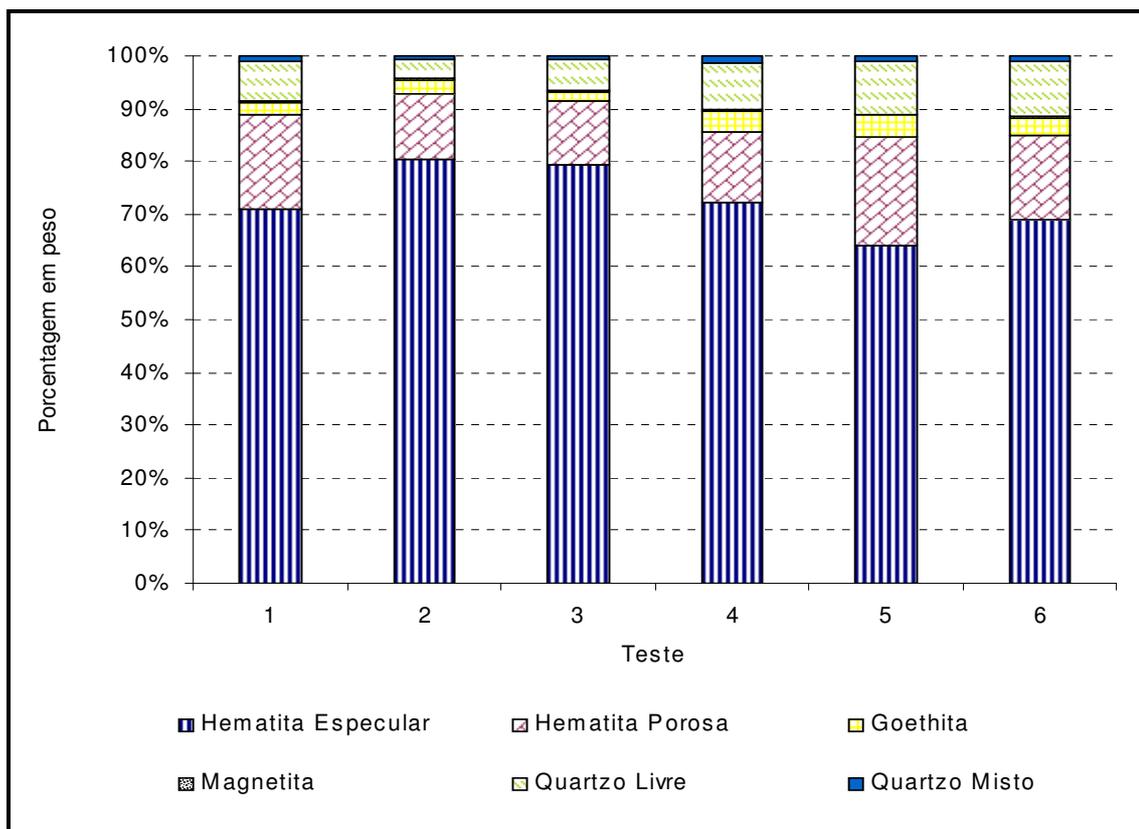


Figura 3.3 - Análise mineralógica de alguns pré-concentrados (MOLR).

Foi possível produzir um concentrado final a partir da combinação concentração magnética e flotação em coluna piloto, conforme tabela III.5.

Tabela III.5 - Produção de um concentrado final a partir da combinação concentração magnética e flotação em coluna

Fe alim. (%)	SiO ₂ conc. (%)	Fe rej. (%)	Rec. Mássica coluna (%)	Rec. Fe coluna (%)	Rec. Mássica global (%)	Rec. Fe global (%)
50,04	1,07	25,16	54,58	74,73	8,43	56,36
50,04	1,61	24,59	57,31	77,98	8,85	58,81

VIEIRA e QUEIROZ (2006) testaram a matriz de 2,5mm no concentrador eletromagnético de carrossel piloto. O aumento da matriz de 1,5mm para 2,5mm aumentaria a capacidade do equipamento em cerca de 67%, com conseqüente perda

na recuperação de ferro. O objetivo era diminuir o número de máquinas e assim reduzir o investimento. O teor médio de ferro no pré-concentrado foi de 55,9%, porém as recuperações mássica e de ferro tiveram uma queda expressiva, 11,5% e 49,5%, respectivamente. Esta matriz foi então descartada.

Uma última rota foi testada: concentração magnética em WHC piloto utilizando duas etapas, *rougher* e *cleaner*, ambas com matriz de 1,5mm. Esta rota também foi descartada, uma vez que o teor médio de ferro no concentrado foi de 44,0% (teor de sílica de 38%), bem inferior à rota concentração magnética e flotação em coluna.

3.4.2 Concentração magnética da composição de “rejeitos finos”

Testes de concentração magnética da composição dos chamados “rejeitos finos” (rejeito das células de grande volume, rejeito do circuito de colunas e rejeito da coluna da planta de recuperação de finos) foram realizados utilizando concentrador eletromagnético de carrossel piloto. As condições operacionais que conduziram aos melhores resultados foram idênticas às utilizadas com o rejeito da flotação convencional. A alimentação do concentrador eletromagnético de carrossel tinha em torno de 15% de ferro. Pelos testes realizados, o pré-concentrado produzido tinha em torno de 50% de ferro e as recuperações mássica e metálica foram de 21% e 70%, respectivamente. Utilizando a combinação concentração magnética e flotação em coluna, foi possível produzir um concentrado com 0,98% de sílica, com recuperações globais mássica e de ferro de 9,0% e 42,5%, respectivamente.

3.4.3 Circuito de concentração de rejeitos proposto

Com base nos resultados dos testes, foi proposto um circuito para a recuperação dos minerais de ferro presentes nos rejeitos do concentrador de Germano, conforme figura 3.4. Uma premissa adotada foi que essa nova instalação deveria produzir um concentrado final com 1,05% de sílica (especificação de concentrado para produção de pelotas de redução direta).

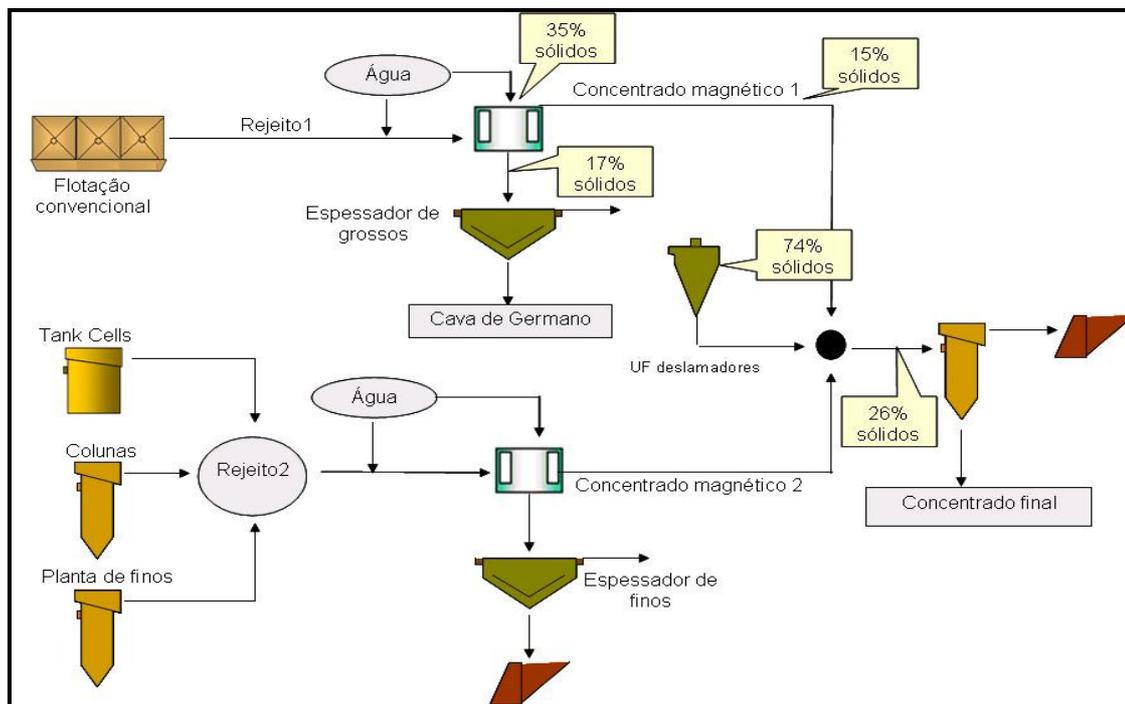


Figura 3.4 - Fluxograma proposto para a planta de concentração de rejeitos.

Seriam utilizados dois espessadores para a recuperação de água dos rejeitos, um para o “circuito de grossos”, cujo *underflow* seria encaminhado para a Cava de Germano, e o outro para o circuito de finos, cujo *underflow* seria encaminhado para a Barragem de Germano. Os diâmetros dos dois espessadores seriam de 35m e 25m, respectivamente.

Para aumentar a porcentagem de sólidos dos dois pré-concentrados na alimentação das colunas, o *underflow* dos ciclones deslamadores deveria ser misturado a esses dois fluxos, de forma a aumentar a porcentagem de sólidos de 12% para 26%.

Seriam utilizados oito concentradores eletromagnéticos de carrossel modelo WHC-150D para o “rejeito grosso” e três concentradores eletromagnéticos de carrossel modelo WHC-150D para o “rejeito fino”. ROSA (2007-II) propôs um circuito de dez colunas de 4,3m de diâmetro e 14,5m de altura, baseado no fluxograma e no respectivo volume das colunas do concentrador atual. O circuito seria composto de quatro colunas *rougher*, três colunas *cleaner*, duas colunas *scavenger* primária e uma coluna *scavenger* secundária, conforme figura 3.5.

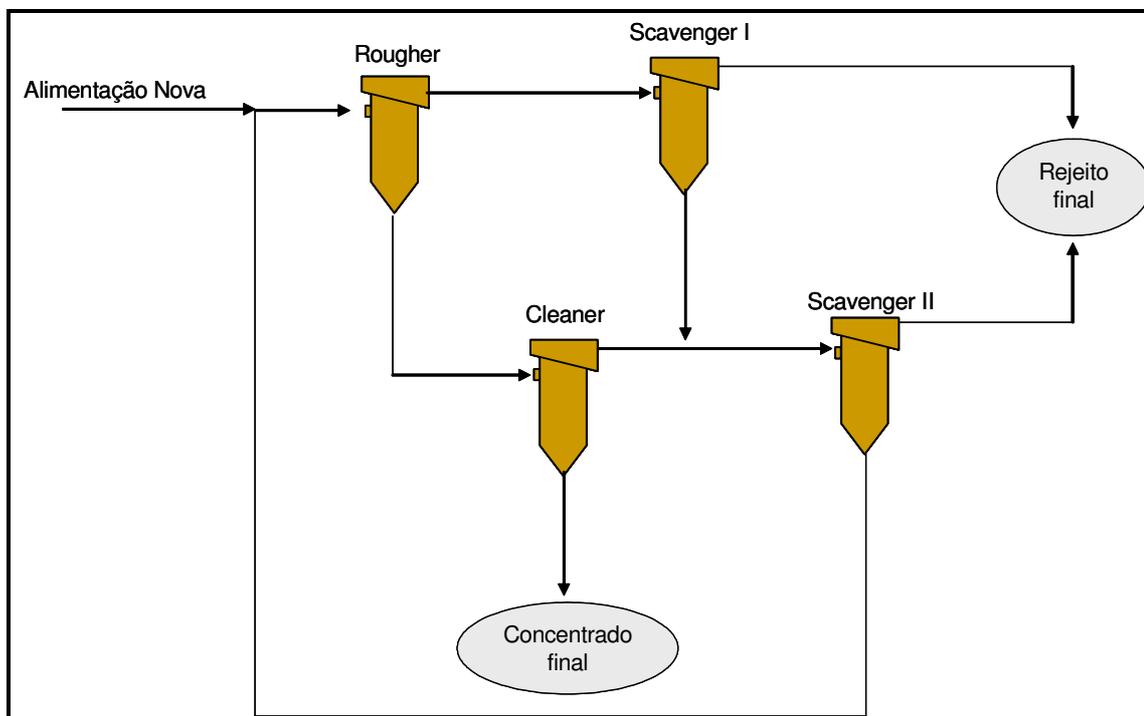


Figura 3.5 - Fluxograma proposto do circuito de colunas para a planta de concentração de rejeitos (ROSA, 2007-II).

A produção de concentrado esperada para esta nova planta, desconsiderando-se o material oriundo do *underflow* dos ciclones deslamadores, seria de 110t/h (base seca), ou 915.420t/ano.

ROSA (2007-I) fez uma análise financeira deste projeto, e as seguintes premissas foram consideradas (com base no projeto original):

- produção de concentrado da planta: 915.420t/ano;
- redução de custos com barragem: redução de 9% da massa de material enviada à Barragem de Germano;
- aumento de custeio:
 - aumento de custo com a demanda energética: demanda energética de 6,5MW;
 - aumento de consumo de amido: 915t/ano;
 - aumento de consumo de amina: 64t/ano;
 - aumento do consumo de floculante: 55t/ano;

- aumento de mão-de-obra: um operador por turno;
 - aumento de custos com manutenção;
 - aumento de custos com transporte via mineroduto: o concentrado da planta representaria um aumento da produção de Germano e seria enviado a Ubu, para a produção de *pellet feed*;
 - aumento de custos com a preparação de polpa;
 - aumento de custos com estocagem e embarque;
- aumento da receita: uma vez que este concentrado será comercializado como *pellet feed*.

Foram estudadas possíveis alterações no conceito da planta, tendo em vista a magnitude do investimento e dos atuais teores de ferro evidenciados nos rejeitos do concentrador da SAMARCO. A figura 3.6 mostra a queda dos teores de ferro dos rejeitos do concentrador da SAMARCO, do início de 2006 (data em que foram feitos os testes com o concentrador eletromagnético de carrossel piloto) até agosto de 2007.

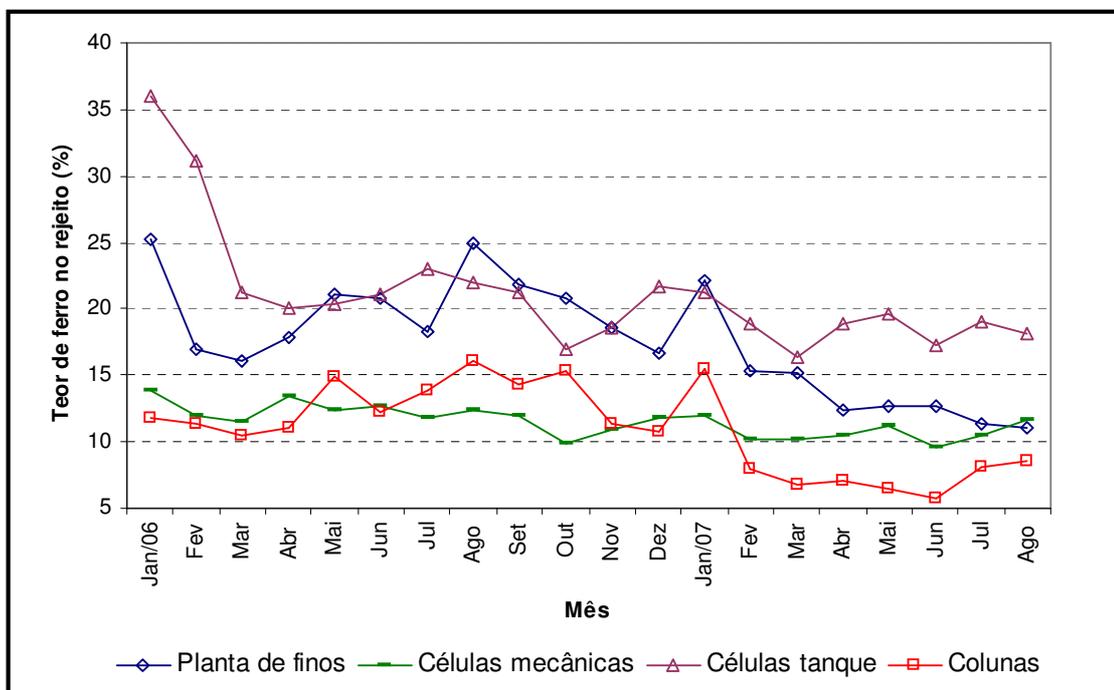


Figura 3.6 - Queda dos teores de ferro nos rejeitos do concentrador de Germano.

A queda dos teores de ferro nos rejeitos do concentrador da SAMARCO é fruto de um conjunto de ações, como o aumento do volume de flotação ocasionado pela implantação das células de grande volume, utilização de amido de mandioca em campanhas de produção de pelota de redução direta, mudança na participação de monoamina/diamina, retirada do *underflow* dos ciclones deslamadores na alimentação das células mecânicas e tratamento deste material em colunas de flotação (MAPA, 2006), redução do consumo de amina a partir do monitoramento da concentração de amina residual presente nas águas dos rejeitos da flotação (BATISTELI, 2007).

As alterações no conceito da planta foram estabelecidas em conjunto com a equipe de processo e são apresentadas por ROSA (2007-I). Foram avaliadas ao todo 12 situações:

- situação 1: projeto original, conforme apresentado na figura. Os teores de ferro no rejeito da flotação mecânica, flotação em células de grande volume, flotação em coluna e planta de recuperação de finos são: 11%, 25%, 11% e 20%;
- situação 2: idem ao projeto original, mas considerando-se 8% de ferro no rejeito da flotação convencional e demais rejeitos com teores de ferro originais;
- situação 3: idem ao projeto original, mas considerando-se 10% de ferro no rejeito da flotação mecânica e demais rejeitos com teores de ferro originais;
- situação 4: idem ao projeto original, mas adotando-se os teores de ferro nos rejeitos de 8% na flotação mecânica, 15% nas células de grande volume, 7% nas colunas e 15% na planta de finos;
- situação 5: idem ao projeto original, mas adotando-se 10% de ferro no rejeito da flotação convencional, 15% nas células de grande volume, 7% nas colunas e 15% na planta de finos;
- situação 6: estudo da planta sem a separação magnética dos “rejeitos finos” e teor de ferro no rejeito da flotação mecânica de 11%;
- situação 7: estudo da planta sem a separação magnética dos “rejeitos finos” e sem o *underflow* dos ciclones deslamadores, teor de ferro no rejeito da flotação mecânica de 11%;
- situação 8: estudo da planta sem a separação magnética de “rejeitos finos”, sem o *underflow* dos ciclones deslamadores e o novo circuito de colunas (o pré-concentrado seria enviado para o circuito de colunas já existente), teor de ferro no rejeito da flotação mecânica de 11%;

- situação 9: idem a situação 6, com o teor de ferro no rejeito da flotação mecânica de 8%;
- situação 10: idem a situação 7, com o teor de ferro no rejeito da flotação mecânica de 8%;
- situação 11: idem a situação 8, com o teor de ferro no rejeito da flotação mecânica de 8%;
- situação 12: idem a situação 11, com o teor de ferro no rejeito da flotação mecânica de 10%.

Todas as alternativas mostraram-se viáveis ao se fazer uma análise financeira, indicando que o projeto está apto a partir para a próxima fase, ou seja, para maiores níveis de detalhamento e precisão. As situações 4 e 9 tiveram um desempenho abaixo das demais situações, sinalizando um limite para os teores de ferro na alimentação da nova planta (ROSA, 2007). Entretanto, devido ao alto investimento e ao grande número de cenários, torna-se fundamental estudar rotas mais simples e de menor investimento, exigência essa orientada pelos acionistas da SAMARCO.

3.5 Separador magnético SLon

O separador magnético SLon foi projetado especificamente para suprir algumas falhas dos concentradores eletromagnéticos de alta intensidade (WHIMS), como capacidade reduzida para finos, entupimento das matrizes e aprisionamento de partículas não magnéticas. Foi desenvolvido na China e teve a primeira aplicação industrial em 1988. A aplicação industrial destes equipamentos mostrou que é possível produzir concentrados mais limpos e com alimentação composta de partículas menores que 100 μ m. O desenvolvimento desta tecnologia foi conduzido em grande parte pela necessidade de concentrar minérios com teores abaixo de 30% de ferro na China (HEARN e DOBBINS, 2007).

Um campo magnético é gerado dentro da zona de separação. Um carrossel, que gira sobre o seu eixo horizontal, possui matrizes de barras paralelas. A polpa é introduzida na caixa de alimentação e as partículas magnéticas são atraídas para a superfície das barras das matrizes. As partículas não magnéticas são descarregadas na caixa de

rejeito, auxiliadas pela gravidade e por uma força de pulsação hidrodinâmica. Após sair da zona de separação, onde o campo magnético é desprezível, as partículas magnéticas são descarregadas na caixa de concentrado (HEARN e DOBBINS, 2007; ZENG e DAHE, 2003). Um desenho esquemático do SLon é mostrado na figura 3.7.

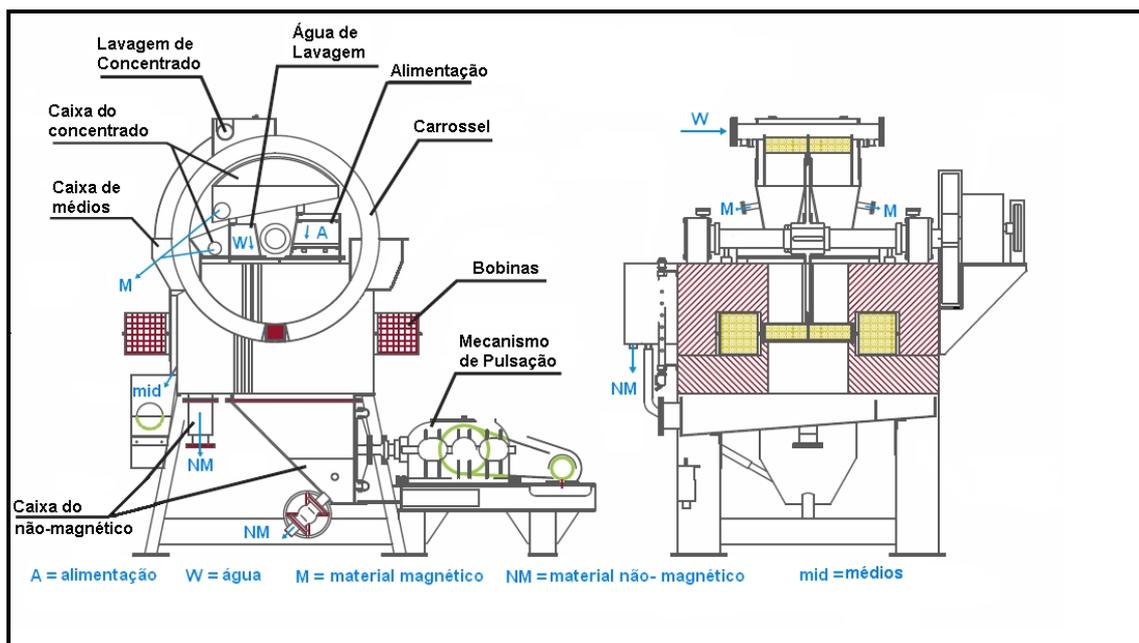


Figura 3.7 - Desenho esquemático do separador SLon (ZENG e DAHE, 2003).

Um diafragma atuado por um eixo de manivela é responsável pelo mecanismo de pulsação. Esta pulsação conduz a polpa para cima e para abaixo enquanto está sob a ação da zona de separação, deixando as partículas “mais soltas”. Assim menos partículas não magnéticas ficarão aprisionadas na matriz (DAHE, 1998).

ZENG e DAHE (2003) comparam o desempenho de um WHIMS-2000 e um SLon-1500, ambos instalados em paralelo na usina de concentração da Qidashan Mineral. O minério que era alimentado nos dois equipamentos possuía 15,78% de ferro. O Slon-1500 apresentou um concentrado mais rico, com maior recuperação de ferro que o WHIMS-2000. As diferenças percentuais para teor de ferro no concentrado, recuperação mássica e recuperação de ferro foram, respectivamente, 3,79%, 3,57% e 13,60%. Além disso, o WHIMS tinha como maior problema o entupimento das matrizes. Os autores atribuem o maior teor de ferro no concentrado ao mecanismo de

pulsção do SLon e atribuem a maior recuperação de ferro ao fato da matriz magnética do Slon estar sempre limpa.

3.6 Flotação reversa e direta de minério de ferro

A flotação catiônica reversa de quartzo é o método de concentração de minérios de ferro itabiríticos mais utilizado para a produção de *pellet feed*. O quartzo é flotado com eteraminas parcialmente neutralizadas com ácido acético e os minerais de ferro são deprimidos por amidos não modificados. VIEIRA e PERES (2007) apontam como principais desafios para esse sistema: partículas grosseiras de sílica que não respondem bem à ação de coleta da amina e partículas finas de óxidos de ferro que não respondem bem à ação de depressão dos amidos de milho.

Um teste exploratório com o rejeito da flotação convencional foi realizado em junho de 2007. A amostra coletada na planta foi imediatamente flotada em bancada durante 1,5min, sem adição de amina e amido. A tabela III.6 mostra os resultados desse teste.

Tabela III.6 - Teste exploratório de flotação em bancada do rejeito da flotação convencional

Fe (%)			SiO ₂ (%)	Recuperação (%)	
Alimentação	Concentrado	Rejeito	Concentrado	Mássica	Ferro
7,84	50,79	4,19	27,12	8,56	53,14

O concentrado obtido foi classificado em peneira de 105µm. Os resultados são mostrados na tabela III.7.

Tabela III.7 - Classificação do concentrado obtido no teste exploratório

Amostra	% Peso	Fe (%)	SiO ₂ (%)
>105µm	21,19	8,39	79,50
<105µm	78,81	60,78	10,41

Conforme visualizado, foi possível produzir um pré-concentrado com 60,78% de ferro. Esta rota será mais bem investigada.

O uso da flotação aniônica direta dos óxidos de ferro parece atrativo em três casos:

- concentração de minérios de baixo teor;
- concentração de minérios marginais que seriam flotados para reduzir a relação estéril/minério;
- recuperação de material estocado em bacias de rejeitos.

Entretanto, a maior parte das investigações de laboratório indicou que a flotação de óxidos de ferro com coletores aniônicos (ácidos graxos e anfotéricos, sarcosinatos e sulfossuccinamatos) leva a produção de concentrados com altos teores de sílica. Essas investigações mostraram também que o silicato de sódio não é um depressor efetivo para esses sistemas (ARAUJO *et al.*, 2006).

VIEIRA e SALUM (1994) realizaram testes de flotação direta em bancada com uma amostra de estéril de mina da CVRD. Esta amostra possuía 46,01% de ferro e 34,11% de sílica. Os resultados mostraram concentrados com alto teor de ferro (67%) e alta recuperação de ferro (91,4%), com baixo consumo de oleato de sódio. Em pH 7,0 a presença do silicato de sódio não foi necessária. Entretanto, o teor de sílica nos concentrados foi alto (3,8% mínimo), o que foi atribuído a problemas de liberação.

4 METODOLOGIA

A metodologia utilizada neste estudo envolveu três etapas:

- amostragem e preparação da amostra;
- caracterização da amostra;
- execução dos ensaios tecnológicos.

4.1 Amostragem e preparação da amostra

A amostra do rejeito da flotação mecânica foi formada por incrementos coletados ao longo de 20 dias, sendo 10 dias de campanha para produção de pelotas de alto forno e 10 dias de campanha para produção de pelotas de redução direta. Foram coletados 2 incrementos por dia em cada uma das quatro linhas de flotação. As seguintes condições foram seguidas para a coleta desses incrementos:

- operação das 3 minas (Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9);
- taxa de alimentação por moinho pré-primário de 1600 a 1750t/h e 4 moinhos primários em operação.

No final dos 20 dias de coleta dos incrementos foi gerada uma amostra de cerca de 10.000kg, que foi desaguada, homogeneizada e estocada em tambores de 200 litros. A homogeneização da amostra foi feita em pilha cônica. Para o quarteamento dos testes tecnológicos foi utilizado um divisor de rifles.

4.2 Caracterização da amostra

Foram utilizados os seguintes métodos para a caracterização da amostra:

- análise química quantitativa (ICP-OES, dicromatometria e gravimetria);
- análise granulométrica (peneiras e granulômetro);
- microscopia óptica de luz refletida;
- difração de raios-X;

- microscopia eletrônica de varredura e microanálise.

Os procedimentos gerais para cada um desses métodos serão descritos neste tópico e o fluxograma elaborado para a caracterização da amostra é mostrado na figura 4.1.

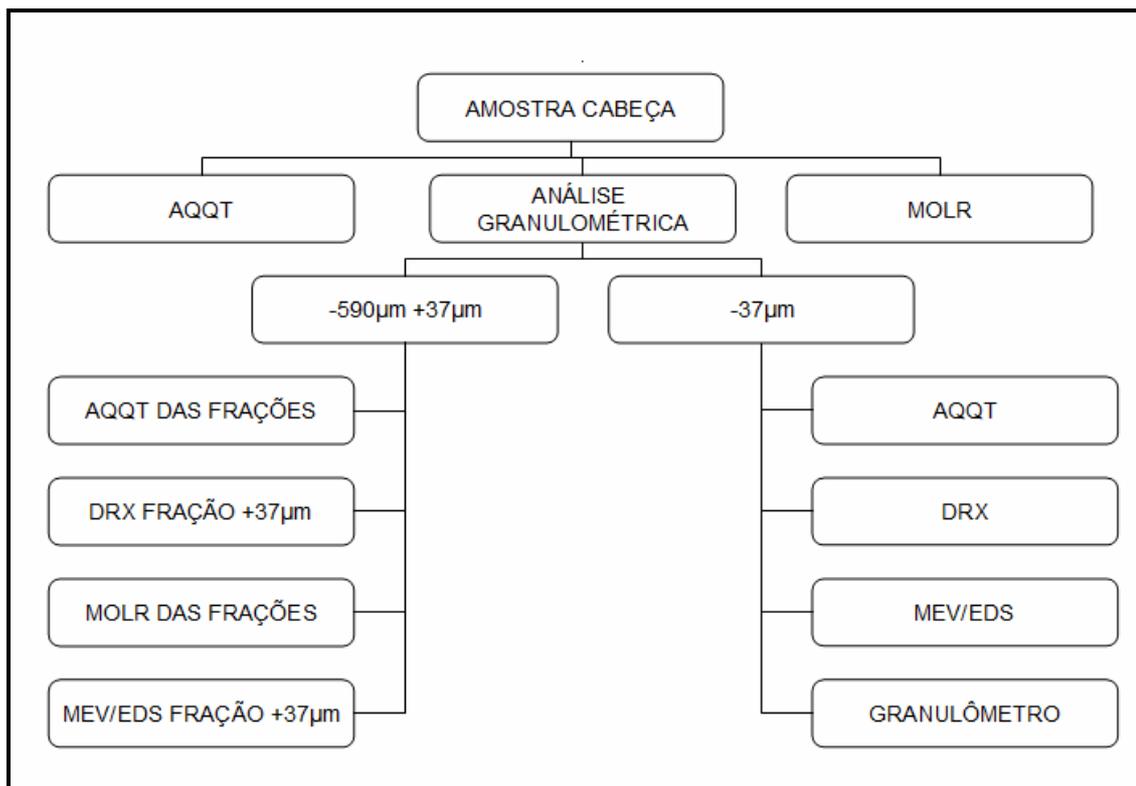


Figura 4.1 - Fluxograma elaborado para caracterização da amostra.

4.2.1 Análise química quantitativa

As análises químicas foram realizadas no Laboratório Químico da SAMARCO, conforme procedimentos internos. Os teores de Al_2O_3 , P e MnO foram determinados por um espectrômetro de emissão óptica com plasma acoplado indutivamente (ICP-OES), da marca VARIAN, modelo 725-ES.

Os teores de ferro foram determinados por dicromatometria (método $TiCl_3$) e os teores de PPC foram determinados por gravimetria (calcinação em forno mufla a $1000^\circ C$).

Os teores de SiO₂ eram determinados via ICP-OES caso fossem menores ou iguais a 7,00%. Caso fossem superiores, eram determinados por diferença.

4.2.2 Análise granulométrica

A análise granulométrica da amostra foi realizada no Laboratório de Controle de Processo da SAMARCO, conforme procedimento interno. Foram utilizadas peneiras da série Tyler, com as seguintes aberturas: 590µm, 420µm, 297µm, 210µm, 149µm, 105µm, 74µm, 53µm, 44µm e 37µm. As peneiras usadas foram da marca Bronzinox, com 20cm de diâmetro e 7cm de altura.

Nesse procedimento a amostra foi classificada a úmido em peneira de 37µm. O *oversize* foi secado em estufa e submetido a um peneiramento a seco utilizando um agitador eletro-magnético da marca BERTEL, durante 20 minutos.

A distribuição granulométrica da fração da amostra passante em 37µm foi determinada em um granulômetro a laser Mastersizer Micro, da Malvern Instruments. A fração passante em 37µm foi filtrada, secada e analisada no equipamento. Foi utilizada uma solução de hexametáfosfato de sódio (0,05%p/v). Os diâmetros reportados foram: 35µm, 30µm, 25µm, 15µm, 10µm, 5µm e 1µm.

4.2.3 Microscopia óptica de luz refletida

As análises foram realizadas no Laboratório de Mineralogia da SAMARCO, conforme procedimentos internos. Foi utilizado um microscópio óptico marca Leica, modelo DMLP, com dispositivo de fotomicrografia acoplado e aumento de até 500 vezes. As seções polidas foram confeccionadas com embutimento dos minerais em resina de cura rápida, a frio. Após a cura as seções foram lixadas e polidas com pasta de alumina. Foi utilizado o método de contagem de grãos (mínimo de 500 partículas) para determinação da porcentagem em peso das fases mineralógicas presentes. O grau de liberação do quartzo foi determinado pelo método de Gaudin.

4.2.4 Difração de raios-X por faixa

As análises foram realizadas no Laboratório de Análises por Raios-X do Departamento de Engenharia de Minas da EEUFMG. A técnica utilizada foi o método do pó e o equipamento empregado foi um difratômetro Philips, modelo PW 3710, com trocador automático de amostras.

Após identificação das fases mineralógicas, foi realizada uma quantificação preliminar aproximada dos minerais por comparação entre as raias que correspondem à intensidade relativa de 100% de cada mineral.

4.2.5 Microscopia eletrônica de varredura e microanálise

As análises foram realizadas no Laboratório de Microscopia Eletrônica e Microanálise do Departamento de Engenharia de Minas da EEUFMG. Foi utilizado um microscópio eletrônico de varredura da marca JEOL, modelo JSM-5410, com espectrômetro de dispersão de energia da marca NORAN, modelo TN-M3055.

Esta técnica foi utilizada para verificar a ocorrência de inclusões e parâmetros texturais/morfológicos das frações.

4.3 Ensaios tecnológicos

Os ensaios tecnológicos envolveram quatro rotas (estágio *rougher*):

- concentração magnética utilizando Minimag e WHC (*WHIMS*);
- concentração magnética utilizando SLon;
- flotação reversa;
- flotação direta.

A etapa *cleaner* foi realizada somente se o teor de ferro no concentrado *rougher* fosse maior que 34% e a recuperação de ferro superior a 80%. Nos casos em que essa premissa não foi atendida, a rota foi descartada.

A etapa *cleaner* foi realizada utilizando a flotação reversa, sendo realizados testes de flotação em bancada e em coluna piloto.

4.3.1 Concentração magnética utilizando Minimag e WHC (WHIMS)

Foram realizados testes de concentração magnética no Minimag utilizando a amostra padrão descrita no item 4.1. O equipamento trabalhou com uma taxa de 288kg/h (base seca), o que equivale a uma taxa de 150t/h no modelo G-3600 (para matriz de 1,5mm). Foram estudadas as seguintes variáveis:

- campo magnético;
- porcentagem de sólidos na alimentação;
- pressão de água de médios;
- rotação do carrossel.

Em função da maior capacidade do WHC-05S (1,5t/h, equivalente a 100t/h no modelo WHC-150D), esse equipamento foi alimentado com parte do fluxo de rejeito da flotação mecânica. Para compará-lo com o Minimag foram feitos testes durante 10 dias, na seguinte seqüência:

- 1) o WHC foi alimentado com parte do fluxo do rejeito das células mecânicas por cerca de 2,5h, gerando aproximadamente 800kg de concentrado, que foi estocado em tambores;
- 2) durante a realização do teste com o WHC, foram coletados incrementos do fluxo de alimentação de forma a se obter uma amostra representativa dessa alimentação;
- 3) após a conclusão do teste no WHC, cerca de 50% da amostra obtida no item anterior alimentou o Minimag para comparação do desempenho entre os dois equipamentos;
- 4) os 50% da amostra restantes foram utilizados para se preparar uma composição de todos os rejeitos de flotação (células mecânicas, células de

grande volume, colunas e colunas de recuperação de finos) e essa composição foi utilizada para alimentar o Minimag;

- 5) foram realizados testes de flotação em bancada com todos os concentrados obtidos, e mais tarde testes de flotação em coluna piloto com os concentrados obtidos pelo WHC.

4.3.2 Concentração magnética utilizando SLon

Os ensaios de concentração magnética foram realizados utilizando o SLon-500, modelo em escala piloto, da OUTOTEC. A taxa de alimentação foi de 100kg/h (base seca). Foram estudadas as seguintes variáveis:

- velocidade de rotação do anel;
- intensidade do campo magnético;
- frequência de pulsação;
- *stroke*.

4.3.3 Flotação reversa

Os ensaios de flotação em bancada foram realizados em uma célula de flotação WEMCO de 2400mL, com rotação de 1300rpm. O depressor dos minerais de ferro utilizado foi o amido de farinha de mandioca, fornecido pela AMAFIL, e gelatinizado com hidróxido de sódio, na proporção mássica 5:1. As soluções de depressor, hidróxido de sódio e coletor foram preparadas nas seguintes concentrações: 1%p/v, 3%p/v e 1%p/v. Os ensaios de flotação em bancada foram realizadas conforme metodologia do Laboratório de Controle de Processo da SAMARCO, descrita a seguir.

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

dosagem do ensaio e condiciona-se por 1 minuto. Abre-se o ar da célula e inicia-se a flotação, removendo-se mecanicamente, com espátulas, a espuma da cuba durante 3 minutos.

Os testes de flotação em coluna piloto foram realizados no Núcleo de Inovações Tecnológicas (NUTEC) da Fundação Gorceix. A coluna utilizada apresentava as seguintes dimensões:

- altura total: 4,30m;
- altura de alimentação: 2,80m;
- diâmetro: 0,10m.

4.3.4 Flotação direta

Testes exploratórios em bancada foram realizados utilizando uma célula de flotação WEMCO de 2400mL. Foi utilizado o ácido oléico saponificado com hidróxido de sódio (proporção mássica 5:1) como coletor dos minerais de ferro e o silicato de sódio como depressor da ganga silicatada.

Os testes foram realizados conforme metodologia do NUTEC da Fundação Gorceix. O procedimento padrão consiste em adicionar na cuba de flotação a massa de amostra correspondente ao percentual de sólidos desejado para um volume final de 2400mL de polpa, acrescentando 1500mL de água. Abaixa-se o pH da polpa para 3,0 a 3,5 com ácido sulfúrico durante 5 minutos. Em seguida o pH é elevado para 7,0 utilizando solução de hidróxido de sódio. Dosa-se o depressor e após cinco minutos de condicionamento, dosa-se o coletor. Após cinco minutos de condicionamento, abre-se o ar da célula e inicia-se a flotação, removendo-se mecanicamente, com espátulas, a espuma da cuba durante um minuto.

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 Amostragem e preparação da amostra

A tabela V.1 mostra a comparação entre a análise química da amostra composta para esse estudo e a média das análises químicas do rejeito da flotação mecânica em 2007. Houve boa representatividade para os teores de ferro e PPC, mas os teores de alumina e fósforo foram superiores a média praticada em 2007.

Tabela V.1 - Comparação das análises químicas da amostra estudada e da média desse rejeito em 2007

Amostra	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	PPC (%)
Estudada	11,01	83,68	0,21	0,014	0,33
Média 2007	10,42	84,57	0,15	0,008	0,34

5.2 Caracterização da amostra

5.2.1 Análise granulométrica e química das frações

A figura 5.1 apresenta a distribuição granulométrica da amostra obtida por peneiramento e granulômetro a laser. Os valores de d_{50} , F_{80} e o percentual de lamas (fração menor que 10 μ m) foram respectivamente: 63 μ m, 116 μ m e 2,69%.

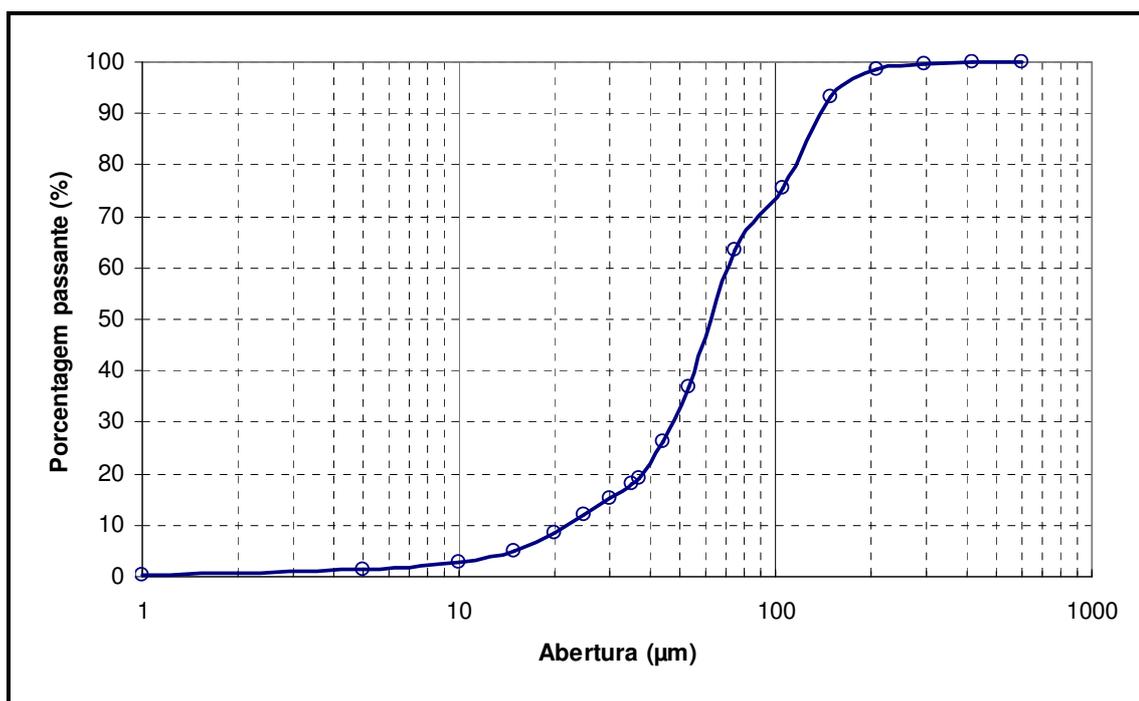


Figura 5.1 - Distribuição granulométrica da amostra.

A tabela V.2 mostra os teores das frações retidas acumuladas. Verifica-se uma alta concentração de sílica nas frações grosseiras e uma maior concentração de ferro nas frações finas. O fósforo concentra-se predominantemente na fração $-37\mu\text{m}$, e a alumina e o PPC nas frações acima de $210\mu\text{m}$.

Os teores das frações simples encontram-se no anexo I. O teor de ferro na fração $-37\mu\text{m}$ é de 44,02%, conforme visualizado no anexo I.

Tabela V.2 - Distribuição granulométrica e teores das frações retidas acumuladas

Abertura (µm)	% Passante acumulada	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	PPC (%)
297	98,73	0,59	98,19	0,68	0,001	0,25
210	93,41	1,22	97,35	0,65	0,001	0,22
149	75,44	2,60	95,96	0,18	0,001	0,09
105	63,42	3,01	95,45	0,13	0,001	0,08
74	36,86	3,47	94,82	0,09	0,001	0,10
53	26,26	3,90	94,22	0,08	0,001	0,10
44	18,98	4,44	93,37	0,13	0,005	0,12
37	15,43	5,06	92,43	0,15	0,007	0,13
-37	0,00	11,10	83,68	0,27	0,014	0,13
Alimentação calculada		11,06	83,74	0,27	0,014	0,13
Alimentação analisada		11,01	83,68	0,21	0,014	0,33

5.2.3 Microscopia óptica de luz refletida

A figura 5.2 apresenta as principais fases mineralógicas presentes na amostra do rejeito da flotação mecânica. Conforme observado, o quartzo é a fase mineralógica mais abundante, com cerca de 51% em peso. As fases mineralógicas de ferro mais representativas são a hematita especular e a hematita porosa, com 29% e 14% em peso, respectivamente. O percentual de quartzo misto na amostra é da ordem de 2% em peso, e o grau de liberação do quartzo de 96%. No geral, quanto maior o tamanho de partícula, maior é o percentual de quartzo e menor é o percentual de hematita especular. Na fração menor que 37µm a hematita especular é a fase mineralógica mais abundante, com cerca de 49% em peso, seguida por quartzo livre (24% em peso) e hematita porosa (22% em peso).

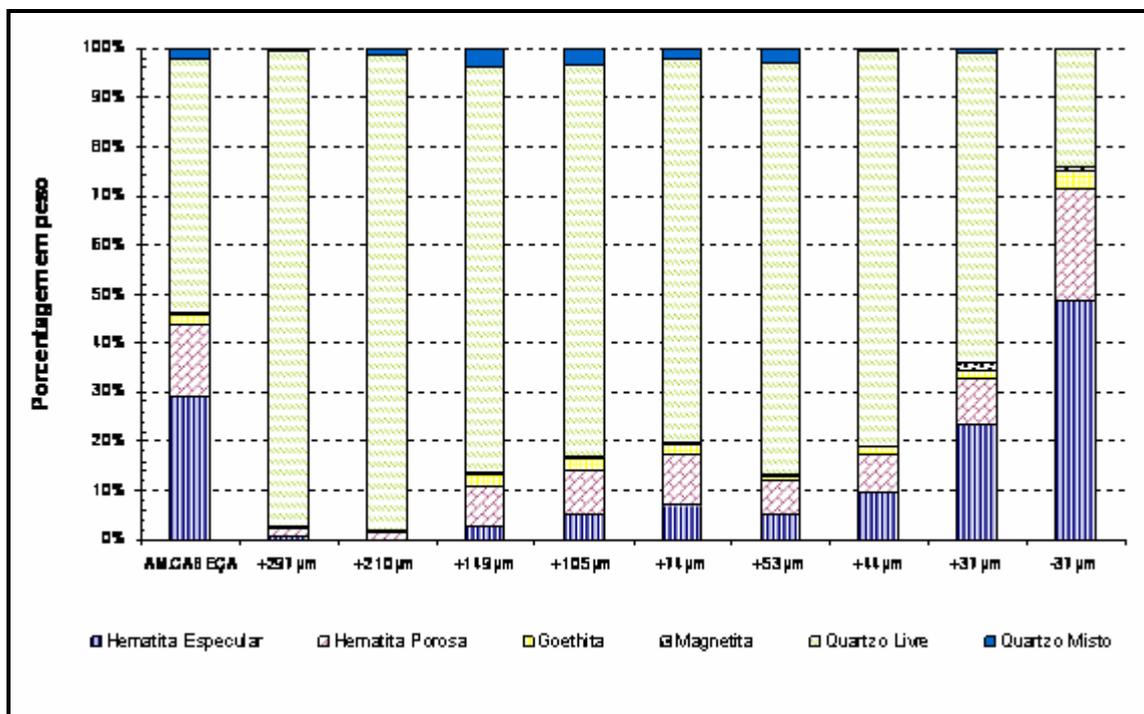


Figura 5.2 - Distribuição das fases mineralógicas da amostra (MOLR).

A figura 5.3 mostra a distribuição das fases mineralógicas contendo ferro. Conforme citado anteriormente, a hematita especular é a fase mineralógica contendo ferro mais abundante (64% em peso), seguida por hematita porosa (31% em peso), goethita (4% em peso) e magnetita (1% em peso). A hematita porosa é a fase mineralógica mais representativa até a fração +53μm. Nas frações mais finas que -53μm, a hematita especular passa a ser a fase mineralógica mais abundante.

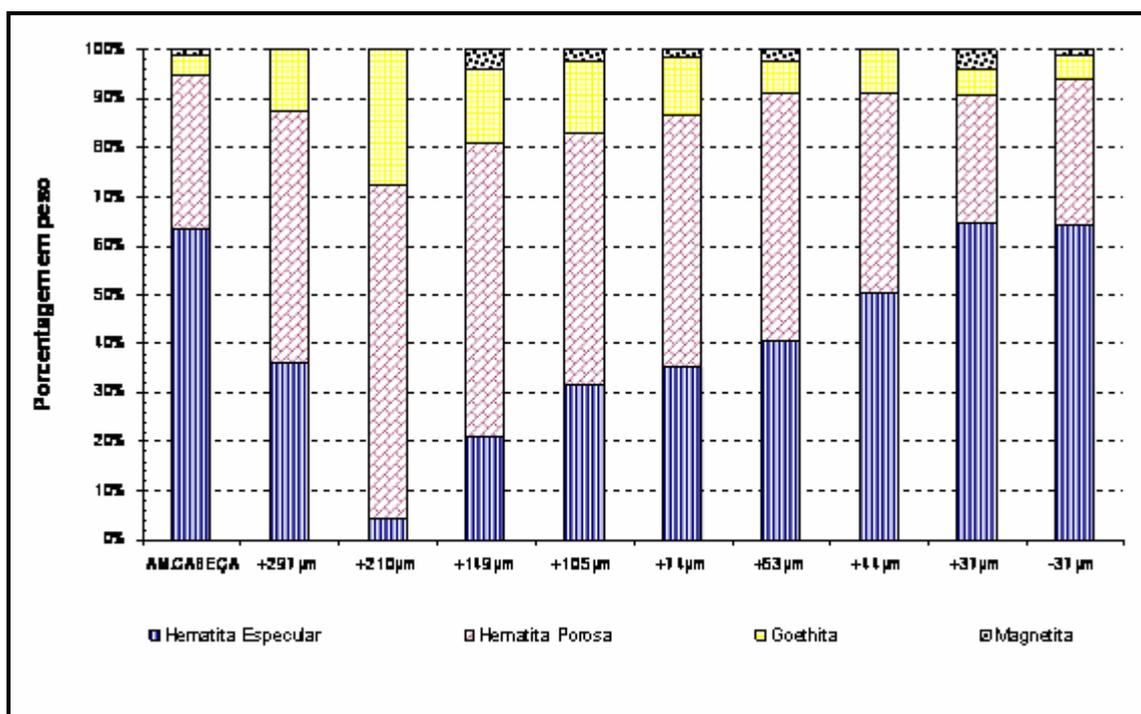


Figura 5.3 - Distribuição das fases mineralógicas contendo ferro da amostra (MOLR).

5.2.4 Difração de raios-X

A tabela V.3 mostra os resultados da difração de raios-X realizada nas frações +37µm e -37µm da amostra do rejeito da flotação mecânica. Conforme descrito anteriormente, o quartzo encontra-se predominantemente nas frações grosseiras, e a hematita na fração -37µm. Nos difratogramas obtidos não foi possível a identificação de picos de magnetita em ambas as frações. Na fração +37µm foram identificados traços de caolinita. Já na fração -37µm foram identificados picos de goethita e de caolinita.

Tabela V.3 - Difração de raios-X da amostra do rejeito da flotação mecânica

Fração	Magnetita	Hematita	Goethita	Caolinita	Gibbsita	Moscovita	Quartzo
+37µm	-	++	+	+	-	-	++++
-37µm	-	++++	++	+	-	-	++++

++++: alta concentração da fase

- +++: média concentração da fase
- ++: baixa concentração da fase
- +: traços da fase
- : não encontrada na amostra analisada

5.2.5 Microscopia eletrônica de varredura e microanálise

Nas análises das frações por microscopia eletrônica de varredura não foram encontradas anomalias nos parâmetros texturais / morfológicos das amostras e nas microanálises não foram identificados elementos diferentes daqueles encontrados nas análises químicas.

A fração +37 μ m apresenta partículas de quartzo em sua grande maioria livres, porém o número de partículas de minerais de ferro mistas apresenta-se em alta proporção, sendo difícil identificar nessa fração partículas contendo minerais de ferro totalmente livres, conforme visualizado na figura 5.4.

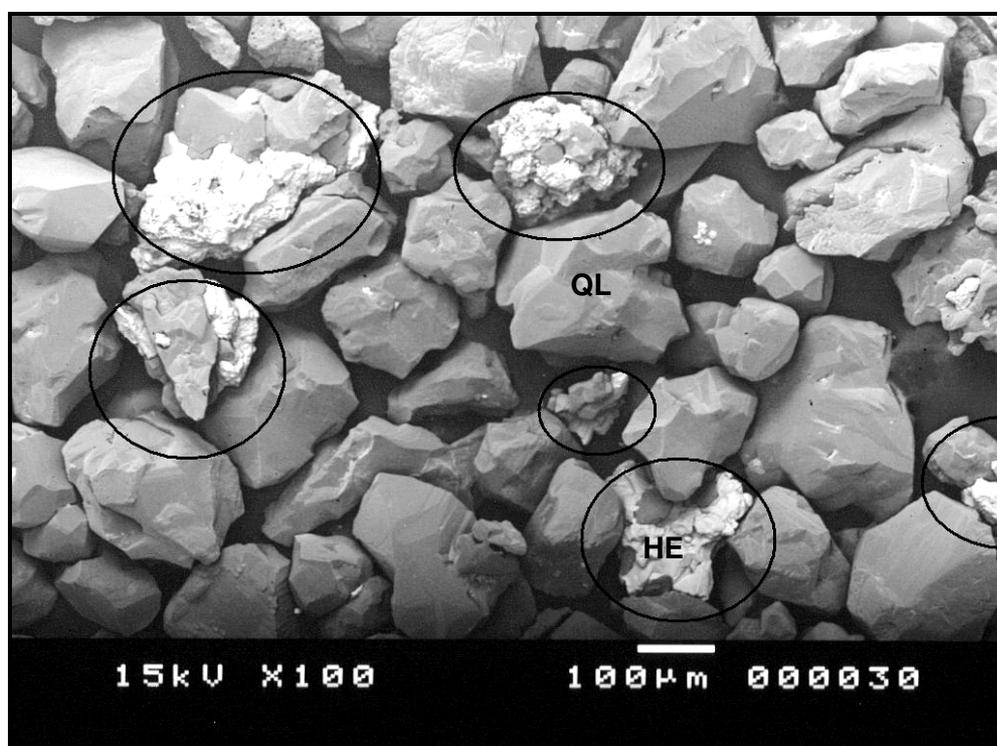


Figura 5.4 - Fotomicrografia da fração +37 μ m do rejeito da flotação mecânica.

Na fração +37 μ m foram verificadas algumas partículas de quartzo com inclusões de hematita, conforme visualizado na figura 5.5.

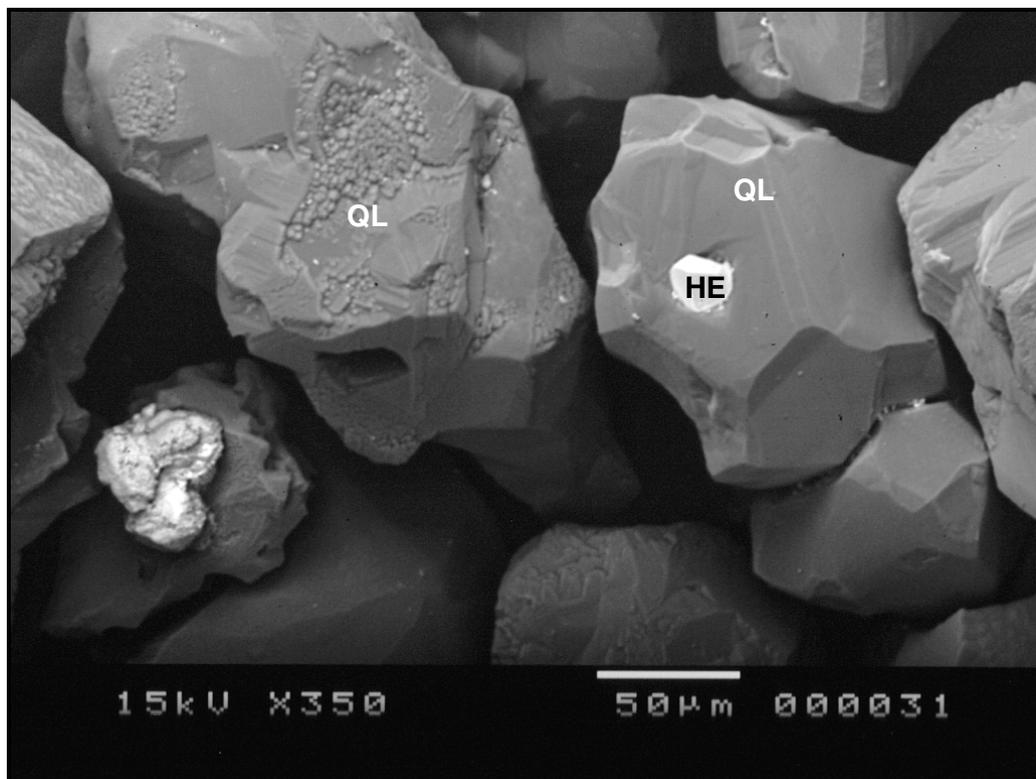


Figura 5.5 - Detalhe de uma inclusão de hematita em partícula de quartzo na fração +37 μ m do rejeito da flotação mecânica.

A fração -37 μ m apresenta um número maior de partículas de minerais de ferro, conforme distribuição das fases mineralógicas da amostra obtida pela microscopia óptica de luz refletida. As partículas de quartzo e as partículas de minerais de ferro encontram-se em grande parte liberadas, conforme visualizado na figura 5.6.

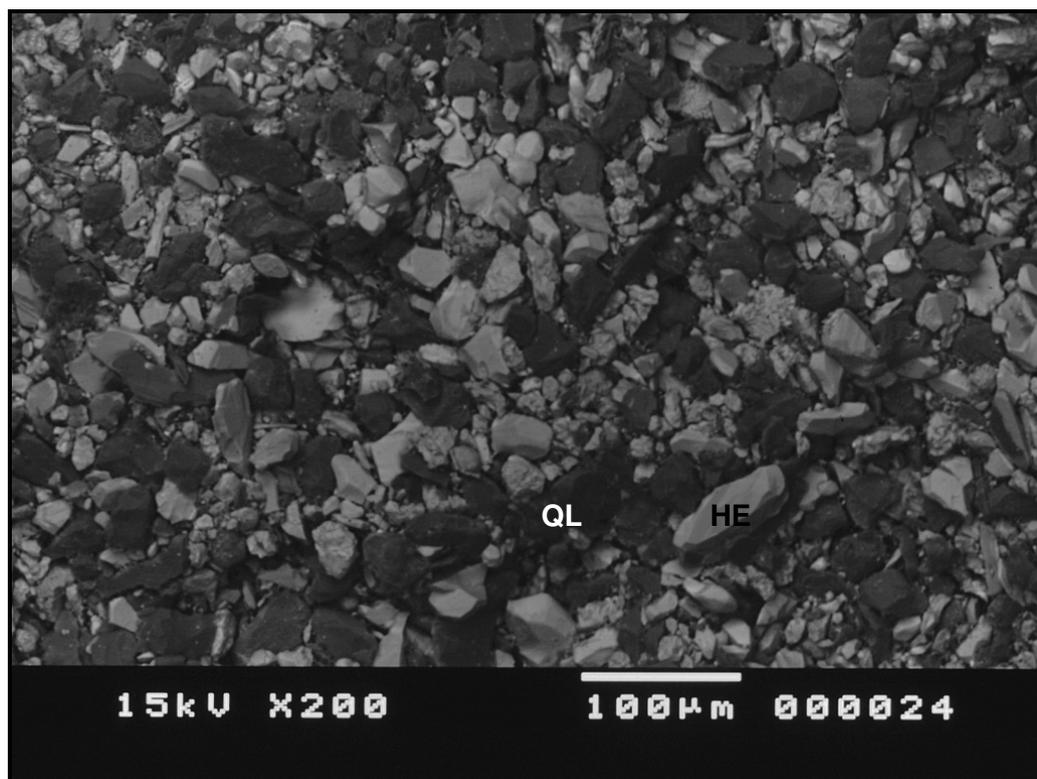


Figura 5.6 - Fotomicrografia da fração -37µm do rejeito da flotação mecânica.

5.3 Ensaios tecnológicos

5.3.1 Concentração magnética utilizando o Minimag

O anexo II apresenta os resultados de concentração magnética do rejeito da flotação mecânica utilizando o Minimag. Conforme observado, a massa dos médios foi em média 13% se comparada à massa do rejeito (não-magnético). Para análise das recuperações de ferro, foi calculado um rejeito total (média ponderada do rejeito e médio) e recalculado o teor de ferro na alimentação. Houve variações na alimentação de alguns testes, provavelmente devido a erros de homogeneização, preparação e análise química.

A tabela V.4 mostra a compilação dos 12 testes contidos no anexo II. O teor de ferro médio no pré-concentrado foi menor que o obtido com o WHC, conforme mostrado anteriormente na tabela III.2, porém com recuperações mássicas e de ferro médias

superiores. Para explicar essa diferença surgiram algumas hipóteses iniciais, como uma provável diferença físico-química no material devido ao repolpamento (com o WHC trabalhava-se com parte da polpa de rejeito que era proveniente da flotação mecânica, já com o Minimag os testes foram feitos a partir de uma amostra representativa desse rejeito que foi repolpada), ou devido à mudança do material (os testes com o WHC foram feitos em 2006). Posteriormente foi descoberto que se tratava da segunda hipótese, conforme será descrito no próximo tópico.

Tabela V.4 - Compilação de 12 testes de pré-concentração utilizando o Minimag (valor mínimo a valor máximo; média)

Fluxo	Fe (%)	Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe (%)
Alimentação	9,35 – 10,69	20,36 – 28,35 24,82	82,57 – 88,79 86,02
	10,17		
Concentrado	32,38 – 38,38		
	35,43		
Rejeito	1,65 – 2,16		
	1,88		

A figura 5.7 apresenta a influência do campo magnético nas curvas de teor e recuperação de ferro. Aumentando-se o campo aumenta-se a recuperação, mas o teor de ferro no concentrado fica um pouco mais baixo, provavelmente devido ao descarte de partículas mistas nesse fluxo. A redução do consumo energético de 14000G para 12000G é de 64%, conforme curva de indução magnética fornecida pelo fabricante para o modelo G3600. Desse modo considera-se como melhor faixa de trabalho a utilização de um campo magnético de 12000G.

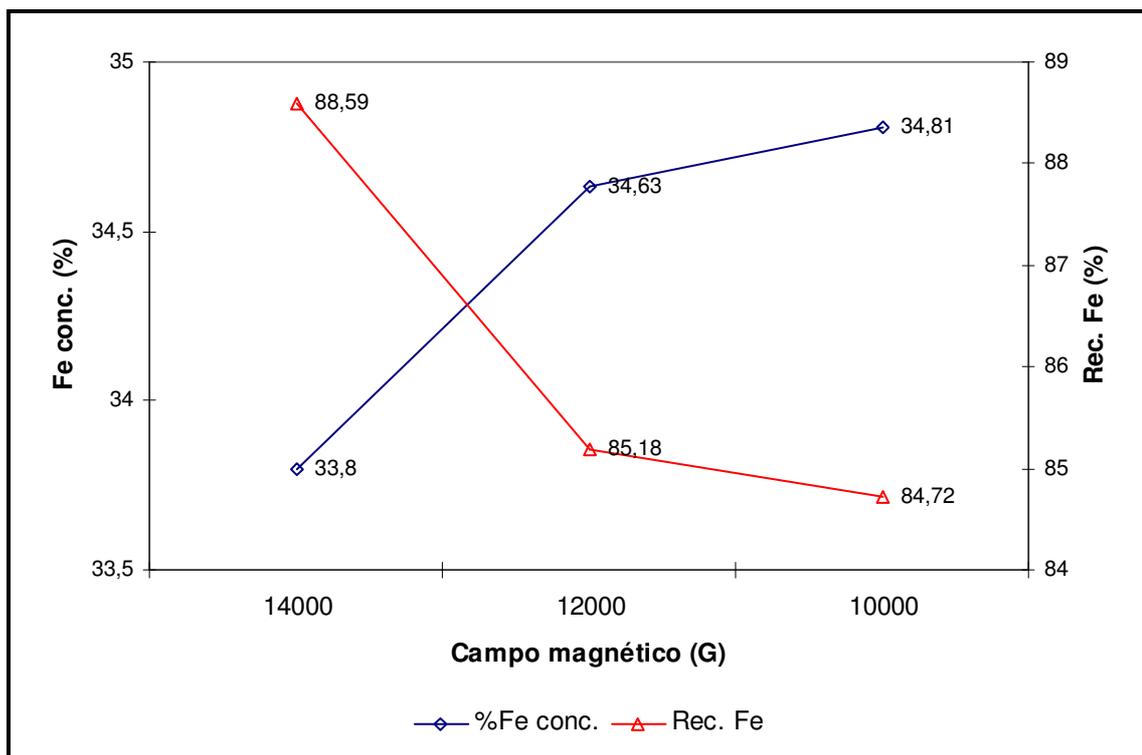


Figura 5.7 - Curva de teor e recuperação de ferro em função do aumento do campo magnético (taxa equivalente de 200t/h, porcentagem de sólidos na alimentação de 40%, rotação do carrossel em 4rpm, pressão de *spray* de lavagem de médios de 0,5kgf/cm²).

A figura 5.8 apresenta a influência da pressão de *spray* de lavagem de médios e do aumento do percentual de sólidos na alimentação no diagrama teor e recuperação de ferro. Conforme observado, as diferenças encontradas para 30% e 40% de sólidos na alimentação foram mínimas, com resultados ligeiramente melhores para 30%. O aumento da pressão de lavagem de médios ocasiona perda de recuperação de ferro, mas ganho na qualidade. A melhor faixa de trabalho ficou entre 1,5 - 3,0kgf/cm² de pressão de lavagem de médios.

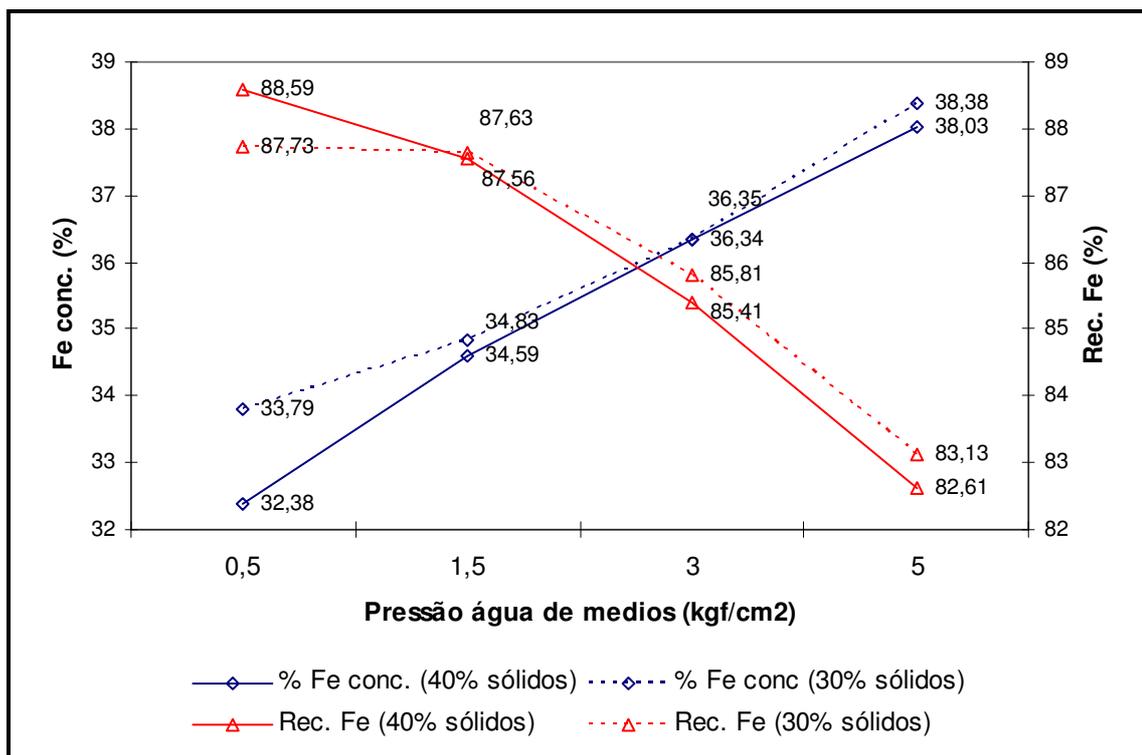


Figura 5.8 - Curva de teor e recuperação de ferro em função do aumento do percentual de sólidos na alimentação e da pressão de lavagem dos médios (taxa equivalente de 150t/h).

A diminuição da rotação do carrossel de 4 para 3rpm ocasiona perda na recuperação de ferro e aumento no teor de ferro do concentrado, conforme apresentado na figura 5.9. Rotações menores implicam em um maior tempo de lavagem dos médios, ocasionando uma perda maior, mas um ganho na qualidade do concentrado.

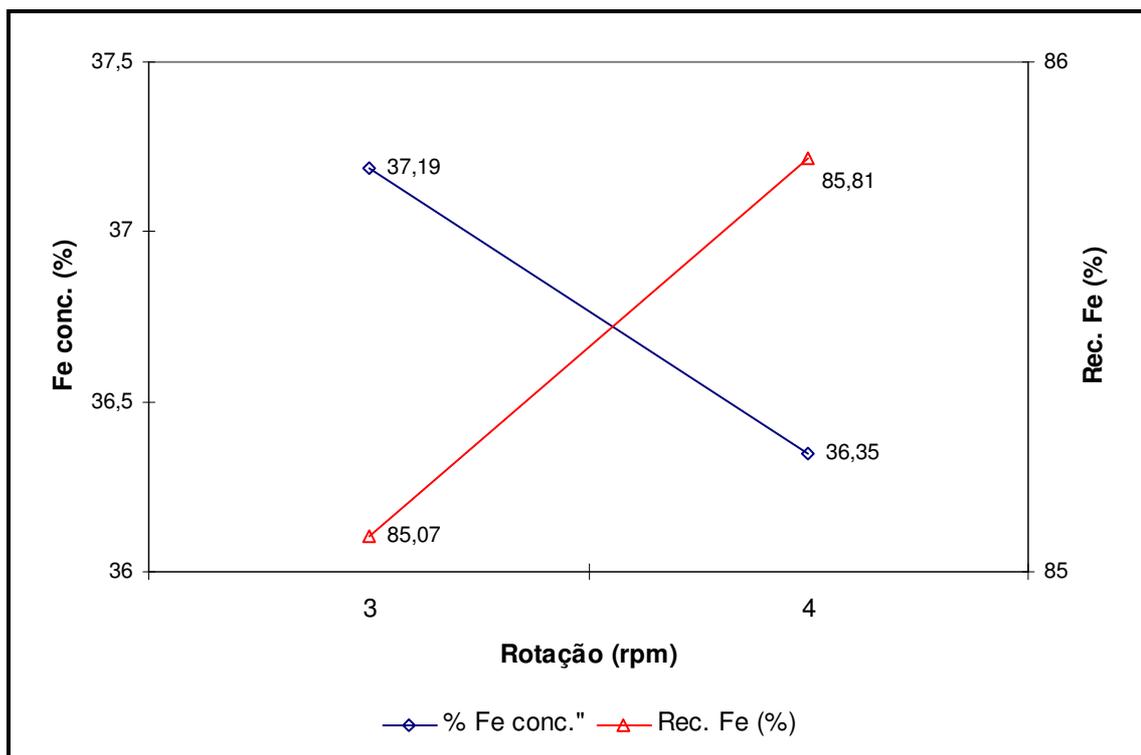


Figura 5.9 - Curva de teor e recuperação de ferro em função da velocidade de rotação do carrossel (30% sólidos na alimentação, pressão de lavagem dos médios de 3kgf/cm² e taxa equivalente de 150t/h).

Foi realizado um teste *cleaner* no concentrado obtido no teste 11, conforme visualizado no anexo II. Para esse teste foi usado um campo de 7600G a fim de se obter um concentrado com um teor de ferro mais elevado. Conforme descrito anteriormente no item 3.3.1 (teste *cleaner* utilizando o WHC), os resultados foram insatisfatórios. O teor de ferro aumentou de 36,14 para 43,62% de ferro, e teor de ferro no rejeito global foi de 16,89%, mostrando mais uma vez que não é viável obter um *pellet feed* a partir do rejeito da flotação mecânica utilizando somente concentradores magnéticos de alta intensidade.

Foram feitas algumas análises de microscopia eletrônica de varredura do concentrado obtido no teste 7, nas frações +37 μ m e -37 μ m. O objetivo era verificar a presença de inclusões de hematita no quartzo, o que poderia justificar a baixa seletividade em uma etapa *cleaner* utilizando o Minimag. Entretanto, foi encontrada uma baixa proporção de partículas mistas / inclusões de minerais de ferro em quartzo em ambas as frações. A grande proporção de partículas mistas de minerais de ferro encontrada na fração

+37 μm do rejeito da flotação mecânica (figura 5.4) não foi encontrada nas frações do concentrado, indicando que grande parte dessas partículas foi descartada no rejeito ou no médio do Minimag.

As figuras 5.10 e 5.11 mostram algumas partículas de quartzo com inclusões de hematita nas frações +37 μm e -37 μm do concentrado obtido pelo Minimag.

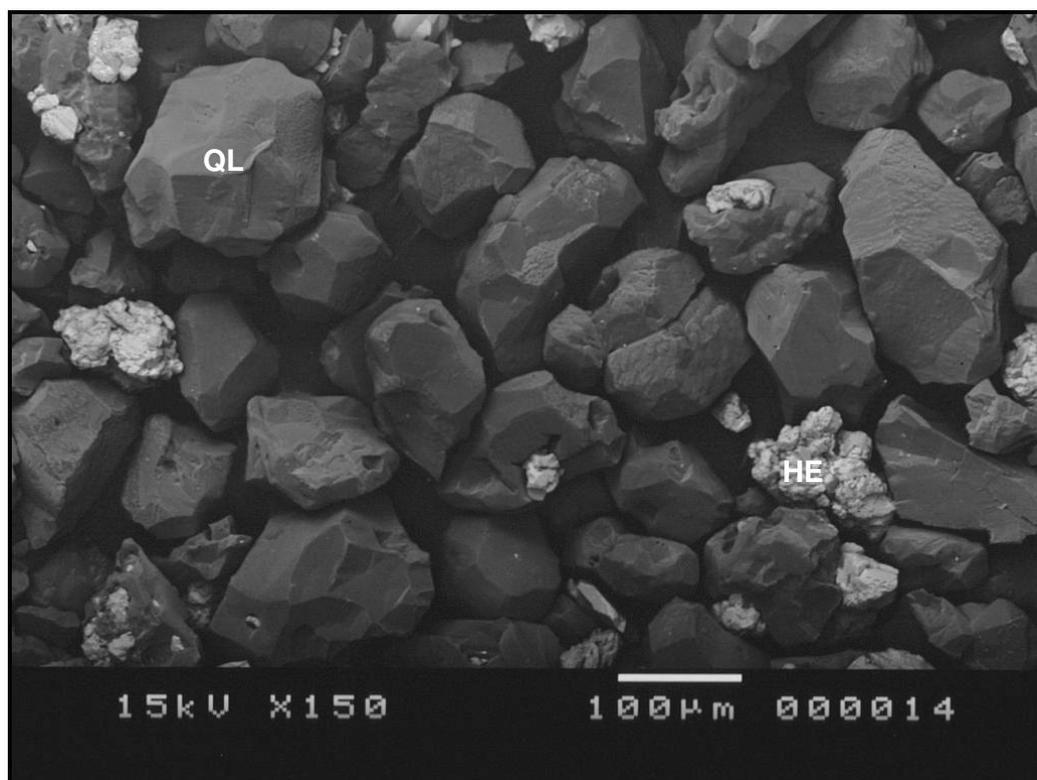


Figura 5.10 - Fotomicrografia do concentrado do Minimag na fração +37 μm .

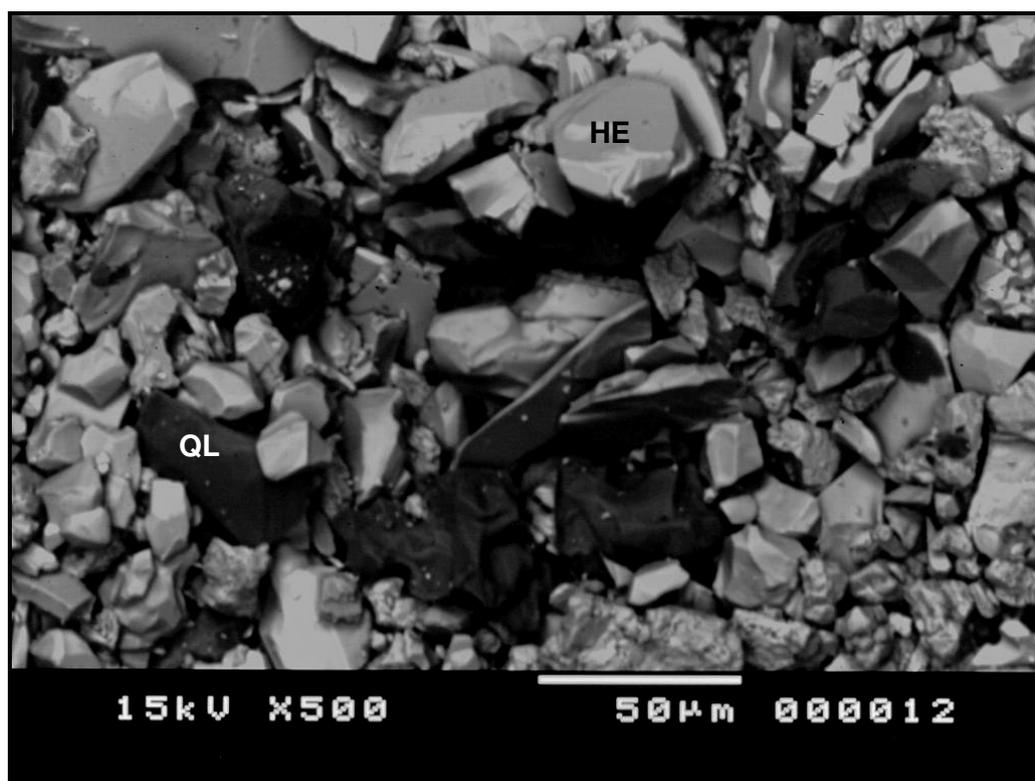


Figura 5.11 - Fotomicrografia da fração -37µm do concentrado obtido pelo Minimag.

A tabela V.5 mostra dois testes de flotação em bancada realizados em um concentrado obtido pelo Minimag. Com 100g/t de amina e 600g/t de amido foi possível obter um *pellet feed* com a especificação de 1,0% de sílica. O percentual passante em 44µm também foi satisfatório. Essa rota será mais bem detalhada no tópico 5.3.2.

Tabela V.5 - Testes de flotação em bancada do concentrado gerado pelo Minimag

Amina / amido (g/t)	Concentrado							Rejeito	Recuperação	
	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	+74µm (%)	-44µm (%)	Blaine (cm ² /g)	Fe (%)	Mássica (%)	Fe (%)
80 / 600	67,77	1,52	0,026	0,23	5,93	85,47	855	25,88	24,56	46,02
100 / 600	67,70	1,07	0,026	0,23	5,58	86,43	831	25,22	23,68	45,44

5.3.2 Comparação entre Minimag x WHC-05S

Visando verificar a diferença de desempenho entre os dois equipamentos, foi realizado um teste comparativo durante 10 dias entre as máquinas. Durante esses 10 dias foi feita também uma composição de todos os rejeitos de flotação do concentrador de Germano.

A composição dos rejeitos de flotação foi testada no Minimag, uma vez que esse equipamento, por ser menor que o WHC, trabalha com uma taxa de alimentação bem menor (1,5t/h x 0,3t/h), facilitando assim a composição e o manuseio dessa amostra composta.

O WHC piloto trabalhou com uma taxa de 1,5t/h. Essa taxa de alimentação, segundo o fabricante, é equivalente a uma taxa de 100t/h no modelo WHC-150D (para matriz de 1,5mm). Foi utilizada uma velocidade de rotação do carrossel de 2,5rpm, pressão de lavagem de médios de 1,5kgf/cm² e corrente de 20A.

O Minimag trabalhou com uma taxa de 288kg/h, equivalente a uma taxa de 150t/h no modelo G-3600 (para matriz de 1,5mm). Foi utilizada uma velocidade de rotação do carrossel de 4,0rpm, pressão de lavagem de médios de 2,5kgf/cm² e corrente de 25A.

Os resultados dos testes realizados durante os 10 dias encontram-se no anexo III. As variações do teor de ferro no concentrado e da recuperação de ferro durante os 10 dias de testes podem ser visualizadas na figura 5.12.

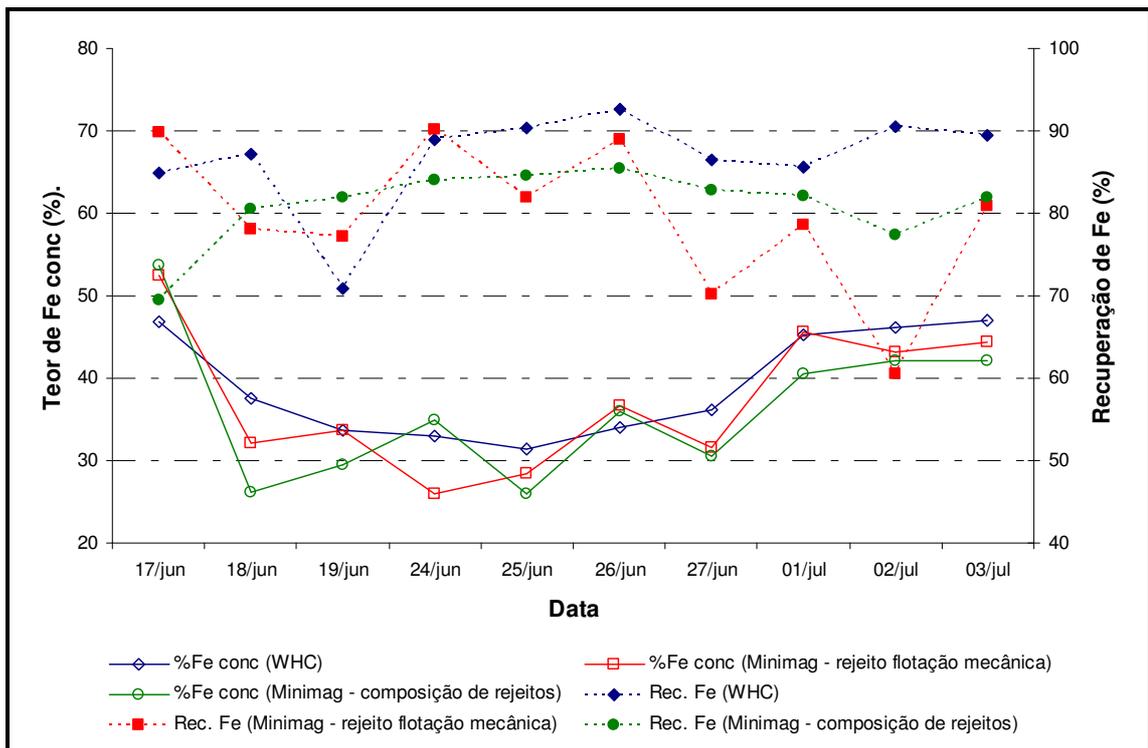


Figura 5.12 - Comparação dos resultados WHC x Minimag e rejeito da flotação mecânica x composição dos rejeitos.

Observa-se uma grande variação no teor de ferro no concentrado e de recuperação de ferro produzido durante os 10 dias, evidenciado uma alta variabilidade do minério alimentado no concentrador de Germano, já que as condições operacionais de cada máquina foram mantidas constantes.

A compilação de todos os resultados pode ser visualizada na tabela V.6.

Tabela V.6 - Compilação dos resultados comparativos entre WHC x Minimag e rejeito da flotação mecânica x composição dos rejeitos da flotação (valor mínimo a valor máximo; média).

Equipamento / amostra	Fluxo	Fe (%)	Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe (%)
WHC / rejeito flotação mecânica	Alimentação	5,36 – 13,73 9,93	11,3 – 35,8 22,6	70,9 – 92,7 86,7
	Concentrado	31,42 – 46,95 39,11		
	Rejeito	1,24 – 1,96 1,57		
Minimag / rejeito flotação mecânica	Alimentação	6,49 – 14,6 10,49	12,0 – 35,2 23,1	60,6 – 90,2 79,67
	Concentrado	26,00 – 52,47 37,40		
	Rejeito	1,53 – 3,80 2,59		
Minimag / composição dos rejeitos de flotação	Alimentação	7,93 – 12,16 9,56	11,4 – 28,6 22,3	69,4 – 85,4 80,99
	Concentrado	25,88 – 53,77 36,15		
	Rejeito	1,83 – 3,06 2,30		

O WHC apresentou um teor no concentrado ligeiramente superior, com melhores índices de recuperação de ferro. Provavelmente a utilização de uma menor pressão de água de lavagem de médios no Minimag aumentaria a recuperação de ferro, deixando os resultados mais próximos ao WHC.

Não houve diferenças significativas entre o rejeito da flotação mecânica e a composição dos rejeitos de flotação. O tratamento de todos os rejeitos de flotação agrupados em um único fluxo representa uma simplificação de processo se comparada ao fluxograma inicialmente proposto na figura 3.4. Aliada a essa simplificação, a utilização de concentradores eletromagnéticos de carrossel de maior capacidade diminuiria o valor total de investimento da implantação de uma planta de concentração de rejeitos.

Foram feitos testes de flotação em bancada em todos os concentrados gerados (anexo IV, anexo V e anexo VI). Com 80g/t de amina conseguiu-se especificações finais de sílica na maioria dos concentrados gerados pelo WHC. Infelizmente não foi possível realizar testes de flotação em bancada com 80g/t nos concentrados gerados pelo Minimag, uma vez que alguns testes tiveram que ser repetidos e a massa de concentrado magnético gerada não foi suficiente para mais testes. Mas observa-se claramente que o aumento da dosagem da amina propicia a geração de concentrados com teor de sílica final (1,0%) em todos os testes de concentração magnética realizados. A figura 5.13 mostra a redução do teor de sílica no concentrado final em função do aumento da dosagem de amina (testes com WHC).

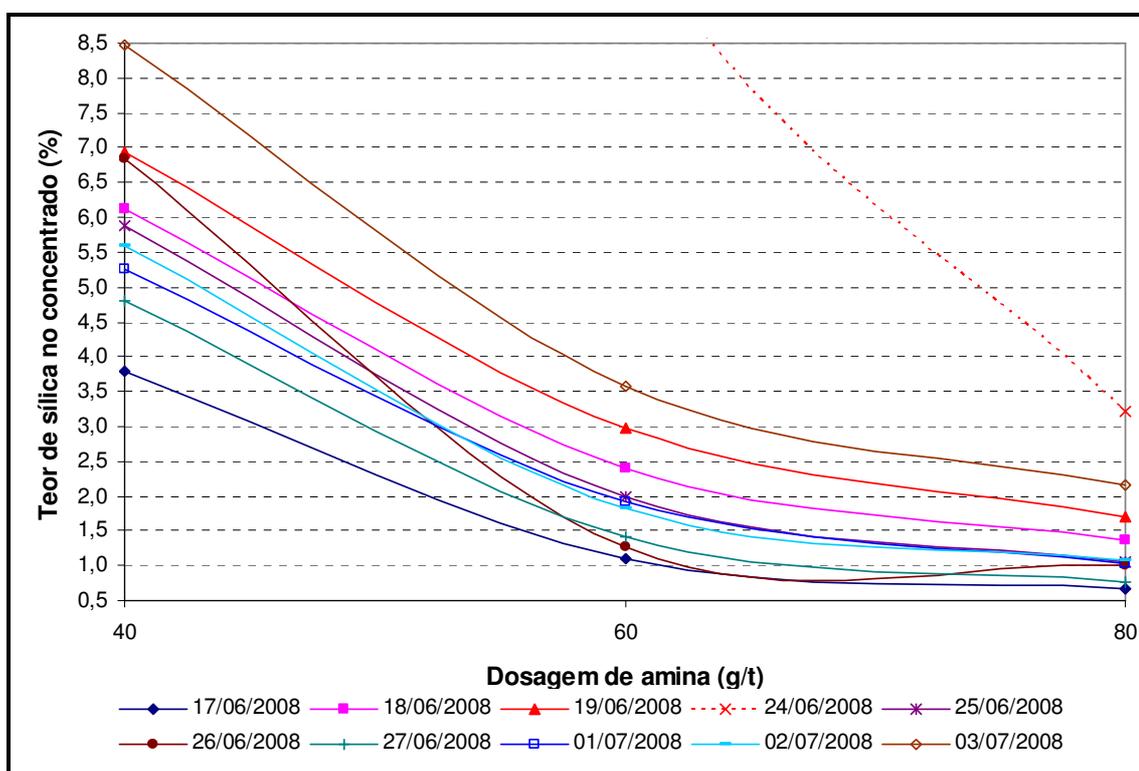


Figura 5.13 - Redução de sílica no concentrado final em função do aumento da dosagem de amina.

As curvas de recuperação metálica em função do aumento da dosagem de amina podem ser visualizadas na figura 5.14. Conforme era esperado, o aumento da dosagem de amina ocasiona perda na recuperação de ferro.

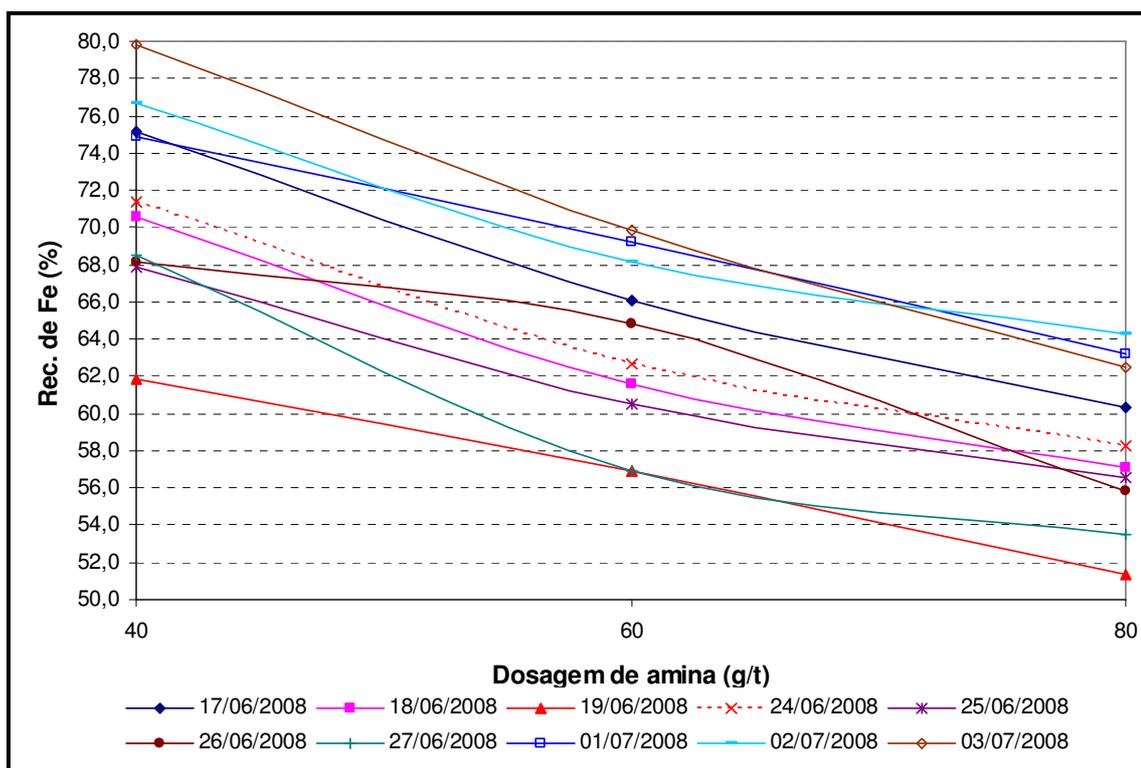


Figura 5.14 - Redução da recuperação de ferro em função do aumento da dosagem de amina.

A tabela V.7 mostra as especificações químicas e físicas dos concentrados finais obtidos através da combinação concentração magnética e flotação (testes de bancada com 80g/t de amina). Observa-se que as especificações de sílica final e do percentual passante em 44 μ m foram alcançadas na maioria dos dias. O Blaine ficou na faixa de 930g/cm², abaixo da especificação SAMARCO, que é de 1800g/cm², justificado pelo maior percentual de hematita especular contido nesse concentrado. Esse Blaine mais baixo não seria um impedimento, pois ponderado com o concentrado já produzido na usina de concentração de Germano, representaria uma queda de aproximadamente 40 unidades. Além do teor de fósforo baixo, o maior percentual de hematita especular possibilita a geração de pelotas com qualidade física superior, conforme descrito por SANTOS (2003).

Tabela V.7 - Especificações dos concentrados finais obtidos através de concentração magnética e flotação em bancada (80g/t amina)

Amostra	Fe (%)	SiO ₂ (%)	P (%)	Al ₂ O ₃ (%)	+74µm (%)	-44µm (%)	Blaine (cm ² /g)	HE (%)
17/06/2008	68,56	0,68	0,023	0,20	3,79	88,28	831	—
18/06/2008	67,68	1,36	0,019	0,26	4,17	90,83	1001	65,4
19/06/2008	66,93	1,71	0,027	0,33	5,97	87,77	961	61,6
24/06/2008	66,49	3,21	0,035	0,41	9,49	83,2	943	64,8
25/06/2008	67,53	1,06	0,052	0,34	2,41	90,51	869	47,3
26/06/2008	68,39	1,01	0,021	0,29	2,04	91,07	878	52,7
27/06/2008	68,01	0,77	0,038	0,32	1,39	91,73	941	58,0
01/07/2008	68,04	1,03	0,050	0,35	3,26	87,60	883	—
02/07/2008	68,05	1,07	0,031	0,32	4,17	91,38	1026	65,0
03/07/2008	67,29	2,15	0,044	0,35	10,08	82,48	956	—

Foram realizados testes em coluna piloto com o concentrado magnético obtido pelo WHC durante os dias 17/06, 18/06 e 24/06. Os resultados das alíquotas analisadas para cada teste encontram-se no anexo VII. A comparação da média das análises das alíquotas (coluna) com os testes de flotação em bancada para as dosagens de 40g/t, 60g/t e 80g/t de amina pode ser visualizada na tabela V.8.

Tabela V.8 - Comparação flotação em bancada x flotação em coluna piloto

Data	Flotação	Amina (g/t)	Fe alim. (%)	Fe conc. (%)	SiO ₂ conc. (%)	Fe rej. (%)	Rec. mássica (%)	Rec. Fe (%)	Rec. mássica global (%)	Rec. Fe global (%)
17/06	Bancada	40	46,73	66,57	3,80	24,55	52,78	75,19	9,82	63,84
	Coluna	40	47,51	65,56	4,75	13,06	65,62	90,55	12,21	76,88
	Bancada	60	45,46	68,21	1,11	27,54	44,06	66,11	8,20	56,13
	Coluna	60	47,51	68,33	0,79	12,90	62,44	89,80	11,61	76,24
	Bancada	80	46,66	68,56	0,68	31,40	41,07	60,34	7,64	51,23
	Coluna	80	47,51	68,46	0,70	14,54	61,15	88,11	11,37	74,81
18/06	Bancada	40	36,21	64,09	6,12	17,74	39,85	70,53	7,33	61,50
	Coluna	40	37,35	58,33	15,91	9,59	56,96	88,95	10,48	77,57
	Bancada	60	36,25	67,03	2,39	20,89	33,28	61,55	6,12	53,67
	Coluna	60	37,35	67,69	1,48	8,72	48,55	87,99	8,93	76,72
	Bancada	80	35,88	67,68	1,36	22,09	30,25	57,06	5,57	49,76
	Coluna	80	37,35	68,12	0,83	8,86	48,08	87,68	8,85	76,46
24/06	Bancada	40	29,22	51,44	25,21	14,05	40,56	71,41	9,61	63,49
	Coluna	40	29,75	51,46	24,76	9,26	48,55	83,98	11,51	74,66
	Bancada	60	29,28	61,87	10,13	15,54	29,65	62,66	7,03	55,70
	Coluna	60	29,75	62,17	10,25	9,58	38,35	80,14	9,09	71,24
	Bancada	80	29,24	66,49	3,21	16,41	25,62	58,26	6,07	51,79
	Coluna	80	29,75	67,50	1,17	9,42	35,01	79,43	8,30	70,61

Conforme observado na tabela V.8, a utilização de coluna piloto como estágio *cleaner* apresentou recuperações de ferro muito superiores se comparadas aos testes de flotação em bancada, e teores de sílica no concentrado final mais baixos. O aumento da dosagem de amina proporcionou a queda do teor de sílica no concentrado final conforme observado anteriormente nos testes de flotação em bancada, sem uma queda expressiva na recuperação de ferro, conforme apresentado na figura 5.15.

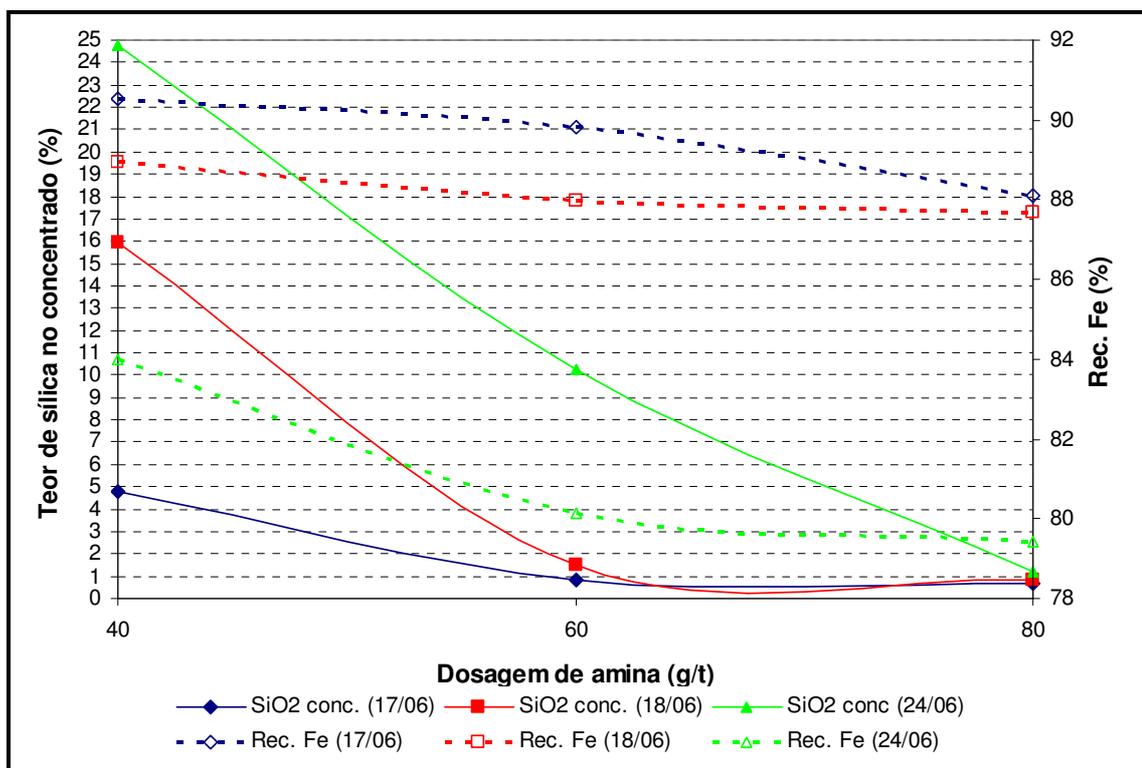


Figura 5.15 - Curvas teor de sílica e recuperação de ferro em função da dosagem de amina em testes de flotação em coluna piloto.

A figura 5.16 mostra uma comparação entre a média dos resultados obtidos em bancada nos dias 17/06, 18/06 e 24/06 com a média dos resultados obtidos em coluna piloto nesses mesmos dias. Conforme observado, a recuperação de ferro obtida na coluna foi bem superior à obtida em bancada. O teor de sílica no concentrado final também foi menor para as dosagens de 60g/t e 80g/t nos testes de flotação em coluna piloto se comparados aos testes de flotação em bancada.

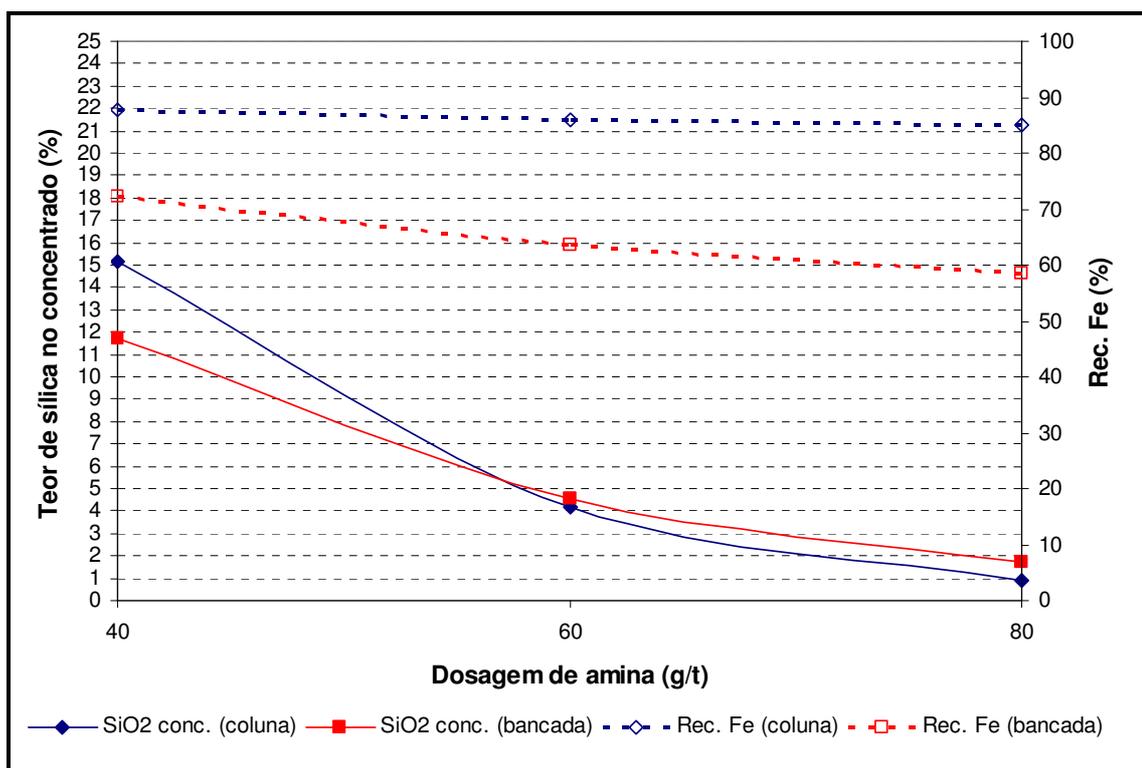


Figura 5.16 - Comparação das curvas de recuperação de ferro e teor de sílica para flotação em bancada e flotação em coluna piloto.

A tabela V.9 mostra as especificações químicas e físicas dos concentrados finais obtidos através da combinação concentração magnética como estágio *rougher* e flotação em coluna piloto como estágio *cleaner*. As especificações foram próximas às alcançadas nos testes utilizando flotação em bancada como estágio *cleaner* (tabela V.5). Em função da maior recuperação de ferro alcançada utilizando coluna de flotação, ao seu menor investimento e área requerida, está descartada a utilização de células mecânicas como estágio *cleaner* para a concentração dos minerais de ferro contidos nos rejeitos de flotação do concentrador de Germano.

Tabela V.9 - Especificações dos concentrados finais obtidos através de concentração magnética e flotação em coluna piloto (80g/t de amina)

Amostra	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	+74µm (%)	-44µm (%)	Blaine (cm ² /g)	HE (%)
17/06/2008	68,46	0,70	0,30	0,03	3,53	89,14	927	88,5
18/06/2008	68,12	0,83	0,35	0,03	3,04	92,95	1031	68,8
24/06/2008	67,50	1,17	0,35	0,03	4,74	88,30	1071	76,0
25/06/2008	67,44	0,88	0,42	0,05	1,33	92,62	967	46,7
03/07/2008	67,39	1,35	0,53	0,04	8,16	84,25	1010	67,6

A tabela V.10 mostra simulações de produção de concentrado e de recuperações mássica e de ferro da SAMARCO, considerando o circuito proposto no anexo VIII e as seguintes premissas:

- massas dos rejeitos de flotação e teores de ferro nesses rejeitos acumulados de 01/01/2008 a 17/07/2008;
- recuperação mássica da concentração magnética, considerando o desempenho médio da composição de rejeitos: 22,3%;
- teor de ferro no rejeito da concentração magnética: 2,3%;
- teores de ferro no rejeito da coluna variando de 29,3% a 5%.

Tabela V.10 - Simulações de produção de concentrado e de recuperações mássica e de ferro da SAMARCO

Teor Fe rej. coluna (%)	Rec. Mássica coluna (%)	Produção (t/ano)	Rec. Mássica SAMARCO (%)	Rec. Fe SAMARCO (%)
–	–	–	57,3	83,7
29,3	30	570.258	59,55	87,03
25	37,18	706.739	60,09	87,82
20	43,79	832.386	60,59	88,55
15	49,14	934.082	60,99	89,14
10	53,57	1.018.290	61,32	89,63
5	57,28	1.088.812	61,60	90,04

Conforme visualizado na tabela V.10 e considerando o teor de ferro no rejeito da coluna (etapa *cleaner* da planta de concentração de rejeitos) de 10%, seria possível aumentar a produção em cerca de 1 milhão de toneladas, com aumento da recuperação de ferro de 83,7 para 89,6% no concentrador de Germano.

5.3.3 Concentração magnética utilizando SLon-500

Os resultados de concentração magnética do rejeito da flotação mecânica utilizando o SLon-500 podem ser visualizados no anexo IX e na figura 5.17. A figura 5.17 mostra as curvas de teor e recuperação em função do campo magnético. Não foi possível obter um teste que apresentasse um teor de ferro no concentrado de 34% e uma recuperação de ferro superior a 80%. Os melhores testes foram aqueles que utilizaram uma rotação de 2,5rpm e uma pulsação de 200Hz, sendo que a alteração do *stroke* de 0 para 15mm não foi significativa. Em função dos resultados inferiores de teor e recuperação de ferro aos obtidos com o Minimag, não foram realizados estágios *cleaner* para se obter um *pellet feed* a partir do rejeito da flotação mecânica.

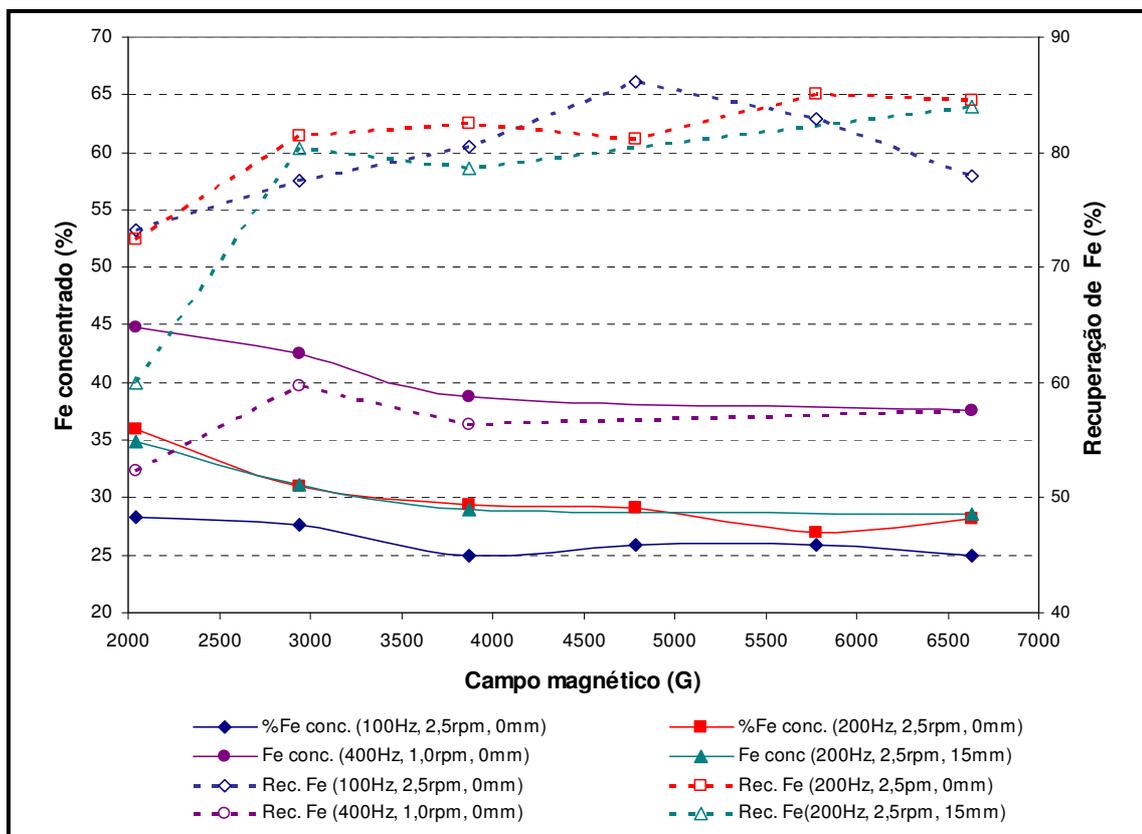


Figura 5.17 - Curvas de recuperação e teor para a concentração do rejeito da flotação mecânica utilizando o SLon-500.

5.3.4 Concentração por flotação reversa

A tabela V.11 mostra os resultados de flotação reversa em bancada do rejeito da flotação mecânica. A premissa de um teor de ferro no concentrado maior que 34% e uma recuperação de ferro superior a 80% não foi alcançada. Dessa forma não foram realizados testes de flotação na etapa *cleaner*, sendo essa rota descartada.

Tabela V.11 - Testes de flotação reversa em bancada do rejeito da flotação mecânica

Amido (g/t)	Amina (g/t)	Fe conc. (%)	Fe rej. (%)	Recuperação mássica (%)	Recuperação de Fe (%)	Fe alim (%) calculado
50	50	20,75	7,89	20,14	39,88	10,48
50	100	31,09	8,39	8,93	26,65	10,42
50	150	28,38	8,48	9,89	26,86	10,45
50	200	25,85	8,27	10,93	27,72	10,19
50	250	25,13	8,49	11,98	28,72	10,48
100	50	19,10	7,16	25,85	48,19	10,25
100	100	40,44	7,60	8,61	33,39	10,43
100	150	39,52	8,33	7,65	28,21	10,72
100	200	42,89	7,94	6,99	28,87	10,38
100	250	44,97	7,65	6,69	29,65	10,15
150	50	24,11	7,22	22,09	48,63	10,95
150	100	46,10	7,43	9,83	40,35	11,23
150	150	48,82	7,79	7,08	32,32	10,69
150	200	51,66	8,00	6,34	30,42	10,77
150	250	55,37	8,60	5,39	26,84	11,12
200	50	22,00	6,78	24,74	51,61	10,55
200	100	44,61	7,15	10,04	41,05	10,91
200	150	52,86	7,52	6,93	34,36	10,66
200	200	58,19	7,65	5,66	31,34	10,51
200	250	56,11	8,19	5,72	29,36	10,93

A figura 5.18 mostra as curvas de recuperação e teor de ferro no concentrado em função do aumento da dosagem de amina e de amido. Pode-se observar que acima de 100g/t de amina o teor de ferro no concentrado não aumenta de forma muito significativa (exceto na dosagem de 200g/t de amido). O aumento da dosagem de amido proporcionou melhores índices de recuperação de ferro e de teor de ferro no concentrado, sendo que os resultados para as dosagens de 150 e 200 g/t de amido foram muito próximos, indicando que dosagens maiores de amido não afetariam de forma significativa os índices de recuperação de ferro e de teor de ferro no concentrado.

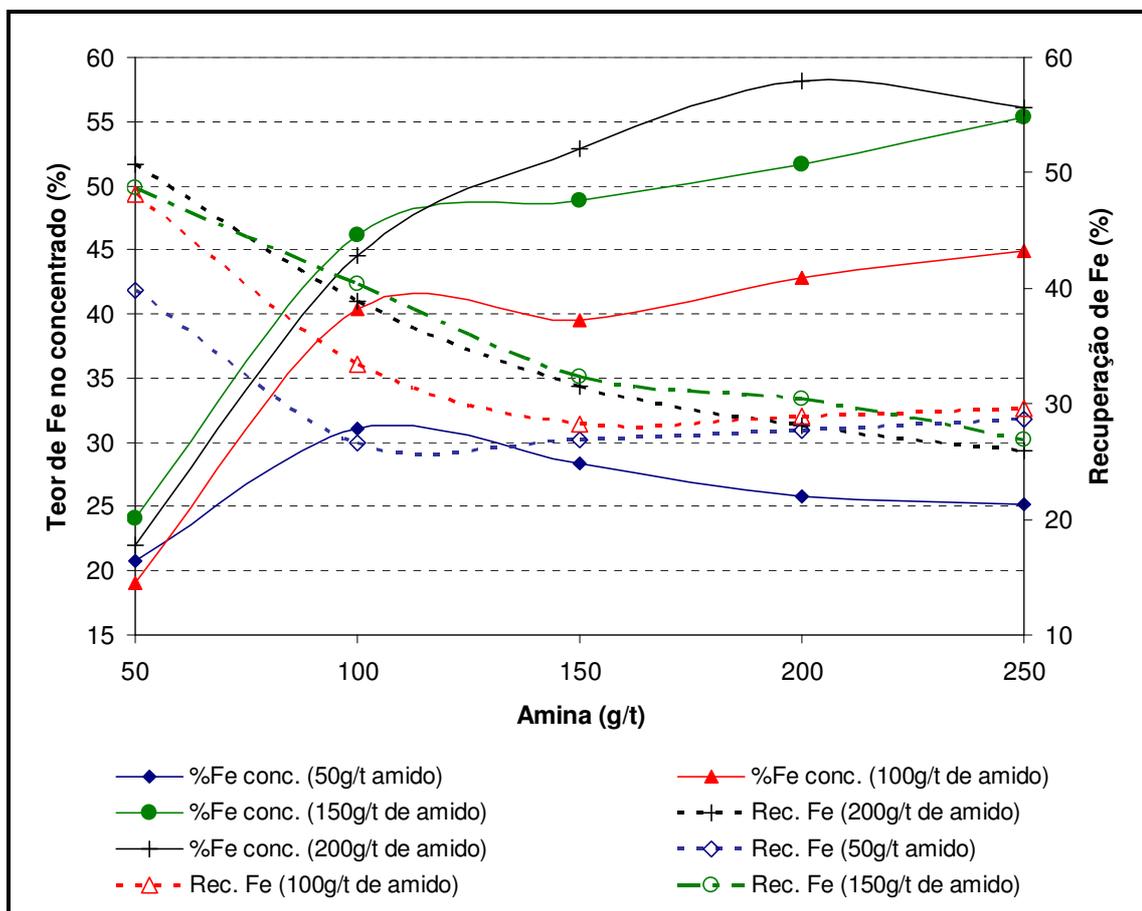


Figura 5.18 - Curvas de recuperação e teor em função da dosagem de amina e amido.

5.3.5 Concentração por flotação direta

A tabela V.12 apresenta os testes de flotação direta realizados utilizando o rejeito da flotação mecânica. Todos os testes foram realizados em pH 7, uma vez que esse é o pH em que a hematita apresenta a máxima flotabilidade com oleato de sódio (VIEIRA e SALUM, 1994). Conforme observado na tabela V.11 e na figura 5.13, a recuperação de ferro foi muito baixa (menor que 55%), sendo essa rota descartada para a produção de um *pellet feed* a partir do rejeito da flotação mecânica.

Tabela V.12 - Testes de flotação direta do rejeito da flotação mecânica

Ácido oleico (g/t)	Silicato de sódio (g/t)	Fe conc. (%)	Fe rej. (%)	Recuperação mássica (%)	Recuperação de Fe (%)	Fe alim (%) calculado
100	100	26,51	6,55	22,15	53,52	10,97
80	100	30,62	6,58	17,7	50,02	10,84
60	100	47,35	7,25	7,26	33,83	10,16
40	100	52,14	9,59	2,08	10,35	10,48
100	500	31,47	7,05	13,74	41,56	10,41
80	500	37,73	7,39	10,07	36,37	10,45
60	500	49,01	8,44	4,03	19,60	10,07
40	500	46,24	8,81	3,97	17,83	10,30

A figura 5.19 mostra as curvas de teor e recuperação de ferro em função da dosagem de ácido oléico e de silicato de sódio. As curvas de recuperação de ferro são coerentes, crescendo com a concentração do ácido oléico. Com o aumento da concentração do ácido oléico, o teor de ferro no concentrado diminui, explicado pela baixa seletividade do ácido oléico, que acaba coletando partículas de quartzo e contaminando o concentrado.

O aumento da dosagem de silicato de sódio aumentou o teor de ferro no concentrado, mas diminuiu a recuperação de ferro, indicando também uma baixa seletividade.

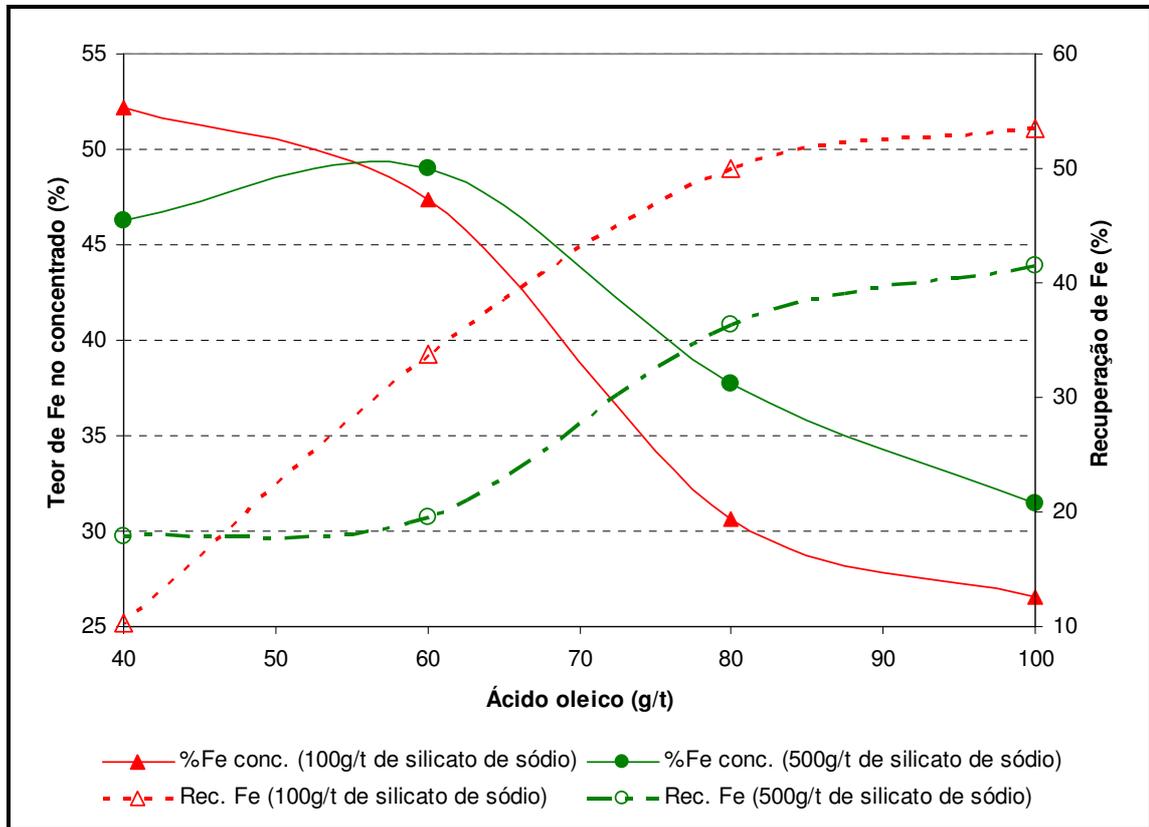


Figura 5. 19 - Curvas de teor e recuperação de ferro em função da dosagem de ácido oléico e de silicato de sódio.

6 CONCLUSÕES

Os resultados deste trabalho mostraram ser possível a produção de um *pellet feed* com 1,0% de sílica a partir do rejeito da flotação mecânica. A melhor opção de rota estudada consistiu em se utilizar concentradores eletromagnéticos de carrossel (*WHIMS*) como etapa *rougher* e colunas como etapa *cleaner*.

Não houve diferenças significativas entre o rejeito da flotação mecânica e a composição de todos os rejeitos de flotação. Para simplificação do circuito e redução do investimento de implantação de uma planta de recuperação de minerais de ferro contidos nos rejeitos de flotação, recomenda-se alimentar os concentradores eletromagnéticos com a composição de todos os rejeitos.

Os concentradores eletromagnéticos da INBRÁS-ERIEZ e da GAUSTEC apresentaram teores de ferro no concentrado e recuperações mássicas muito semelhantes, mas a recuperação metálica do concentrador da Inbras foi superior, provavelmente devido a utilização de uma maior pressão de água de lavagem dos médios nos testes realizados com o Minimag.

Considerando os dados médios de recuperação mássica obtidos com a composição dos rejeitos de flotação do concentrador I de Germano, e assumindo 15% de ferro no rejeito final das colunas, o incremento de produção anual de concentrado com a instalação dessa planta será de 934.082t/ano, o que representa um aumento de recuperação de ferro no concentrador de Germano de 83,7 para 89,1%.

As rotas utilizando o concentrador magnético SLon-500, flotação reversa e flotação direta apresentaram resultados inferiores à premissa adotada neste estudo, que era a de se obter um teor de ferro no concentrado *rougher* maior que 34% e uma recuperação de ferro superior a 80%, não sendo realizados testes de concentração (etapa *cleaner*) com os concentrados obtidos utilizando essas três rotas.

7 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

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

- 1) Caracterização tecnológica do rejeito produzido pelos concentradores eletromagnéticos, com ênfase em aplicações para construção civil;
- 2) Recuperação dos minerais de ferro presentes na lama (material abaixo de 10 μ m, com 51% de ferro, que representa 37% de toda a perda de massa de ferro na usina de concentração de Germano);
- 3) Estudo de métodos centrífugos para a concentração de rejeitos;
- 4) Melhor entendimento da falta de seletividade do concentrador eletromagnético de carrossel em etapa *cleaner*.

8 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARAUJO, A. C.; PERES, A. E. C.; VIANA, P. R. M.; OLIVEIRA, J. F. (2006) Flotação de minérios de ferro. In: CHAVES, A. P. *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios; Flotação: O Estado da Arte no Brasil*. 1ª edição. São Paulo: Signus Editora, Vol.4, Cap.13, p.317-331.

BATISTELI, G. M. B. (2007) *Amina residual na flotação catiônica reversa de minério de ferro*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 118p. (Dissertação, Mestrado em Tecnologia Mineral).

DAHE, X. (1998) New technology of SLon vertical ring and pulsating high gradient magnetic separators, *International Journal of Mineral Processing*, 54, p.111-127.

GAUSTEC (2008) Catálogo Wet High Intensity Separator.

HEARN, S. B.; DOBBINS, M. N. (2007) SLon magnetic separator: A new approach for recovering and concentrating iron ore fines. Montreal Energy & Mines, Montreal.

MAPA, P. S. (2006) *Rota de processo para o underflow da deslamagem de minério de ferro do concentrador da Samarco Mineração S.A.* Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 190p. (Dissertação, Mestrado em Tecnologia Mineral).

ROSA, A. C. (2007-I) Análise financeira do Projeto “Concentração Magnética de Rejeitos”. SAMARCO (Relatório Interno).

ROSA, A. C. (2007-II) Dimensionamento das colunas para as instalações de concentração magnética. SAMARCO (Relatório Interno).

SÁ, K. G. (2003) Estudo da influência da mineralogia dos tipos de minério da Samarco Mineração sobre a resistência à compressão de pelotas para processos de redução direta. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP, 107p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Mineral).

SANTOS, I. J. (2003) *Estudo da produção de concentrados de minério de ferro a partir dos rejeitos da Barragem de Germano*. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP, 107p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Mineral).

VIEIRA, A. M.; PERES, A. E. C. (2007) The effect of amine type, pH, and size range in the flotation of quartz. *Minerals Engineering*, n.20, p.1008-1013.

VIEIRA, A. M.; SALUM, M. J. G. (1994) Studies of technical viability of concentration of an iron waste mine. Alexander Sutulov Memorial Volume. Vol. II FLOTATION, IV Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology; III Latin-American Congress on Froth Flotation, edited by S. Castro and J. Alvarez, Universidad de Concepción, Concepción, Chile.

VIEIRA, M. G.; QUEIROZ, D. S. B. (2004) *Testes com concentrador magnético piloto Ferrous Wheel*. SAMARCO (Relatório Interno).

VIEIRA, M. G.; QUEIROZ, D. S. B. (2006) *Concentração magnética de rejeitos utilizando WHC*. SAMARCO (Relatório Interno).

ZENG, W.; DAHE, X. (2003) The latest application of SLon vertical ring and pulsating high-gradient magnetic separator, *Minerals Engineering*, n.16, p.563-565.

9 ANEXOS

Anexo I – Distribuição granulométrica e teores das frações simples

Abertura (µm)	% Passante acumulada	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	PPC (%)
297	98,73	0,59	98,19	0,68	0,001	0,25
210	93,41	1,32	97,22	0,64	0,001	0,22
149	75,44	3,07	95,48	0,02	0,001	0,09
105	63,42	3,85	94,41	0,02	0,0006	0,04
74	36,86	4,10	93,96	0,03	0,0006	0,13
53	26,26	6,42	90,69	0,03	0,0006	0,08
44	18,98	9,88	84,77	0,64	0,05	0,33
37	15,43	19,22	71,26	0,70	0,05	0,43
-37	0,00	44,02	35,92	0,88	0,050	0,13
Alimentação calculada		11,06	82,82	0,27	0,014	0,14
Alimentação analisada		11,01	83,68	0,21	0,014	0,33

Anexo II – Resultados dos testes de concentração com o Minimag

Teste	% sólido	Campo (G)	Pressão médio (kg/cm2)	Taxa (t/h)	Rotação carrossel (rpm)	Amostra	Massa (g)	Fe (%)	Recuperação	
									Mássica	Fe
1	40	14.000	0,5	200	4	Concentrado	1.872,8	33,80	27,74	88,59
						Médio	518,7	3,61		
						Rejeito	4.359,9	1,44		
						Alimentação (recalculada)	6.751,4	10,58		
						Rejeito global (calculado)	4.878,6	1,67		
2	40	12.000	0,5	200	4	Concentrado	2.331,0	34,63	26,30	85,18
						Médio	689,1	6,40		
						Rejeito	5.841,4	1,65		
						Alimentação (recalculada)	8.861,5	10,69		
						Rejeito global (calculado)	6.530,5	2,15		
3	40	10.000	0,5	200	4	Concentrado	1.759,3	34,81	25,22	84,72
						Médio	443,8	4,04		
						Rejeito	4.771,4	1,94		
						Alimentação (recalculada)	6.974,5	10,37		
						Rejeito global (calculado)	5.215,2	2,12		
4	40	12.000	0,5	150	4	Concentrado	2.398,6	32,38	28,35	88,59
						Médio	798,1	2,58		
						Rejeito	5.263,2	1,51		
						Alimentação (recalculada)	8.459,9	10,36		
						Rejeito global (calculado)	6.061,3	1,65		
5	40	12.000	1,5	150	4	Concentrado	2.313,6	34,59	26,64	87,56
						Médio	853,7	3,10		
						Rejeito	5.518,2	1,58		
						Alimentação (recalculada)	8.685,5	10,52		
						Rejeito global (calculado)	6.371,9	1,78		
6	40	12.000	3,0	150	4	Concentrado	1.879,7	36,34	22,86	85,41
						Médio	820,3	3,99		
						Rejeito	5.523,8	1,52		
						Alimentação (recalculada)	8.223,8	9,73		
						Rejeito global (calculado)	6.344,1	1,84		
7	40	12.000	5,0	150	4	Concentrado	1.689,6	38,03	20,36	82,77
						Médio	988,1	5,00		
						Rejeito	5.621,9	1,50		
						Alimentação (recalculada)	8.299,6	9,35		
						Rejeito global (calculado)	6.610,0	2,02		
8	30	12.000	0,5	150	4	Concentrado	2.140,3	33,79	26,96	87,73
						Médio	723,4	2,83		
						Rejeito	5.075,0	1,59		
						Alimentação (recalculada)	7.938,7	10,38		
						Rejeito global (calculado)	5.798,4	1,74		
9	30	12.000	1,5	150	4	Concentrado	2.104,0	34,83	25,73	87,63
						Médio	731,3	3,11		
						Rejeito	5.343,4	1,51		
						Alimentação (recalculada)	8.178,7	10,22		
						Rejeito global (calculado)	6.074,7	1,70		
10	30	12.000	3,0	150	4	Concentrado	2.026,9	36,35	23,60	85,81
						Médio	871,0	4,64		
						Rejeito	5.691,5	1,43		
						Alimentação (recalculada)	8.589,4	10,00		
						Rejeito global (calculado)	6.562,5	1,86		
11	30	12.000	5,0	150	4	Concentrado	1.785,5	38,38	21,67	83,13
						Médio	688,2	5,64		
						Rejeito	5.764,2	1,74		
						Alimentação (recalculada)	8.237,9	10,01		
						Rejeito global (calculado)	6.452,4	2,16		
12	30	12.000	3,0	150	3	Concentrado	1.815,9	37,19	22,39	85,07
						Médio	559,4	5,09		
						Rejeito	5.735,8	1,57		
						Alimentação (recalculada)	8.111,1	9,79		
						Rejeito global (calculado)	6.295,2	1,88		
Cleaner	30	7.600	3,0	150	3	Concentrado cleaner	1.573,2	43,62	72,02	86,93
						Médio cleaner	262,0	19,79		
						Rejeito cleaner	349,1	14,71		
						Alimentação rougher	2.184,3	36,14		

Anexo III – Comparações WHC x Minimag e rejeito flotação mecânica x composição dos rejeitos de flotação

Equipamento	Data	Corrente	Pressão	Rotação	Amostra	%sólidos	%Fe	RP	RM
WHC	17/6/08	25	1,5	2,5	Alimentação	40,81	10,27	18,6	84,9
					Concentrado	9,9	46,8		
					Rejeito	33,23	1,9		
Minimag simples	17/6/08	20	2,5	4	Alimentação	34,63	14,6	25,0	89,9
					Concentrado	17,59	52,47		
					Rejeito	21,59	1,97		
Minimag composto	17/6/08	20	2,5	4	Alimentação	36,49	8,85	11,4	69,4
					Concentrado	13,62	53,77		
					Rejeito	17,6	3,06		
WHC	18/6/08	25	1,5	2,5	Alimentação	45,85	7,93	18,4	87,2
					Concentrado	8,89	37,57		
					Rejeito	33,24	1,24		
Minimag simples	18/6/08	20	2,5	4	Alimentação	32,49	8,04	19,6	78,1
					Concentrado	21,71	32,08		
					Rejeito	13,78	2,19		
Minimag composto	18/6/08	20	2,5	4	Alimentação	-	7,93	24,4	80,5
					Concentrado	16,36	26,13		
					Rejeito	24,08	2,05		
WHC	19/6/08	25	1,5	2,5	Alimentação	44,08	5,36	11,3	70,9
					Concentrado	7,14	33,76		
					Rejeito	24,35	1,76		
Minimag simples	19/6/08	20	2,5	4	Alimentação	29,97	6,49	14,9	77,2
					Concentrado	12,42	33,7		
					Rejeito	19,96	1,74		
Minimag composto	19/6/08	20	2,5	4	Alimentação	32,43	8,12	22,5	81,9
					Concentrado	16,81	29,56		
					Rejeito	22,32	1,90		
WHC	24/6/08	25	1,5	2,5	Alimentação	49,39	8,79	23,7	88,9
					Concentrado	6	33		
					Rejeito	29,81	1,28		
Minimag simples	24/6/08	20	2,5	4	Alimentação	36,8	10,14	35,2	90,2
					Concentrado	34,98	26		
					Rejeito	37,96	1,53		
Minimag composto	24/6/08	20	2,5	4	Alimentação	39,43	9,54	23,0	84,0
					Concentrado	26,73	34,85		
					Rejeito	26,37	1,98		
WHC	25/6/08	25	1,5	2,5	Alimentação	25,56	10,98	31,5	90,3
					Concentrado	9,11	31,42		
					Rejeito	17,97	1,56		
Minimag simples	25/6/08	20	2,5	4	Alimentação	34,14	9,91	28,6	82,0
					Concentrado	33,26	28,41		
					Rejeito	17,88	2,50		
Minimag composto	25/6/08	20	2,5	4	Alimentação	39,97	8,77	28,6	84,5
					Concentrado	28,97	25,88		
					Rejeito	24,72	1,90		
WHC	26/6/08	25	1,5	2,5	Alimentação	30,88	13,18	35,8	92,7
					Concentrado	15,06	34,12		
					Rejeito	27,6	1,5		
Minimag simples	26/6/08	20	2,5	4	Alimentação	37,44	12,15	29,5	89,0
					Concentrado	29,59	36,65		
					Rejeito	24,27	1,90		
Minimag composto	26/6/08	20	2,5	4	Alimentação	36,01	11,81	28,0	85,4
					Concentrado	30,08	35,96		
					Rejeito	25,28	2,40		
WHC	27/6/08	25	1,5	2,5	Alimentação	38,14	8,78	21,0	86,5
					Concentrado	10,84	36,1		
					Rejeito	28,32	1,5		
Minimag simples	27/6/08	20	2,5	4	Alimentação	36,68	9,3	20,7	70,2
					Concentrado	25,28	31,52		
					Rejeito	10,4	3,50		
Minimag composto	27/6/08	20	2,5	4	Alimentação	40,99	8,23	22,3	82,8
					Concentrado	28,06	30,55		
					Rejeito	29,13	1,83		

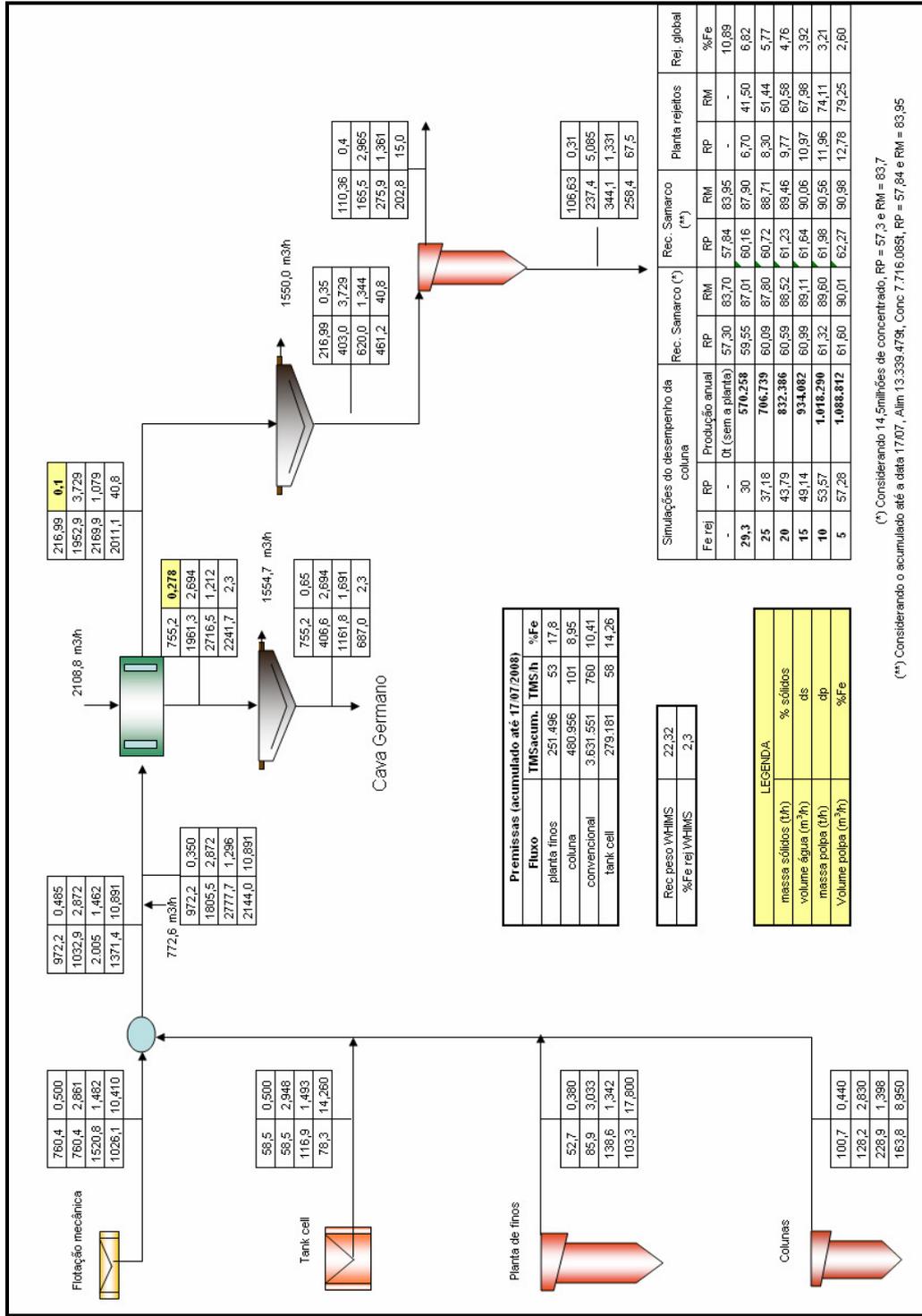
Equipamento	Data	Corrente	Pressão	Rotação	Amostra	%sólidos	%Fe	RP	RM
WHC	1/7/08	25	1,5	2,5	Alimentação	38,15	9,8	18,6	85,6
					Concentrado	12,88	45,21		
					Rejeito	26,55	1,73		
Minimag simples	1/7/08	20	2,5	4	Alimentação	30,13	13,34	22,9	78,6
					Concentrado	17,35	45,69		
					Rejeito	11,75	3,71		
Minimag composto	1/7/08	20	2,5	4	Alimentação	33,02	11,55	23,4	82,1
					Concentrado	22,1	40,45		
					Rejeito	18,99	2,70		
WHC	2/7/08	25	1,5	2,5	Alimentação	28,16	10,43	20,4	90,5
					Concentrado	7,87	46,14		
					Rejeito	29,13	1,25		
Minimag simples	2/7/08	20	2,5	4	Alimentação	40,59	8,50	12,0	60,6
					Concentrado	18,51	43,08		
					Rejeito	19,97	3,80		
Minimag composto	2/7/08	20	2,5	4	Alimentação	41,91	8,67	15,9	77,3
					Concentrado	21,67	42,18		
					Rejeito	27,37	2,34		
WHC	3/7/08	25	1,5	2,5	Alimentação	32,2	13,73	26,2	89,5
					Concentrado	12,34	46,95		
					Rejeito	27,84	1,96		
Minimag simples	3/7/08	20	2,5	4	Alimentação	37,86	12,41	22,6	80,9
					Concentrado	26,13	44,39		
					Rejeito	17,08	3,07		
Minimag composto	3/7/08	20	2,5	4	Alimentação	32,13	12,16	23,7	82,0
					Concentrado	24,84	42,17		
					Rejeito	20,16	2,86		

Anexo IV – Testes de flotação em bancada do pré-concentrado obtido pelo WHC

Data	Concentração magnética					Flotação							Global	
	% Fe alim.	%Fe conc.	%Fe rej.	RP	RM	Dos. Aa	%Fe conc.	SiO2 conc.	%Fe rej.	RP	RM	Alim calc.	RP	RM
17/6/2008	10,27	46,8	1,9	18,6	84,9	40	66,57	3,80	24,55	52,78	75,19	46,73	9,82	63,84
							68,21	1,11	27,54	44,06	66,13	45,46	8,20	56,13
							68,56	0,68	31,40	41,07	60,34	46,66	7,64	51,23
18/6/2008	7,93	37,57	1,24	18,4	87,2	60	64,09	6,12	17,74	39,85	70,53	36,21	7,33	61,50
							67,03	2,39	20,89	33,28	61,55	36,25	6,12	53,67
							67,68	1,36	22,09	30,25	57,06	35,88	5,57	49,76
19/6/2008	5,36	33,76	1,76	11,3	70,9	40	63,34	6,93	15,86	28,89	61,87	29,58	3,26	43,86
							65,92	2,97	17,17	25,58	56,89	29,64	2,89	40,34
							66,93	1,71	18,72	22,76	51,30	29,69	2,57	36,37
24/6/2008	8,79	33	1,28	23,7	88,9	40	51,44	25,21	14,05	40,56	71,41	29,22	9,61	63,49
							61,87	10,13	15,54	29,65	62,66	29,28	7,03	55,70
							66,49	3,21	16,41	25,62	58,26	29,24	6,07	51,79
25/6/2008	10,98	31,42	1,56	31,5	90,3	40	64,05	5,89	14,93	33,02	67,90	31,15	10,40	61,31
							66,72	1,98	17,00	28,08	60,51	30,96	8,85	54,64
							67,53	1,06	18,66	26,45	56,55	31,59	8,33	51,06
26/6/2008	13,18	34,12	1,5	35,8	92,7	40	64,36	6,84	17,72	37,06	68,14	35,00	13,27	63,16
							68,04	1,26	18,47	33,30	64,78	34,98	11,92	60,05
							68,39	1,01	21,48	28,44	55,86	34,82	10,18	51,78
27/6/2008	8,78	36,1	1,5	21	86,5	40	65,48	4,80	18,10	37,52	68,48	35,88	7,88	59,23
							67,49	1,42	22,33	30,45	56,96	36,08	6,39	49,27
							68,01	0,77	23,39	28,35	53,50	36,04	5,95	46,28
1/7/2008	9,8	45,21	1,73	18,6	85,6	40	65,15	5,25	24,37	52,69	74,86	45,86	9,80	64,08
							67,42	1,91	26,70	47,08	69,20	45,87	8,76	59,23
							68,04	1,03	29,69	42,83	63,19	46,12	7,97	54,09
2/7/2008	10,43	46,14	1,25	20,4	90,5	40	65,25	5,60	22,52	53,13	76,66	45,22	10,84	69,38
							67,37	1,82	26,23	45,4	68,11	44,91	9,26	61,64
							68,05	1,07	27,62	42,21	64,28	44,69	8,61	58,17
3/7/2008	13,73	46,95	1,96	26,2	89,5	40	62,37	8,47	22,10	58,36	79,82	45,60	15,29	71,44
							66,25	3,58	26,69	48,26	69,84	45,78	12,64	62,50
							67,29	2,15	29,87	42,52	62,50	45,78	11,14	55,93
Média	9,93	39,11	1,57	22,55	86,70	-	-	-	-	-	-	-	8,45	56,03
Desvio Padrão	2,45	6,40	0,26	7,09	6,06	-	-	-	-	-	-	-	2,95	8,04

Data	Testes	Amina (g/l)	%Fe alim.	%Fe conc.	%Fe rej.	%SiO2 conc.	%Al2O3 conc.	%P conc.	%PPC conc.	Recup. Mássica (%)	Recup. de Fe (%)
24/06/2008	28			51,08	9,32	25,29	0,42	0,025	1,15	48,92	84,00
	29	40	29,75	51,55	9,24	24,65	0,41	0,032	1,12	48,48	84,00
	30			51,74	9,23	24,35	0,41	0,030	1,15	48,27	83,95
		Média		51,46	9,26	24,76	0,41	0,03	1,14	48,55	83,98
	31			60,62	10,56	11,98	0,46	0,036	-	38,33	78,11
	32	60	29,75	62,75	9,95	9,70	0,44	0,036	-	37,50	79,10
	33			63,14	8,24	9,07	0,51	0,035	-	39,18	83,15
		Média		62,17	9,58	10,25	0,47	0,04	-	38,35	80,14
	34			67,64	9,53	1,03	0,45	0,033	-	34,80	79,11
	35	80	29,75	67,42	9,27	1,17	0,48	0,031	-	35,22	79,81
	36			67,43	9,45	1,31	0,49	0,034	-	35,01	79,36
		Média		67,50	9,42	1,17	0,47	0,033	-	35,01	79,43
37			67,71	9,14	1,10	0,52	0,035	-	35,19	80,09	
38	100	29,75	67,57	9,19	1,32	0,50	0,038	-	35,22	79,99	
39			67,86	9,56	1,14	0,51	0,033	-	34,63	78,99	
	Média		67,71	9,30	1,19	0,51	0,04	-	35,01	79,69	
25/06/2008	41			67,25	5,65	1,02	0,42	0,05	2,24	44,27	90,44
	42			67,93	4,90	0,82	0,42	0,05	2,18	44,46	91,73
	43			67,36	5,48	0,79	0,43	0,05	2,29	44,34	90,74
	44	80	32,92	67,47	5,69	0,77	0,42	0,04	2,19	44,08	90,33
	45			67,45	5,63	0,76	0,43	0,05	2,21	44,14	90,45
	46			67,50	6,10	0,81	0,40	0,04	2,13	43,68	89,56
	47			67,13	5,89	1,19	0,41	0,05	2,27	44,14	90,01
		Média		67,44	5,62	0,88	0,42	0,05	2,22	44,16	90,47
03/07/2008	48			67,50	11,31	1,24	0,52	0,04	1,61	57,70	89,06
	49			67,55	12,58	1,20	0,52	0,04	1,58	56,67	87,53
	50			67,59	13,29	1,17	0,53	0,03	1,53	56,06	86,65
	51	80	43,73	67,57	10,31	1,06	0,56	0,03	1,64	56,37	90,18
	52			67,01	17,02	1,74	0,52	0,04	1,78	53,43	81,87
	53			67,22	16,13	1,59	0,51	0,03	1,66	54,02	83,04
	54			67,26	13,19	1,44	0,52	0,04	1,72	56,48	86,87
		Média		67,39	13,40	1,35	0,53	0,04	1,65	56,18	86,57

Anexo VIII – Fluxograma e balanço de massas proposto para a planta de concentração dos rejeitos de flotação da SAMARCO



(*) Considerando 14 Smilhões de concentrado, RP = 57,3 e RM = 83,7
 (**) Considerando o acumulado até a data 17/07, Alim 13.339-479t, Conc 7.716.069t, RP = 57,84 e RM = 83,95

Anexo IX – Testes de concentração do rejeito da flotação mecânica utilizando o SLon-500

Rotação (rpm)	Variáveis			Alim.	Conc.	Rej	Recuperação mássica (%)	Recuperação de ferro (%)
	Corrente (A)	Pulsação (Hz)	Stroke (mm)	%Fe	%Fe	%Fe		
1	200	400	0	11,03	44,85	6,04	12,86	52,28
	300			11,01	42,57	5,24	15,46	59,76
	500			10,03	38,73	5,12	14,61	56,41
	700			10,02	37,58	5,03	15,33	57,50
2,5	200	100	0	10,44	28,34	3,82	27,00	73,29
	300			10,56	27,59	3,37	29,69	77,56
	400			10,46	24,90	3,09	33,79	80,44
	500			10,38	25,89	2,2	34,53	86,12
	600			10,88	25,85	2,86	34,88	82,88
	700			10,65	24,95	3,52	33,27	77,95
2,5	200	200	0	10,29	35,94	3,58	20,74	72,42
	300			10,91	30,95	2,85	28,68	81,37
	400			10,29	29,42	2,53	28,86	82,51
	500			11,25	33,21	2,81	27,76	81,96
	600			10,75	26,96	2,43	33,92	85,06
	700			10,72	28,16	2,45	32,17	84,50
2,5	150	300	7	10,22	38,01	5,13	15,48	57,57
	200			10,08	35,68	4,09	18,96	67,12
	250			10,06	36,18	3,50	20,07	72,19
	300			9,90	34,04	3,83	20,09	69,09
2,5	150	200	15	9,73	35,77	5,40	14,26	52,41
	200			10,21	34,82	4,96	17,58	59,96
	300			9,24	31,08	2,38	23,90	80,40
	400			10,07	29,03	2,96	27,27	78,62
	500			10,75	28,52	2,53	31,63	83,91