

PEDRO HENRIQUE FERREIRA PINTO

Aproveitamento de lamas de minério de ferro do Quadrilátero
Ferrífero por concentração magnética de alta intensidade de campo
magnético

São Paulo
2020

PEDRO HENRIQUE FERREIRA PINTO

Versão Revisada

Aproveitamento de lamas de minério de ferro do Quadrilátero
Ferrífero por concentração magnética de alta intensidade de campo
magnético

Tese apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para obtenção do
título de Doutor em Ciências

Área de Concentração: Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Homero Delboni Junior

São Paulo

2020

Autorizo a reprodução e divulgação total ou parcial deste trabalho, por qualquer meio convencional ou eletrônico, para fins de estudo e pesquisa, desde que citada a fonte.

Este exemplar foi revisado e corrigido em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador

São Paulo, 21 de Agosto de 2020

Assinatura do autor _____

Assinatura do orientador _____

Catlogação-na-publicação

Pinto, Pedro Henrique Ferreira

Aproveitamento de lamas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero por concentração magnética de alta densidade de campo magnético / P. H. F. Pinto -- São Paulo, 2020. Edição Revisada
223 p.

Tese (Doutorado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.
Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo.

1.CONCENTRAÇÃO DE MINERAIS 2.MÉTODOS MAGNÉTICOS 3.FERRO (APROVEITAMENTO {QUADRILÁTERO FERRÍFERO (MG) }) I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

Nome: PINTO, Pedro Henrique Ferreira

Título: Aproveitamento de lamas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero por concentração magnética de alta intensidade de campo magnético

Tese apresentada à Escola Politécnica da Universidade de São Paulo para obtenção do título de Doutor em Ciências

Aprovado em:

Banca Examinadora

Prof (a) Dr. _____

Instituição: _____

Julgamento: _____

Prof (a) Dr. _____

Instituição: _____

Julgamento: _____

Prof (a) Dr. _____

Instituição: _____

Julgamento: _____

AGRADECIMENTOS

O autor agradece a todos que direta ou indiretamente participaram e colaboraram para a realização desse trabalho e, em particular:

À Universidade de São Paulo, pela oportunidade de fazer o curso de Doutorado em Engenharia Mineral em especial aos funcionários do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo e do Laboratório de Simulação e Controle de Processos Minerais pelo apoio e boa vontade, fundamentais para que a distância não fosse um impeditivo para a realização do trabalho.

Ao Professor Homero Delboni Junior, pela orientação, suas recomendações e críticas, que além de contribuir para este trabalho, foram de grande valia para a minha formação como profissional de Beneficiamento de Minérios.

À Vale, pelo fornecimento de todo suporte e recursos necessários para a realização deste trabalho.

À toda a equipe da GADMF, em especial aos colegas Klaydison Silva, Neymayer Lima, Wiliam Kaiser, Marcelos Mattos, Samuel Alves e Edílson Santos pelo apoio no planejamento e execução dos ensaios.

Ao Centro de Pesquisas Tecnológicas e ao Centro de Desenvolvimento Mineral, pelo excelente trabalho realizado, quanto à preparação e caracterização das amostras.

Aos fabricantes de concentradores magnéticos (Inbrás, Gaustec, MBE, Longhi e Huate) por terem viabilizado a execução dos ensaios e participado ativamente no planejamento e nas discussões dos resultados .

À toda a equipe do Centro de Pesquisas da Gaustec, em especial aos engenheiros Claudio Henrique Ribeiro e Rafaela Bicalho da Rocha pelo empenho e dedicação na realização dos ensaios.

À toda a minha família, em especial aos meus pais, pelo incentivo e confiança.

À Bárbara, pelo apoio, carinho, companheirismo e correções ortográficas e aos pequenos José Eduardo, Otávio e Catarina pela motivação e por fazerem tudo isso valer a pena.

RESUMO

PINTO, P;H;F. **Aproveitamento de lamas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero por concentração magnética de alta intensidade de campo magnético.** 2019. 223 p. Tese (Doutorado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2019.

Este trabalho consistiu na avaliação da utilização da concentração magnética de alta intensidade de campo para a concentração de partículas ultrafinas (lamas) de minério de ferro. Os equipamentos utilizados foram os concentradores magnéticos de carrossel e vertical e os ensaios foram realizados com amostras de lamas da usina de Vargem Grande 2 de propriedade da Vale. Para os concentradores magnéticos de carrossel foram realizados ensaios em escala de bancada e piloto, a partir de uma amostra de grande volume, com a avaliação da influência dos seguintes parâmetros de operação: Percentual de sólidos, vazão de alimentação, campo magnético, pressão da água de lavagem de médio, desenho e abertura das matrizes e velocidade de rotação. Os resultados mostraram que as principais variáveis para a melhoria da qualidade do concentrado são a velocidade de rotação e a pressão de água de lavagem de médio. Para a maximização da recuperação em massa e metalúrgica, a redução da vazão de alimentação é a variável de processo com maior influência. Para os concentradores magnéticos verticais os ensaios foram realizados em escala contínua a partir de uma estrutura para coleta direta da amostra no *underflow* do espessador de lamas. Os ensaios foram divididos em duas fases. Na primeira fase, foram avaliados os seguintes parâmetros de operação: Percentual de sólidos, vazão de alimentação, campo magnético aplicado nas matrizes, frequência de pulsação da bacia e velocidade de rotação. Os resultados mostraram que as principais variáveis para a melhoria da qualidade do concentrado são a velocidade de rotação e o campo magnético aplicado. Para a maximização da recuperação em massa e metalúrgica, o aumento da velocidade de rotação é a variável de processo com maior influência. Na segunda fase os parâmetros operacionais foram mantidos constantes e foi avaliada a influência da variabilidade das lamas na performance da concentração magnética. Os resultados obtidos mostraram uma relativa estabilidade da qualidade do concentrado, porém com uma variabilidade significativa da recuperação em massa e metalúrgica.

Palavras-chave: Concentração Magnética. Lamas. Minério de Ferro.

ABSTRACT

PINTO, P;H;F. **Recovery of iron ore slimes from Iron Ore Quadrangle by high intensity magnetic concentration.** 2019. 223 p. Tese (Doutorado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2019.

This work consisted in the evaluation of the use of the high intensity magnetic concentration for the concentration of ultrafine particles (slimes) of iron ore. The equipment used was the WHIMS (carousel) and VPHGMS and the tests were carried out with samples of slimes from the Vargem Grande 2 plant owned by Vale. The magnetic concentration tests in WHIMS, in bench and pilot scale were carried out from a large volume sample, with the evaluation of the following operating parameters: Feed solids percent, magnetic field, feed rate, matrices design and gap, ring line speed and medium wash water pressure. The results showed that the main parameters for the improvement of the concentrate quality are the ring line speed and the medium wash water pressure. In order to maximize mass and metallurgical recovery, the reduction in feed rate is the most influential process variable. The tests in VPHGMS were carried out in line with the operation plant, in a structure to collect the sample direct in the thickener underflow. The tests were divided in two phases. In the first phase the followed operating parameters were evaluated: Feed solids percent, magnetic field, feed rate, pulsation frequency and ring line speed. The results showed that the main parameters for the improvement of the concentrate quality are the speed of rotation and the magnetic field. In order to maximize mass and metallurgical recovery, increase the ring line speed is the most influential process variable. In the second phase the operation parameters were keep the constant to the evaluation of slimes variability in the magnetic concentration performance. The results obtained showed a relative stability in the quality of the concentrate, although a great variability in mass and metallurgical recovery.

Keywords: Slimes, Iron Ore, Magnetic Concentration

LISTA DE FIGURAS

Figura 1– Influência do percentual passante em 0,010 mm na flotação de itabiritos compactos	23
Figura 2– Partição de Fe versus Partição de Água para a Espuma em Células Mecânicas de Flotação.....	24
Figura 3– Exemplos de Circuitos de Deslamagem para Minério de Ferro.....	25
Figura 4– Campo magnético uniforme e convergente.....	34
Figura 5– Diagrama de forças na concentração magnética	35
Figura 6– Concentrador Magnético WHC 150 D INBRÁS	38
Figura 7– Vista lateral e superior de um separador magnético de carrossel.....	39
Figura 8– Imagem Superior e Frontal do Concentrador Magnético GX 300.....	39
Figura 9–Matriz Ferromagnética	42
Figura 10–Comparação do Campo Magnético para Matriz Convencional e <i>Super WHIMS</i>	43
Figura 11–Visão Superior de Matriz Convencional e <i>Super WHIMS</i>	43
Figura 12–Matriz Convencional e <i>Big Flux</i>	45
Figura 13–Imagem da Matriz Wave.....	46
Figura 14–Matriz Convencional, <i>Big Flux</i> e <i>Wave</i>	46
Figura 15– Operação do Concentrador Magnético de Carrossel	48
Figura 16– Concentrador Magnético Vertical	51
Figura 17– Concentradores Magnéticos Verticais da Mina de Ansteel - China	52
Figura 18– Comparação entre Concentradores Magnéticos de Carrossel e VerticalFonte: Outotec (2013), Adaptado pelo autor.....	53
Figura 19– Influencia do Campo Magnético no Desempenho do Concentrador Magnético Vertical	54
Figura 20– Influencia da Velocidade de Rotação do Anel na Performance do Concentrador Magnético Vertical.....	56
Figura 21– Influencia da Pulsação na Performance do Concentrador Magnético Vertical	57
Figura 22– Matriz do Concentrador VPHGMS.....	58
Figura 23– Componentes do Concentrador Magnético Vertical	60
Figura 24– Mecanismos de Colisão Partícula – Matriz.....	61

Figura 25– Probabilidade de Colisão Partícula – Matriz.....	63
Figura 26– Fluxograma Macro da Usina de Brucutu Fonte: Próprio autor.....	66
Figura 27– Fluxograma da Concentração Magnética da Usina de Brucutu.....	67
Figura 28– Fluxograma da Concentração Magnética da Usina de Fábrica.....	69
Figura 29– Fluxograma da Concentração Magnética do Rejeito de Flotação da Usina de Alegria	71
Figura 30– Rota de Processo com Substituição da Deslamagem por Concentração Magnética	74
Figura 31– Comparação da granulometria do <i>Underflow</i> da Deslamagem e do Pré- Concentrado Magnético.....	76
Figura 32– Análise Química de Finos Depositados em Barragens de Rejeito do Quadrilátero Ferrífero	78
Figura 33– Resultados de Concentração Magnética para Finos Depositados em Barragens de Rejeito do Quadrilátero Ferrífero	78
Figura 34– Fluxograma de Usina para Concentração de Finos de Barragem.....	79
Figura 35– Fluxograma de Ensaios de Concentração Magnética com Finos de Barragem.....	80
Figura 36– Fluxograma da Usina de Concentração de Finos de Barragem de Hai Nan Iron Mining Company	81
Figura 37– Fluxograma para Concentração de Minério de Ferro de Bei Ya Gold Processing Plant	82
Figura 38– Fluxograma da Usina de Li Lou Iron Mine	83
Figura 39– Difratoograma para a Amostra de Lama de Conceição.....	85
Figura 40– Difratoograma para a Amostra de Lama de Fábrica Nova	86
Figura 41– Difratoograma para a Amostra de Lama de Sapecado e Galinheiro	86
Figura 42– Difratoograma para a Amostra de Lama de Alegria	86
Figura 43– Granulometria das Lamas das Usinas de Minério de Ferro da Vale	88
Figura 44– Comparativo das Granulometria dos Rejeitos das Usinas de Minério de Ferro da Vale.....	89
Figura 45– Granulometria dos Rejeitos das Usinas de Minério de Ferro da Samarco	90
Figura 46– Estrutura para Ensaios Piloto com as Lamas da Usina de Conceição .	93

Figura 47– Distribuição de SiO ₂ entre os Minerais das Lamas da Usina de Conceição	95
Figura 48– Distribuição de Al ₂ O ₃ entre os Minerais das Lamas da Usina de Conceição.....	95
Figura 49– Fluxograma dos Ensaios em Escala Piloto das Lamas da Usina de Conceição.....	96
Figura 50– Célula de Flotação Utilizada para Ensaios de Flotação em Bancada ..	102
Figura 51– Granulometria – Lamas da Usina de Casa de Pedra	104
Figura 52– Imagens de Microscopia Eletrônica de Varredura – Lamas da Usina de Casa de Pedra	106
Figura 53– Ciclone Utilizado para Deslamagem Piloto.....	107
Figura 54– Coluna de Flotação Utilizada para Flotação Piloto	108
Figura 55– Metodologia de Classificação de Lamas pelo Tempo de Sedimentação	112
Figura 56– Frações de uma Amostra de Lama da Mina do Pico.....	113
Figura 57– Desenho Esquemático do Concentrador de Carrossel Convencional e Tipo X	121
Figura 58– Resultados de Concentração Magnética Piloto com as Lamas de Brucutu – Concentrador Magnético Convencional	122
Figura 59– Resultados de Concentração Magnética Piloto com as Lamas de Brucutu – Concentrador Magnético Tipo X	122
Figura 60– Fluxograma Macro da Rota de Concentração Magnética para as Lamas de Brucutu	124
Figura 61– Caracterização de uma Amostra de Lama do Concentrador 1 de Germano.....	125
Figura 62– Desenho Esquemático da Microdeslamagem em Tambor	126
Figura 63– Resultados de Microdeslamagem para as Lamas do Concentrador 1 de Germano	127
Figura 64– Fotografia dos Produtos da Microdeslamagem em Tambor para as Lamas do Concentrador 1 de Germano	128
Figura 65– Resultados de Flotação para Lamas do Concentrador 1 de Germano..	129
Figura 66– Visão Geral da Estrutura para Realização dos Ensaios de Concentração Magnética em Escala Contínua	133

Figura 67– Detalhes da Instalação para Ensaios Contínuos de Concentração Magnética	134
Figura 68– Fluxograma de Processo da Usina de Vargem Grande 2	137
Figura 69– Fluxograma da Deslamagem da Usina de Vargem Grande 2	138
Figura 70– Quarteador de Amostra	139
Figura 71– Peneirador Série Micro e Granulômetro a Laser	140
Figura 72– Picnômetro a Hélio Acoplado a Balança de Precisão	142
Figura 73– Concentrador Magnético P40®	145
Figura 74– Concentrador Magnético WHC 01B® ..	146
Figura 75– Concentrador Magnético Minimag®	147
Figura 76– Curva Campo Corrente para Matriz de 1,1 mm – Concentrador Magnético de Carrossel	151
Figura 77– Instalação Piloto de Concentração Magnética - Gaustec	152
Figura 78– Concentrador Magnético Vertical LGS-500 EX	153
Figura 79– Curva Campo Corrente para Matriz de 1,5 mm – Concentrador Magnético Vertical.....	154
Figura 80– Fluxograma dos Ensaios Contínuos de Concentração Magnética Conduzidos na Usina Industrial de VGR 2	156
Figura 81– Granulometria e Densidade Real do Sólido - <i>Underflow</i> Espessador de Lamas de Vargem Grande 2	159
Figura 82– Difratoograma - <i>Underflow</i> Espessador de Lamas de Vargem Grande 2	162
Figura 83– Imagem de Microscopia Eletrônica de Varredura - <i>Underflow</i> Espessador de Lamas de Vargem Grande 2 – 1 de 2.....	163
Figura 84– Imagem de Microscopia Eletrônica de Varredura - <i>Underflow</i> Espessador de Lamas de Vargem Grande 2 – 2 de 2	164
Figura 85– Comparativo dos Teores de Fe e SiO ₂ das Lamas do Quadrilátero Ferrífero.....	180
Figura 86– Comparativo dos Teores de P e Al ₂ O ₃ das Lamas do Quadrilátero Ferrífero.....	181
Figura 87– Comparativo dos Teores de Mn e PPC das Lamas do Quadrilátero Ferrífero.....	182

Figura 88– Comparativo da Partição e do Teor de Fe para a Fração Retida na Malha de 0,010 mm para Lamas do Quadrilátero Ferrífero.....	184
Figura 89– Comparativo da Partição e do Teor de Fe para a Fração Retida na Malha de 0,010 mm para Lamas do Quadrilátero Ferrífero.....	184
Figura 90– Influência da Abertura e Tipo da Matriz na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel	186
Figura 91– Influência da Pressão de Água de Lavagem de Médio na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel	188
Figura 92– Partição em Massa e Teor de Fe do Fluxo de Médio em Função da Pressão da Água de Lavagem de Médio.....	189
Figura 93– Influência da Velocidade de Rotação do Rotor na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel	190
Figura 94– Influência do Campo Magnético na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel	191
Figura 95– Influência da Vazão de Alimentação na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel.....	192
Figura 96– Influência do Percentual de Sólidos da Alimentação na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel	193
Figura 97– Influência da Frequência de Pulsação na Performance do Concentrador Magnético Vertical	195
Figura 98– Influência da Velocidade de Rotação na Performance do Concentrador Magnético Vertical	196
Figura 99– Influência do Campo Magnético na Performance do Concentrador Magnético Vertical	197
Figura 100– Influência da Vazão de Alimentação na Performance do Concentrador Magnético Vertical	199
Figura 101– Influência do Percentual de Sólidos da Alimentação na Performance do Concentrador Magnético Vertical	200
Figura 102– Teor de Fe e SiO ₂ da Alimentação do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade	201
Figura 103– Recuperação em Massa e Metalúrgica do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade	202

Figura 104– Teor de Fe no Rejeito do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade	202
Figura 105– Teor de Fe no Concentrado do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade	204
Figura 106– Teor de SiO ₂ no Concentrado do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade	204
Figura 107– Comparativo de Qualidade do Concentrado	211
Figura 108– Comparativo de Recuperação em Massa e Metalúrgica	211

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Valores das Exportações Brasileiras	20
Tabela 2 – Operações Unitárias Utilizadas para Concentração de Minério de Ferro no Brasil.....	21
Tabela 3 – Balanço de Massa da Deslamagem de Brucutu e Vargem Grande 2	26
Tabela 4 – Balanço de Massa para um Circuito de Beneficiamento de Itabiritos	26
Tabela 5 – Susceptibilidade Magnética para Diferentes Minerais	33
Tabela 6 – Capacidade de Alimentação do Concentrador Magnético Vertical em Função do Diâmetro do Anel	55
Tabela 7 – <i>Top Size</i> de Alimentação do Concentrador Magnético Vertical em Função da Abertura da Matriz	59
Tabela 8 – Circuitos de Concentração Magnética de Minério de Ferro do Quadrilátero Ferrífero	65
Tabela 9 – Amostragem da Concentração Magnética da Usina de Brucutu	68
Tabela 10 – Parâmetros de Referência da Concentração Magnética da Usina de Fábrica.....	69
Tabela 11 – Resultados de Concentração Magnética com o Rejeito de Flotação da SAMARCO	72
Tabela 12 – Amostragem da Concentração Magnética da Usina de Alegria	72
Tabela 13 – Amostragem da Concentração Magnética da Usina de Cauê	73
Tabela 14 – Parâmetros dos Ensaio Pilotos de Concentração Magnética para a Rota de Pré Concentração Magnética.....	74
Tabela 15 – Resultados dos Ensaio Piloto de Concentração Magnética para a Rota de Pré-Concentração Magnética	75
Tabela 16 – Balanço de Massa Comparativo entre a Rota Convencional e a Rota de Pré Concentração Magnética	75
Tabela 17 – Balanço de Massa de uma Usina para Concentração de Finos de Barragem Fonte: Ferrante (2014) Adaptado pelo autor.....	79
Tabela 18 – Balanço de Massa de uma Usina para Concentração de Finos de Barragem.....	80
Tabela 19 – Resultados de Granulometria e Química para Lamas do Quadrilátero Ferrífero.....	84

Tabela 20 – Composição Química e Peso Específico de Lamas das Usinas de Minério de Ferro da Vale	87
Tabela 21 – Química Global dos Rejeitos das Usinas de Minério de Ferro da Samarco	90
Tabela 22 – Granulometria e Química por Faixa das Lamas de Conceição.....	93
Tabela 23 – Composição Mineralógica por Faixa Granulométrica das Lamas da Usina de Conceição	94
Tabela 24 – Resultados da Etapa <i>Rougher</i> de Concentração Magnética via <i>Ferrous Wheel</i> com as Lamas de Conceição	97
Tabela 25 – Resultados da Etapa <i>Cleaner</i> de Concentração Magnética via <i>Ferrous Wheel</i> com as Lamas de Conceição	97
Tabela 26 – Resultados da Deslamagem Piloto com as Lamas de Conceição.....	99
Tabela 27 – Granulometria e Química por Faixa do <i>Underflow</i> do Segundo Estágio de Deslamagem com as Lamas de Conceição	99
Tabela 28 – Resultados da Flotação Piloto em Células Mecânicas com as Lamas de Conceição.....	100
Tabela 29 – Resultados da Deslamagem de Bancada com as Lamas de Casa de Pedra	101
Tabela 30 – Resultados da Flotação de Bancada com as Lamas de Casa de Pedra	103
Tabela 30 – Química por Faixa Granulométrica das Lamas da Usina de Casa de Pedra	104
Tabela 32 – Resultados da Deslamagem Piloto com as Lamas de Casa de Pedra – R.O.M. 9% de SiO ₂	109
Tabela 33 – Resultados da Deslamagem Piloto com as Lamas de Casa de Pedra – R.O.M. 16% de SiO ₂	109
Tabela 34 – Resultados da Flotação Piloto com as Lamas de Casa de Pedra – R.O.M. 9% de SiO ₂	110
Tabela 35 – Resultados da Flotação Piloto com as Lamas de Casa de Pedra – R.O.M. 16% de SiO ₂	110
Tabela 36 – Parâmetros Utilizados para a Classificação por Sedimentação.....	112

Tabela 37 – Composição Química e Granulometria de uma Amostra de Lama da Mina do Pico	114
Tabela 38 – Quantificação Mineralógica de uma Amostra de Lama da Mina do Pico	114
Tabela 39 – Resultados de Ensaios de Flotação Direta uma Amostra de Lama da Mina do Pico	115
Tabela 40 – Resultados de Classificação de uma Amostra de Lama da Mina do Pico	116
Tabela 41 – Resultados de Ensaios de Flotação Reversa com uma Amostra de Lama Classificada da Mina do Pico.....	116
Tabela 42 – Granulometria e Química das Lamas da Usina de Brucutu.....	118
Tabela 43 – Mineralogia das Lamas da Usina de Brucutu	118
Tabela 44 – Resultados de Rotas de Concentração para Lamas da Usina de Brucutu	120
Tabela 45 – Resultados de Concentração Magnética para as lamas de Brucutu ..	124
Tabela 46 – Balanço de Massa – Usina de Vargem Grande 2.....	137
Tabela 47 – Balanço de Massa – Deslamagem de Vargem Grande 2.....	138
Tabela 48 – Parâmetros dos Ensaios de Concentração Magnética de Bancada....	146
Tabela 49 –Comparativo de Resultados – Piloto e Industrial	148
Tabela 50 –Parâmetros dos Ensaios Piloto Conduzidos na GAUSTEC – Etapa Única	149
Tabela 51 – Parâmetros dos Ensaios Piloto em Concentrador Magnético de Carrossel da Gaustec – <i>Rougher</i> e <i>Scavenger</i>	150
Tabela 52 – Referência de Capacidade - Minimag.....	150
Tabela 53 – Parâmetros dos Ensaios Piloto VPHGMS	155
Tabela 54 – Parâmetros dos Ensaios Contínuos - Concentrador Magnético Vertical	157
Tabela 55 – Composição Química Global e por Faixa - <i>Underflow</i> Espessador de Lamas de Vargem Grande 2	160
Tabela 56 – Estimativa de Composição Mineralógica - <i>Underflow</i> Espessador de Lamas de Vargem Grande 2	161
Tabela 57 – Resultados no Concentrador Magnético P40® – Campo de 1,4 T	165
Tabela 58 – Resultados no Concentrador Magnético P40® – Campo de 1,6 T	165

Tabela 59 – Resultados dos Ensaio 1 a 3 - Concentrador Magnético WHC 01B®	166
Tabela 60 – Resultados do Ensaio 4 - Concentrador Magnético WHC 01B®	166
Tabela 61 – Resultados do Ensaio 5 - Concentrador Magnético WHC 01B®	166
Tabela 62 – Resultados do Ensaio 6 - Concentrador Magnético WHC 01B®	167
Tabela 63 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – Avaliação do Tipo e Abertura das Matrizes Fonte: Próprio autor.....	168
Tabela 64 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – Avaliação da Pressão de Água de Médio Fonte: Próprio autor	169
Tabela 65 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – Avaliação da Velocidade de Rotação do Rotor.....	169
Tabela 66 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – Avaliação da Vazão de Alimentação Nova	170
Tabela 67 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – Avaliação do Campo Magnético Fonte: Próprio autor	171
Tabela 68 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – Avaliação do Percentual de Sólidos da Alimentação	171
Tabela 69 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – 2 Etapas – Avaliação da Abertura das Matrizes	172
Tabela 70 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – 2 Etapas – Avaliação da Vazão de Alimentação	172
Tabela 71 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – Etapa Scavenger – Avaliação do Percentual de Sólidos	173
Tabela 72 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético Vertical ..	174
Tabela 73 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Velocidade de Rotação	175
Tabela 74 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Frequência de Pulsação	176
Tabela 75 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical – Avaliação do Campo Magnético	176
Tabela 76 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical – Avaliação do Percentual de Sólidos da Alimentação	177

Tabela 77 – Resultados dos Ensaios Contínuos em Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Vazão de Alimentação	177
Tabela 78 – Resultados dos Ensaios Contínuos em Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade	178
Tabela 79 – Resumo dos Resultados de Mineralogia para Diferentes Lamas do Quadrilátero Ferrífero	183
Tabela 80 – Coeficiente de Correlação de Pearson entre o Teor de Fe na Alimentação e a Recuperação em Massa, Metalúrgica e o Teor de Fe no Rejeito	203
Tabela 81 – Resumo dos Resultados dos Ensaios Piloto em Concentrador Magnético de Carrossel – Etapa Única	206
Tabela 82 – Resumo dos Resultados dos Ensaios Piloto em Concentrador Magnético de Carrossel – Etapas <i>Rougher</i> e <i>Scavenger</i>	207
Tabela 83 – Resumo dos Resultados dos Ensaios Contínuos em Concentrador Magnético Vertical	208
Tabela 84 – Identificação e Descrição dos Ensaios Considerados para Avaliação Comparativa	209
Tabela 85 – Identificação e Descrição dos Estudos Considerados para Avaliação Comparativa	210
Tabela 86 – Potencial de Produção e Geração de Rejeitos para a Usina de Vargem Grande 2.....	213

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	20
2	OBJETIVOS E JUSTIFICATIVA	28
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	29
3.1	Concentração Magnética	30
3.1.1	Conceitos Fundamentais da Concentração Magnética	31
3.1.2	Equipamentos de Concentração Magnética	38
3.1.3	Circuitos de Concentração Magnética de Minério de Ferro	66
3.2	Caracterização de Lamas de Minérios de Ferro	84
3.3	Estudos de Concentração de Lamas de Minérios de Ferro	92
4	MATERIAIS E MÉTODOS	131
4.1	Usina de Vargem Grande 2	135
4.2	Caracterização das Amostras	139
4.3	Ensaios de Bancada	144
4.4	Ensaios Piloto – Concentrador Magnético de Carrossel	147
4.5	Ensaios Piloto – Concentrador Magnético Vertical	153
4.6	Ensaios Contínuos – Concentrador Magnético Vertical	156
5	RESULTADOS	158
5.1	Resultados dos Ensaios de Caracterização Tecnológica	159
5.2	Resultados dos Ensaios de Bancada em Concentradores Magnéticos de Carrossel	165
5.3	Resultados dos Ensaios em Escala Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel	167
5.4	Resultados dos Ensaios em Escala Piloto no Concentrador Magnético Vertical	173

5.5	Resultados dos Ensaio Contínuos no Concentrador Magnético Vertical	175
6	DISCUSSÃO DOS RESULTADOS	179
6.1	Análise dos Resultados de Caracterização Tecnológica	180
6.2	Avaliação das Variáveis Operacionais no Desempenho do Concentrador Magnético de Carrossel	185
6.3	Avaliação das Variáveis Operacionais na Performance do Concentrador Magnético Vertical	194
6.4	Influência da Variabilidade das Lamas na Performance da Concentração Magnética	201
6.5	Comparação dos Resultados dos Ensaio de Concentração Magnética.....	205
6.6	Avaliação do Potencial de Produção de Pellet Feed	213
7	CONCLUSÕES	215
	REFERÊNCIAS.....	217

1 INTRODUÇÃO

O Brasil é o terceiro maior produtor e segundo maior exportador mundial de minério de ferro, que tem importância fundamental na carteira de exportações do país. A tabela 1 (IBRAM, 2015) mostra o valor exportado, em bilhões de dólares, de 2012 a 2014 para os principais minerais brasileiros.

Tabela 1 – Valores das Exportações Brasileiras

Item Exportado (BUS\$)	2012	2013	2014
Exportação Total do Brasil	242,6	242,0	225,1
Exportação de Bens Minerais	39,3	41,2	34,3
Minério de Ferro	31,0	32,5	25,8
Ouro (Barras)	2,7	2,7	2,3
Nióbio (Ferronióbio)	1,8	1,6	1,7
Cobre	1,5	1,8	1,8
Outros Bens Minerais	2,3	2,6	2,6

Fonte: IBRAM (2015) Adaptado pelo autor.

A produção de minério de ferro no Brasil está concentrada nas regiões de Carajás, no estado do Pará, e do Quadrilátero Ferrífero, no estado de Minas Gerais, com 95% da produção nacional nas duas regiões.

A região de Carajás apresenta uma reserva significativa de hematita com elevado teor de Fe, o que permite o atendimento das especificações de qualidade do mercado siderúrgico apenas com a adequação da granulometria, sem necessidade de concentração. Por outro lado, na região do Quadrilátero Ferrífero, as reservas de minério do tipo hematita estão atualmente em exaustão e cada vez mais se faz necessário o aproveitamento do minério do tipo itabirito, que apresenta um teor de Fe mais baixo (entre 35% e 50% de Fe) e assim precisa de concentração para atendimento as especificações de qualidade do mercado siderúrgico.

As reservas de Carajás, no Norte do Brasil, consistem em 18 bilhões de toneladas de hematita com um teor entre 65% e 66% de Fe. Por outro lado, as reservas de minério de ferro localizadas no estado de Minas Gerais, apresentam um alto percentual de Itabiritos, com um teor entre 35% e 50%

de Fe, e conseqüentemente necessitam de concentração por deslamagem e flotação para que o minério de ferro embarcado tenha um teor de 63% de Fe. (HOLMES; LU, 2015, tradução nossa).

Para os minérios de ferro brasileiros, o principal mineral de ganga é o quartzo (SiO_2) e o principal mineral de minério é a hematita (Fe_2O_3). As principais propriedades diferenciadoras utilizadas para separação da hematita do quartzo são: o peso específico, a susceptibilidade magnética e as propriedades de superfície, via utilização de coletores e depressores. A tabela 2 mostra as principais operações unitárias utilizadas para concentração de minério de ferro no Brasil, com a identificação da propriedade diferenciadora utilizada e da faixa granulométrica adequada para cada operação.

Tabela 2 – Operações Unitárias Utilizadas para Concentração de Minério de Ferro no Brasil

Operação Unitária	Propriedade Diferenciadora	Faixa Graulométrica de Aplicação
Jigagem	Densidade	Menor que 12 mm e Maior que 1 mm
Concentração em Espirais	Densidade	Menor que 2 mm e Maior que 0,15 mm
Concentração Magnética	Susceptibilidade Magnética	Menor que 8 mm
Flotação	Superfície dos Minerais	Menor que 0,15 mm e Maior que 0,010 mm

Fonte: Próprio autor.

Para as frações finas de minério de ferro, a concentração por flotação tem utilização consagrada. Segundo Araujo *et al.* (2006) “A rota de flotação catiônica reversa é, de longe o método mais utilizado. O quartzo é flotado com éter aminas, ($\text{R-O-}((\text{CH}_2)_3\text{-NH}_2)$) parcialmente neutralizadas com ácido acético”.

A flotação catiônica reversa de minérios de ferro é utilizada tanto no Brasil (Samarco, Vale etc.) como no exterior (EUA, Canadá). Os reagentes empregados raramente variam muito, sendo a combinação amido/amina a mais comum, desempenhando respectivamente os papéis de depressor dos óxidos de ferro e coletor de quartzo. Espumantes não são geralmente necessários, visto que o pH de flotação, entre 10,0 e 10,6, é suficientemente

elevado para que as aminas desempenhem também o papel de espumante. Os maiores problemas encontrados estão geralmente associados à não flotação do quartzo grosso, a flotação inadvertida de finos de minério de ferro (por arraste), à presença de argilominerais, hidróxido de ferro e alumínio na alimentação causando perdas na seletividade do processo (OLIVEIRA, 2006).

A concentração por flotação de minério de ferro exige a separação prévia de partículas ultrafinas (lamas) de forma a garantir a qualidade do concentrado e a maximização da recuperação em massa da etapa de flotação.

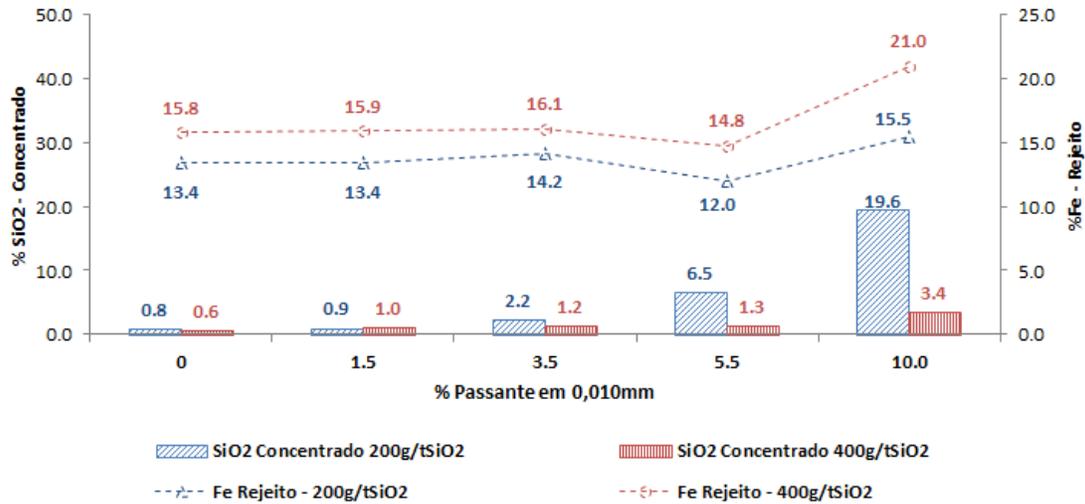
Lamas têm um efeito negativo na interação partícula bolha acarretando, por exemplo, um consumo exagerado de reagentes. Em certos casos, as lamas podem recobrir a superfície de outro mineral, impedindo a exposição de sua superfície aos reagentes necessários ao processo (*slime coating*). (OLIVEIRA, 2006).

Seguramente, o maior problema que enfrenta hoje o processo de flotação é a recuperação de minerais-minério na presença de lamas. As propriedades superficiais das lamas influenciam a criação de recobrimentos de lamas sobre as partículas (*slime coating*), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha-mineral e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lamas que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério. (¹YANG, 1979 apud QUEIROZ, 2003).

Marques (2013) estudou o comportamento de minérios de ferro na concentração por flotação na presença de lamas e demonstrou que, mesmo em baixos percentuais, as lamas afetam negativamente a qualidade do concentrado de flotação e aumentam o teor de Fe no rejeito da flotação. A figura 1 (MARQUES, 2013) mostra o teor de SiO₂ do concentrado e de Fe no rejeito da flotação para uma amostra de itabirito compacto da mina de Conceição, localizada em Itabira, MG e operada pela Vale, em função do percentual de material menor que 0,010 mm na alimentação da flotação, para diferentes dosagens de amina e na presença de dispersante.

¹ YANG, D.C. **Flotation in Systems with Controlled Dispersion – Carrier Flotation, etc.** In: Somasundaran, P; Arbiter, N.(eds). *Beneficiation of Mineral Fines, Problems and Research Needs*, New York, AIME, 1979: p 295-308.

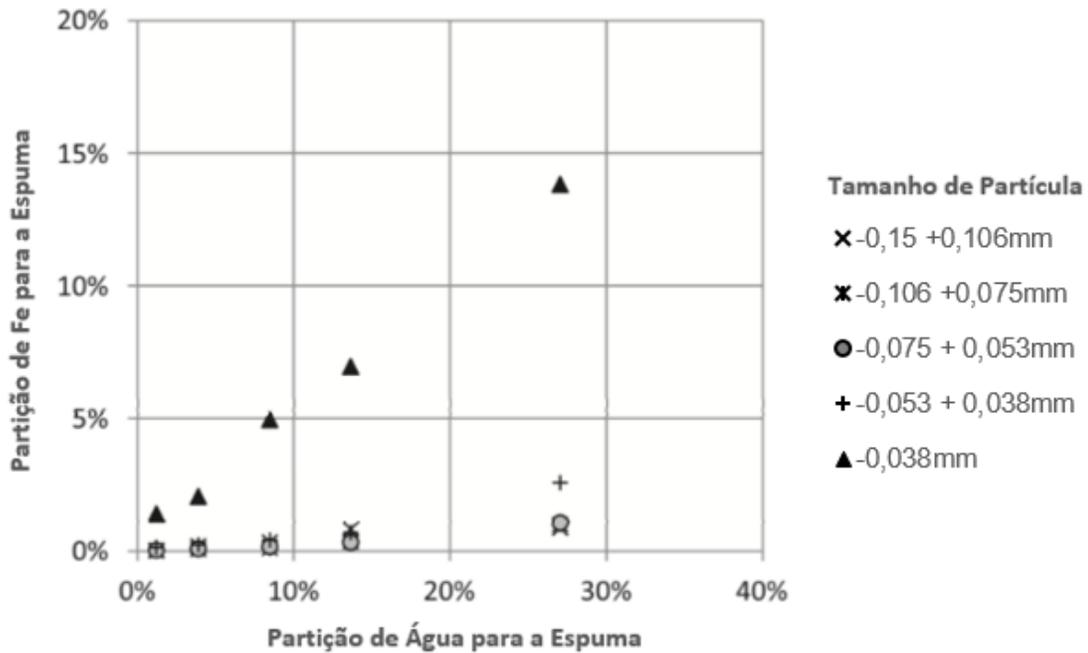
Figura 1– Influência do percentual passante em 0,010 mm na flotação de itabiritos compactos



Fonte: Marques (2013) Adaptado pelo autor.

Lima *et al.* (2016) demonstraram, por amostragens em um circuito industrial de flotação por células mecânicas, que o arraste de partículas de minerais de ferro para o rejeito (espuma) em células mecânicas de flotação é função da partição de água para o flotado e ocorre, prioritariamente, para partículas menores que 0,038 mm. A figura 2 (LIMA *et al.*, 2016) mostra a partição de ferro para a espuma em função da partição de água para diferentes frações granulométricas.

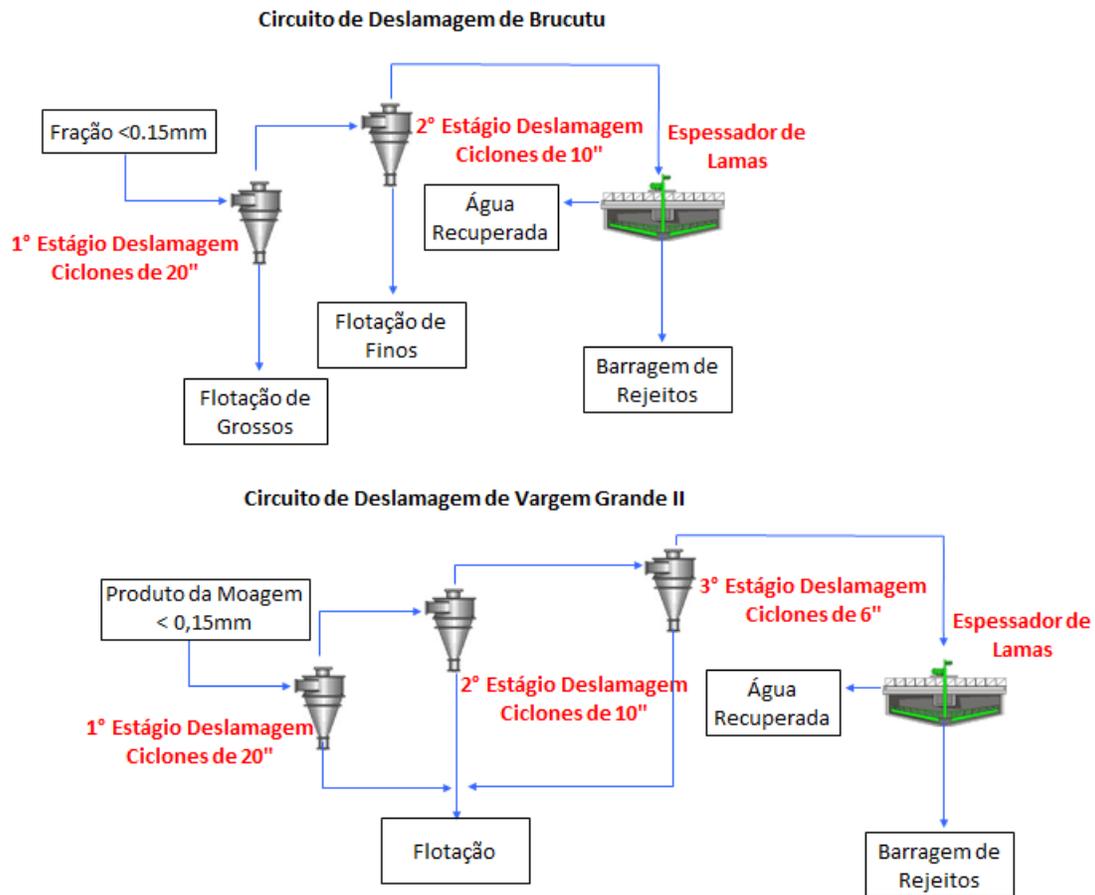
Figura 2– Partição de Fe versus Partição de Água para a Espuma em Células Mecânicas de Flotação



Fonte: Lima et al. (2016) Adaptado pelo autor.

A separação das lamas, etapa de processo conhecida como deslamagem, do minério de ferro é realizada, via de regra, em hidrociclones, onde as partículas ultrafinas são direcionadas para o *overflow*. O *overflow* da deslamagem é direcionado para um espessador (espessador de lamas) para recuperação de água, e o *underflow* do espessador é encaminhado para barragens de rejeitos. A figura 3 mostra os fluxogramas do circuito de deslamagem das usinas de beneficiamento de minério de ferro de Brucutu e Vargem Grande 2, ambas de propriedade da Vale, localizadas, respectivamente nos municípios de São Gonçalo do Rio Abaixo, MG e Nova Lima, MG.

Figura 3– Exemplos de Circuitos de Deslamagem para Minério de Ferro



Fonte: Próprio autor.

Como a deslamagem é basicamente um processo de separação por tamanhos, as lamas apresentam um teor de Fe próximo, ou até mesmo superior ao teor do R.O.M. Dessa forma, as lamas apresentam um teor de Fe significativamente mais elevado do que o rejeito da flotação e, por esta razão, têm um impacto significativo na recuperação metalúrgica de Fe do circuito. A tabela 3² mostra a partição em massa e os teores de Fe e SiO₂ na alimentação, *overflow* e *underflow*, para os circuitos de deslamagem de Brucutu e Vargem Grande 2, mostrados na

² As informações foram disponibilizadas através do documento interno Vale, Registro de Garantia 002 - Dados Básicos e Critérios de Processo – GADMF número 0006 revisão 15, Projeto de Expansão Vargem Grande, emitido em 2010 e número 00029 revisão 3, Projeto 5ªLinha Estendida de Brucutu emitido em 2010.

Figura 3, enquanto a tabela 4 (LIMA *et al.*, 2011) mostra, de forma resumida, um balanço de massa para um circuito de beneficiamento de itabiritos do Quadrilátero Ferrífero, a partir de resultados de ensaios em escala piloto. Nesta mesma tabela 4 é possível observar que quase a metade da perda de Fe para o rejeito final é proveniente das lamas.

Tabela 3 – Balanço de Massa da Deslamagem de Brucutu e Vargem Grande 2

Usina	Fluxo	Partição Massa (%)	Química Global (%)	
			Fe	SiO ₂
Brucutu	Alimentação	100,0	49,3	26,5
	<i>Underflow</i> 1 Estágio	83,5	50,8	25,1
	<i>Underflow</i> 2 Estágio	9,9	43,5	35,5
	<i>Overflow</i> - Lamas	6,6	39,3	31,3
Vargem Grande 2	Alimentação	100,0	44,6	34,8
	<i>Underflow</i>	82,0	44,2	35,6
	<i>Overflow</i> - Lamas	18,0	46,5	31,2

Fonte: Vale (2010) Adaptado pelo autor.

Tabela 4 – Balanço de Massa para um Circuito de Beneficiamento de Itabiritos

Fluxo	Partição (%)		Química Global (%)	
	Massa	Fe	Fe	SiO ₂
Alimentação	100,0	100,0	43,2	36,0
Lama	8,3	6,3	32,6	39,0
Rejeito Concentração	36,8	6,6	7,8	88,6
Rejeito Final	45,1	12,9	12,3	79,5
Concentrado Final	54,9	87,1	68,5	0,9

Fonte: Lima et al. (2011) Adaptado pelo autor.

Apesar das lamas conterem um elevado teor de contaminantes, principalmente Al₂O₃ e SiO₂, o teor de Fe supera 50% para as frações abaixo de 18 µm e o grau de liberação é extremamente alto. A incorporação do concentrado das lamas levará a um aumento na área superficial do *Pellet Feed Fines*, com uma redução do consumo de energia na etapa de remoagem precedente a Pelotização. Além disso, o impacto ambiental e econômico do aumento da vida útil das barragens de rejeito é extremamente relevante (ROCHA; CANCADO; PERES, 2010).

Desta forma, o desenvolvimento de equipamentos de concentração e rotas de processo para a concentração da hematita contida em lamas, com a geração de

produtos dentro da especificação aceitável para o mercado siderúrgico, apresenta um alto potencial de aumento da recuperação em massa das instalações de beneficiamento de minério de ferro, com redução dos impactos ambientais relativos à disposição de rejeitos em barragens.

2 OBJETIVOS E JUSTIFICATIVA

O objetivo deste trabalho é avaliar a utilização da concentração magnética de alta intensidade de campo magnético para a concentração de minerais de ferro contidos em frações ultrafinas (lamas) resultantes do beneficiamento industrial de minérios de ferro.

A restrição à disposição de rejeitos em barragens, aliada a necessidade crescente de concentração dos itabiritos, faz com que o desenvolvimento de alternativas para aumento da recuperação em massa das usinas de concentração se torne fundamental para a sustentabilidade, tanto econômica quanto ambiental, das operações do Quadrilátero Ferrífero.

No caso das lamas, este ponto é especialmente crítico, pois além de possuir um teor elevado de Fe (acima de 35% de Fe) e já estarem liberadas, a utilização de métodos alternativos de disposição representa um desafio tecnológico para o setor, com um alto custo de implantação e operação.

Neste cenário, o estudo e desenvolvimento de alternativas que permitam a concentração de frações ultrafinas de minerais de minério de ferro presente nas lamas se tornam muito interessante, principalmente com a utilização de uma operação consagrada no beneficiamento de minério de ferro, como a concentração magnética. Neste trabalho foram avaliados processos que incluem concentradores magnéticos tipo carrossel e concentradores magnéticos verticais.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

De forma a suportar este trabalho foi realizada uma revisão da literatura com a seguinte estrutura:

- a) concentração magnética: discussão dos conceitos fundamentais da concentração magnética seguido pela apresentação dos principais equipamentos de concentração magnética e aplicações da concentração magnética no beneficiamento de minérios de ferro;
- b) caracterização das lamas de minério de ferro: apresentação e discussão de estudos de caracterização das lamas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero;
- c) concentração de lamas de minério de ferro: apresentação e discussão de estudos anteriores para aproveitamento das lamas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Os resultados apresentados foram utilizados para avaliação comparativa dos resultados obtidos neste trabalho.

3.1 Concentração Magnética

Esta seção tem por objetivo apresentar os conceitos da concentração magnética de minerais e suas aplicações e está apresentado com a seguinte estrutura:

- a) conceitos fundamentais da concentração magnética: descrição das propriedades magnéticas dos minerais e das forças atuantes nas partículas durante o processo de concentração magnética;
- b) equipamentos de concentração magnética: apresentação dos principais equipamentos utilizados para a concentração magnética de minério de ferro, com foco nos concentradores de alta intensidade de campo do tipo carrossel e vertical;
- c) aplicações da concentração magnética: descrição das aplicações da concentração magnética para o minério de ferro no Brasil e no exterior, com apresentação dos fluxogramas de processo e características dos circuitos.

3.1.1 Conceitos Fundamentais da Concentração Magnética

A concentração magnética utiliza como propriedade diferenciadora o comportamento dos minerais sob a ação de um campo magnético para separação do mineral de interesse dos minerais de ganga.

A aplicação prática do magnetismo, em particular da concentração magnética de minerais, foi reconhecida nos meados do século 19. Ball, Norton, Edison e outros demonstraram a possibilidade de separação de partículas grosseiras de minério de ferro magnético da ganga não magnética. (SVOBODA; FUJITA, 2003, tradução nossa).

Segundo Wills e Napier-Munn (2006, tradução nossa) “Todos os materiais sofrem influência, de alguma forma, quando são submetidos a um campo magnético, mesmo que para alguns materiais essa influência seja muito pequena para ser detectada”.

Hoje, a separação magnética é um método consagrado na área de processamento de minérios para concentração e/ou purificação de muitas substâncias minerais. Pode ser empregada, dependendo das diferentes

respostas ao campo magnético associadas às espécies mineralógicas individualmente, no beneficiamento de minério e na remoção de sucata. A propriedade de um mineral que determina sua resposta a um campo magnético é chamada de susceptibilidade magnética. Com base nessa propriedade, os materiais ou minerais são classificados em duas categorias: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por ele. No primeiro caso incluem-se os minerais ferromagnéticos, os quais são atraídos fortemente pelo campo, e os paramagnéticos, que são atraídos fracamente. Aqueles que são repelidos pelo campo denominam-se de diamagnéticos. (SAMPAIO; LUZ; FRANÇA, 2010).

De uma forma geral, os minerais são divididos em três grupos, de acordo com a sua reação ao campo magnético:

- a) minerais diamagnéticos: em minerais desta natureza, o campo magnético induzido nas moléculas do mineral tem o sentido oposto ao do campo magnético indutor, ou seja, o campo induzido atenua o campo indutor. Quando expostos a campos com gradiente magnético, minerais diamagnéticos são repelidos por campos magnéticos convergentes, encaminhando-se assim para regiões de mais baixa concentração de linhas de fluxo magnético. Devido à baixa susceptibilidade magnética, as forças magnéticas envolvidas são muito fracas e, dessa forma, é possível afirmar que, para efeitos práticos do beneficiamento de minérios, as partículas diamagnéticas não sofrem influência do campo magnético. Alguns exemplos de minerais diamagnéticos são o quartzo, a fluorita, a magnesita e a calcita;
- b) minerais paramagnéticos: em minerais desta natureza, o campo magnético induzido nas moléculas do mineral tem o mesmo sentido ao do campo indutor, ou seja, o campo induzido se soma ao campo indutor. Quando expostos a campos com gradiente magnético, minerais paramagnéticos são atraídos por campos magnéticos convergentes, encaminhando-se assim para regiões de mais alta concentração de linhas de fluxo magnético. Se a susceptibilidade magnética for alta, as forças magnéticas envolvidas serão também altas, resultando em concentração das partículas paramagnéticas.

Alguns exemplos de minerais paramagnéticos são a ilmenita, o rutilio, a monazita (fosfato de tório), a cromita e a hematita;

- c) minerais ferromagnéticos: assim como os minerais paramagnéticos, o campo induzido tem o mesmo sentido ao do campo indutor em minerais ferromagnéticos, ou seja, o campo induzido se soma ao campo indutor. Neste caso, como a susceptibilidade magnética é muito alta, o campo induzido reforça o campo indutor no interior da partícula. Quando expostos a campos com gradiente magnético, minerais ferromagnéticos são atraídos com grande força por campos magnéticos convergentes, encaminhando-se assim para regiões de mais alta concentração de linhas de fluxo magnético. Devido à elevada susceptibilidade magnética, as forças magnéticas envolvidas são também muito altas e, dessa forma, as partículas ferromagnéticas são concentradas magneticamente, mesmo para campos magnéticos de baixa intensidade. Um exemplo clássico de mineral ferromagnético é a magnetita.

O ferromagnetismo pode ser considerado como um tipo especial de paramagnetismo que envolve forças muito elevadas. Materiais ferromagnéticos têm uma alta susceptibilidade magnética e retêm algum magnetismo, mesmo após a retirada do campo magnético (campo magnético residual). Este tipo de material pode ser concentrado via concentradores magnéticos de baixa intensidade e o principal mineral ferromagnético é a magnetita (F_3O_4). (WILLS; NAPIER-MUNN, 2006, tradução nossa).

Para efeito didático, é útil imaginar que uma partícula magnetizada se comporta, temporariamente, como uma barra magnética, em cujas extremidades estão os polos norte e sul. Nos materiais ferromagnéticos, o alinhamento dos dipolos é permanente. Nos materiais paramagnéticos, tal alinhamento não é permanente, sendo apenas induzido enquanto o campo é aplicado, tornando-se totalmente aleatório na ausência do campo. (SAMPAIO; LUZ; FRANÇA, 2010).

A tabela 5 (XIONG; LU; HOLMES, 2015) mostra a susceptibilidade magnética para diferentes minerais.

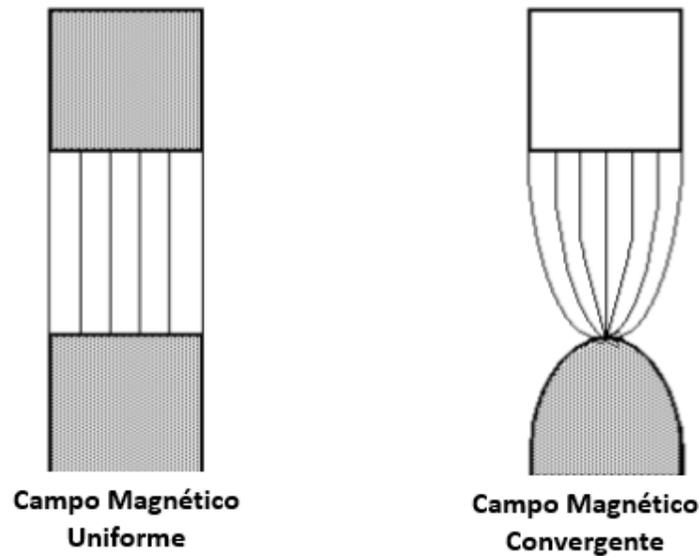
Tabela 5 – Susceptibilidade Magnética para Diferentes Minerais

Mineral	Fórmula Química	Susceptibilidade Magnética ($10^{-6} \text{m}^3/\text{kg}$)
Magnetita	Fe_3O_4	625 - 1156
Martita	Fe_2O_3	6,2 - 13,5
Hematita	Fe_2O_3	0,6 - 2,16
Espeularita	Fe_2O_3	3,70
Limonita	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	0,31 - 1,0
Siderita	FeCO_2	0,7 - 1,5
Ilmenita	FeTiO_3	0,34 - 5,0
Quartzo	SiO_2	0,0025 - 0,126
Feldspato	$\text{KAlSi}_3\text{O}_8, \text{NaAlSi}_3\text{O}_8$	0,0630
Calcita	CaCO_3	0,0038
Espodumênio	$\text{LiAl}(\text{Si}_2\text{O}_6)$	0,82
Clorita	$(\text{Mg,Fe})_5\text{Al}(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_8$	0,38 - 1,13

Fonte: Xiong, Lu e Holmes (2015) Adaptado pelo autor.

Em um campo magnético uniforme as forças atuantes nos polos das partículas magnetizadas são iguais e opostas e dessa forma a força resultante sobre a partícula é nula. Por isto é necessária uma diferença de intensidade no campo magnético ao longo da dimensão da partícula para que se tenha uma resultante de força magnética. Essa diferença de intensidade é denominada gradiente magnético e, em geral, é obtida pela concentração (convergência) das linhas de campo magnético nos polos. A figura 4 (SAMPAIO; LUZ; FRANÇA, 2010) mostra as linhas de fluxo magnético para um campo magnético uniforme e para um campo magnético convergente, onde ocorre uma concentração das linhas de fluxo magnético.

Figura 4– Campo magnético uniforme e convergente



Fonte: Sampaio, Luz e França (2010) Adaptado pelo autor.

A equação 3.1 (SVOBODA; FUJITA, 2003) mostra a força magnética em uma partícula magnetizada em um campo magnético heterogêneo.

$$\vec{F}_m = \frac{k}{\mu_0} V B \nabla \vec{B} \quad (3.1)$$

Onde:

\vec{F}_m = Força Magnética (N)

k = Susceptibilidade Magnética da Partícula

μ_0 = Permeabilidade Magnética do Vácuo (N/A²)

V = Volume da Partícula (m³)

B = Campo Magnético (T)

$\nabla \vec{B}$ = Gradiente do Campo Magnético Induzido (T)

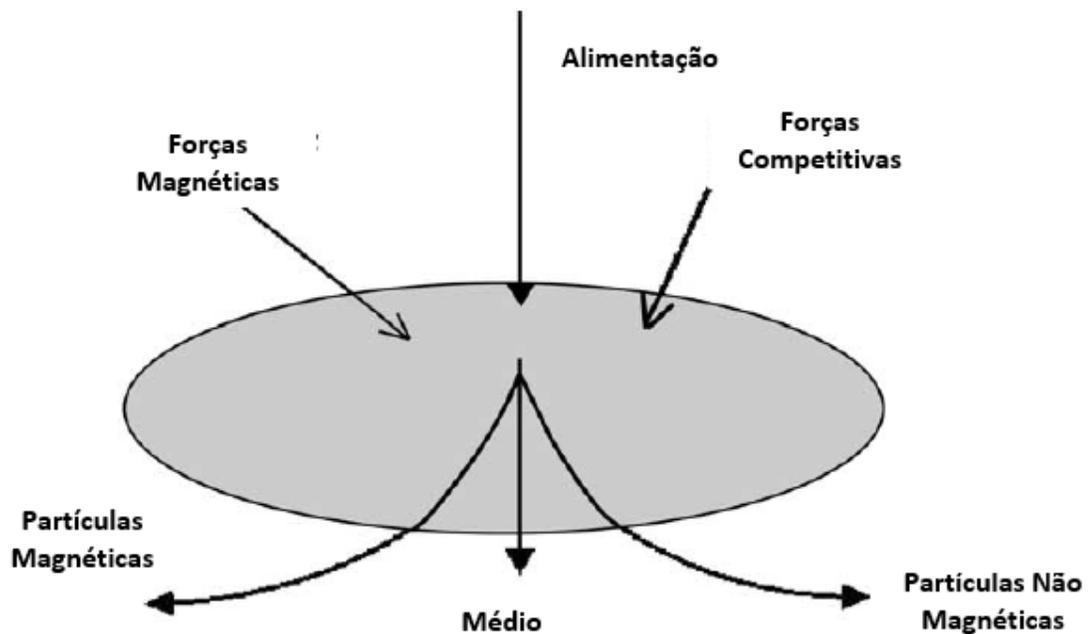
No processo de concentração magnética, além da força magnética, as partículas são influenciadas por outras forças, denominadas forças concorrentes, que são basicamente, a força gravitacional e o arraste hidrodinâmico. Assim, a concentração magnética consiste na separação entre partículas nas quais a força magnética é superior às forças concorrentes das partículas nas quais a força magnética é inferior às forças concorrentes. Em alguns equipamentos existe um

fluxo intermediário, denominado médio, que corresponde às partículas nas quais a força magnética e as forças concorrentes têm intensidade semelhantes.

A concentração magnética consiste na captura seletiva de partículas pela aplicação de uma força magnética que deverá superar as forças concorrentes, como o arraste hidrodinâmico, a gravidade e para partículas abaixo de 0,010 mm, forças de atração superficial. (DOBBY; FINCH, 1976, tradução nossa).

A figura 5 (SVOBODA; FUJITA, 2003) mostra de forma esquemática as forças magnéticas e concorrentes no processo de concentração magnética.

Figura 5– Diagrama de forças na concentração magnética



Fonte: Svoboda e Fujita (2003) Adaptado pelo autor.

As forças concorrentes (força gravitacional e arraste hidrodinâmico) podem ser representadas pelas equações 3.2 e 3.3 (SVOBODA; FUJITA, 2003).

$$\vec{F}_g = \rho V \vec{g} \quad (3.2)$$

$$\vec{F}_{ah} = 6\pi d n \vec{V}_p \quad (3.3)$$

Onde:

\vec{F}_g = Força Gravitacional (N)

ρ = Densidade da Partícula (kg/m³)

V = Volume da Partícula (m³)

\vec{g} = Aceleração da Gravidade (m/s²)

\vec{F}_{ah} = Força Arraste Hidrodinâmico (N)

d = Diâmetro da Partícula (m)

n = Viscosidade Dinâmica do Fluido (N·s/m²)

\vec{V}_p = Velocidade Relativa da Partícula em Relação ao Fluido (m/s)

A combinação das equações 3.1, 3.2 e 3.3 permite calcular a força resultante nas partículas durante o processo de concentração magnética. As partículas cuja força resultante seja maior do que zero, tendem a ser direcionadas para o fluxo magnético, enquanto as partículas sobre as quais a força resultante é negativa, tendem a ser direcionadas para o fluxo não magnético. A equação 3.4 mostra a força resultante nas partículas durante a concentração magnética.

$$\vec{F}_r = \frac{k}{\mu_0} VB \nabla B - 6\pi dn \vec{V}_p - \rho V \vec{g} \quad (3.4)$$

Apesar das condições para uma separação eficiente estarem claramente determinadas, um ponto crítico é a importância relativa do tamanho da partícula em cada uma das forças, pois enquanto a força de arraste hidrodinâmico é diretamente proporcional ao diâmetro da partícula (d) as forças magnética e gravitacional são diretamente proporcionais ao volume da partícula, ou seja, ao diâmetro elevado ao cubo (d³). (SVOBODA; FUJITA, 2003, tradução nossa).

De acordo com as equações acima, uma redução de dez vezes no diâmetro da partícula (exemplo de 1,0 mm para 0,1 mm) levaria a uma redução de 10 vezes na força de arraste hidrodinâmico e 1000 vezes nas forças magnética e gravitacional. Ou seja, para as mesmas condições de operação, a força de arraste hidrodinâmico tem um valor relativo a força magnética, 990 vezes maior em uma partícula de 0,1 mm de diâmetro do que em uma partícula de 1,0 mm de diâmetro.

Dessa forma, na concentração magnética de partículas ultrafinas é necessário reduzir o arraste hidrodinâmico o máximo possível, seja com atuação na viscosidade da polpa ou na redução da velocidade relativa entre a partícula e o fluido.

3.1.2 Equipamentos de Concentração Magnética

A concentração magnética é utilizada em diferentes aplicações no beneficiamento de minérios, desde a remoção de sucatas e impurezas de granulometria grosseira até ao refino e recuperação de minerais de granulometria ultrafina. Assim, existem vários tipos de equipamentos de concentração magnética, utilizados para diferentes aplicações.

Há uma variedade de concentradores magnéticos que podem ser classificados, de acordo com o uso, em dois grupos: Concentradores a seco e a úmido. Eles podem ser subdivididos de acordo com as características do campo de indução. Logo, são encontrados os concentradores de baixa e alta intensidades, tanto para a operação a seco, quanto a úmido. A forma dos elementos que executam o trabalho de separação no equipamento exerce influência significativa sobre a classificação dos concentradores. Assim, são denominados separadores de tambor, de rolos induzidos, de correias cruzadas, de carrossel, etc. (SAMPAIO; LUZ; FRANÇA, 2010).

No beneficiamento de minério de ferro, a concentração magnética ocorre tanto para a remoção de sucatas ferrosas nas etapas iniciais de britagem e peneiramento, quanto na concentração das partículas dos minerais de ferro em diferentes granulometrias. Neste último caso, a concentração magnética ocorre predominantemente a úmido e a intensidade do campo magnético pode variar de 0,5 T (5.000 Gauss) a 2,0 T (20.000 Gauss) de acordo com a granulometria e mineralogia do minério e o tipo de equipamento utilizado.

Como neste trabalho foi avaliada a utilização dos concentradores magnéticos de carrossel e vertical (ambos de alta intensidade de campo magnético) na concentração de partículas ultrafinas de minério de ferro, segue-se uma descrição detalhada destes equipamentos.

Concentradores Magnéticos de Carrossel: de forma geral os concentradores de carrossel consistem em dois ou mais rotores, também denominados carrosséis, que giram entre duas ou mais bobinas eletromagnéticas, as quais induzem o campo magnético no interior dos rotores pela passagem de corrente elétrica. A figura 6 (INBRAS, 2016) mostra o separador de carrossel WHC 150 D fabricado pela Inbrás.

Figura 6– Concentrador Magnético WHC 150 D INBRÁS



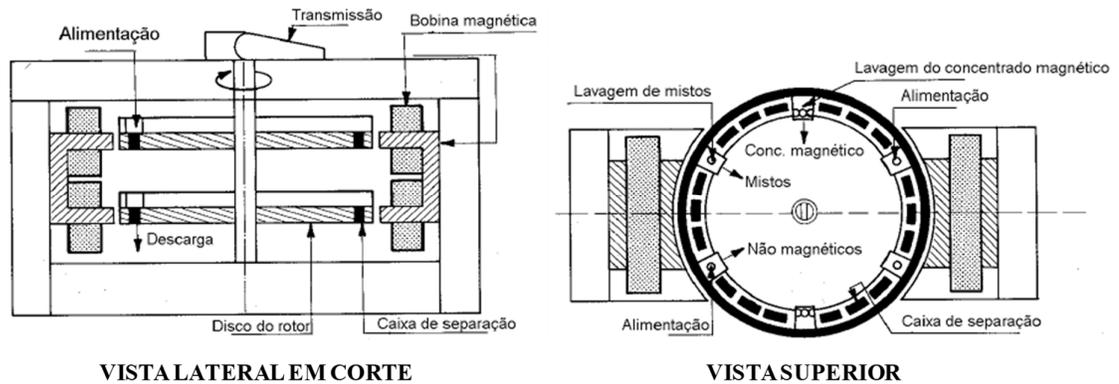
Fonte: Inbrás (2016).

Dentro dos rotores estão as matrizes, construídas em aço ferromagnético, por onde passa a polpa de minério. As partículas paramagnéticas são atraídas para as matrizes na região de atuação do campo magnético devido à formação de gradientes magnéticos no interior das matrizes, enquanto que as partículas diamagnéticas seguem o fluxo vertical de cima para baixo da polpa.

A alimentação é feita, de modo que a polpa atravesse uma região com campo de alta intensidade. O material magnético é captado pela matriz, ou pelo menos é retardado o suficiente para ser carregado pelo movimento do anel rotativo a uma região de campo com baixa intensidade, onde as partículas magnéticas remanescentes na matriz são descarregadas por meio de um jato d'água, sendo o material magnético recolhido num determinado ponto da calha coletora. (SAMPAIO; LUZ; FRANÇA, 2010).

A figura 7 (BARTNIK; ZABEL; HOPSTOCK, 1974) mostra as vistas superior e lateral de um concentrador magnético de carrossel com dois rotores e duas bobinas magnéticas por rotor.

Figura 7– Vista lateral e superior de um separador magnético de carrossel



Fonte: Bartinik, Zabel e Hopstock (1974) Adaptado pelo autor.

A figura 8 mostra uma imagem superior e uma imagem lateral do concentrador magnético modelo GX 300 fabricado pela empresa Gaustec. Este equipamento possui dois rotores e quatro bobinas magnéticas por rotor.

Figura 8– Imagem Superior e Frontal do Concentrador Magnético GX 300



Fonte: Próprio autor.

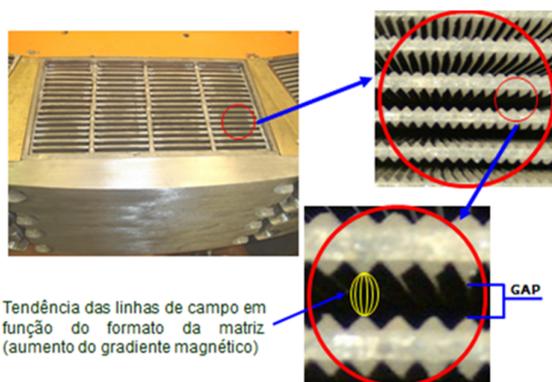
Os principais componentes dos concentradores magnéticos de carrossel são descritos a seguir:

- a) magnetos e bobinas elétricas: o concentrador magnético de carrossel funciona a partir da indução de um campo magnético criado mediante a passagem de corrente elétrica por bobinas nos magnetos (peças em forma de ferradura). As bobinas podem ser feitas em alumínio ou em cobre. Bobinas de cobre permitem a operação com correntes elétricas mais elevadas do que as bobinas de alumínio em função da melhor condutividade elétrica daquele em relação a este. Por outro lado, as bobinas de alumínio têm menor custo e menor peso e, dependendo do número de enrolamentos de fios, pode atingir o mesmo campo magnético das bobinas de cobre;
- b) rotor ou carrossel: anel móvel que recebe a alimentação e conduz a polpa à área de atuação do campo magnético e ao sistema de lavagem de produtos. Tradicionalmente os concentradores de carrossel possuem dois rotores, porém já foram desenvolvidos separadores com três rotores (WHC 500 e 600, fabricados pela Inbrás) e quatro rotores (WHC 800, fabricado pela Inbrás) para aumento de capacidade. Os rotores são compostos de matrizes ferromagnéticas, dispostas ao redor do anel;
- c) sistema de refrigeração: As bobinas dos separadores podem ser refrigeradas a ar ou a óleo. A capacidade do sistema de resfriamento define a corrente máxima que pode ser utilizada nas bobinas eletromagnéticas e, por consequência, o campo magnético máximo do equipamento. O sistema de refrigeração a água não é adequado para equipamentos que operam em usinas de concentração de minério de ferro devido à oxidação e desgaste dos tubos. Esse desgaste ocorre devido à impossibilidade de se garantir, dentro da usina de concentração, uma boa qualidade da água de resfriamento;
- d) sistema de alimentação: A alimentação dos concentradores magnéticos de carrossel é feita por tubos fixos que direcionam a polpa para as matrizes por gravidade. Ao final de cada tubo, existe uma caixa de alimentação que diminui a velocidade da polpa e impede que o material passe direto pelas matrizes. A redução da velocidade da alimentação é um ponto muito importante para a

seletividade da concentração magnética, pois o arraste hidrodinâmico é uma das forças concorrentes ao campo magnético e, dessa forma, a polpa deve ser alimentada na matriz com a menor velocidade possível. Nos equipamentos tradicionais cada rotor possui dois pontos de alimentação, porém já foram desenvolvidos concentradores com quatro e seis pontos de alimentação por rotor (Séries GX e GHX fabricados pela Gaustec);

- e) sistema de lavagem de matrizes: o sistema de lavagem das matrizes é composto por jatos de sprays fixos utilizados para desprender o material dos rotores. É importante que os jatos direcionem a água de forma uniforme por toda a matriz e paralela ao sentido do fluxo, de forma a maximizar a eficiência de lavagem. Os concentradores magnéticos de carrossel possuem jatos para lavagem de médio e para descarga de concentrado. A pressão da água de médio é uma importante variável de processo, que deve ser ajustada de acordo com as características do minério e com os objetivos da etapa de concentração. Por outro lado, a pressão de água de concentrado deve sempre ser mantida acima de 4 kgf/cm² para garantir eficiência de lavagem e evitar a recirculação de concentrado dentro das matrizes, que leva à perda de capacidade e redução de recuperação em massa;
- f) matrizes ferromagnéticas: as matrizes são constituídas por placas de aço ferromagnético providas de ranhuras com a finalidade de aumentar o gradiente magnético. A intensidade do campo magnético no interior das matrizes é função da abertura (gap) das matrizes, da corrente elétrica aplicada nas bobinas e da distância entre o polo magnético e as matrizes, denominada como distância “entreferos”. A figura 9 mostra a imagem de uma matriz de concentrador magnético com a indicação das linhas de campo magnético no seu interior.

Figura 9–Matriz Ferromagnética

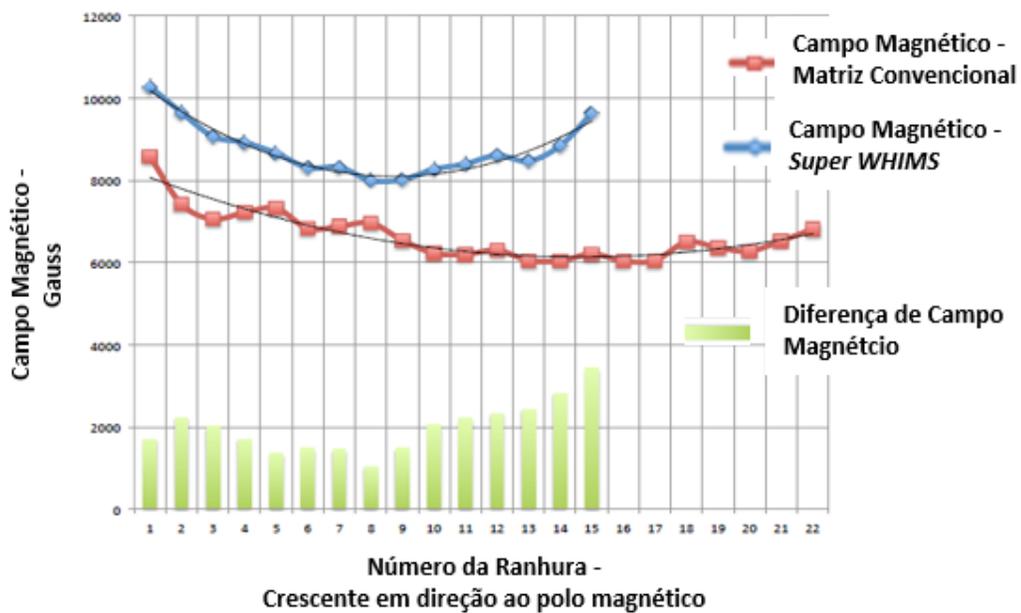


Fonte: Próprio autor.

Ribeiro *et al* (2017) desenvolveram uma alternativa de aumento no campo magnético no interior da matriz, com a utilização de um “calço” magnético entre as matrizes e a bobina de forma a reduzir a dispersão das linhas de campo magnético. Essa alternativa, denominada como *Super WHIMS*, apresenta como ponto negativo a redução da área aberta da matriz, que pode levar a uma redução da capacidade de alimentação do concentrador magnético. A figura 10 (GAUSTEC, 2017)³ mostra a medição do campo magnético em cada uma das ranhuras ao longo de uma matriz de um concentrador magnético modelo G3600, com e sem a utilização do *Super WHIMS*, enquanto a figura 11 mostra uma matriz convencional e uma matriz com a utilização do *Super WHIMS*.

³ Relatório apresentado à Vale em 2017 como proposta técnica para realização de ensaios industriais com as matrizes *Super WHIMS*

Figura 10—Comparação do Campo Magnético para Matriz Convencional e *Super WHIMS*



Fonte: Gaustec (2017), modificado pelo autor.

Figura 11—Visão Superior de Matriz Convencional e *Super WHIMS*



Fonte: Próprio autor.

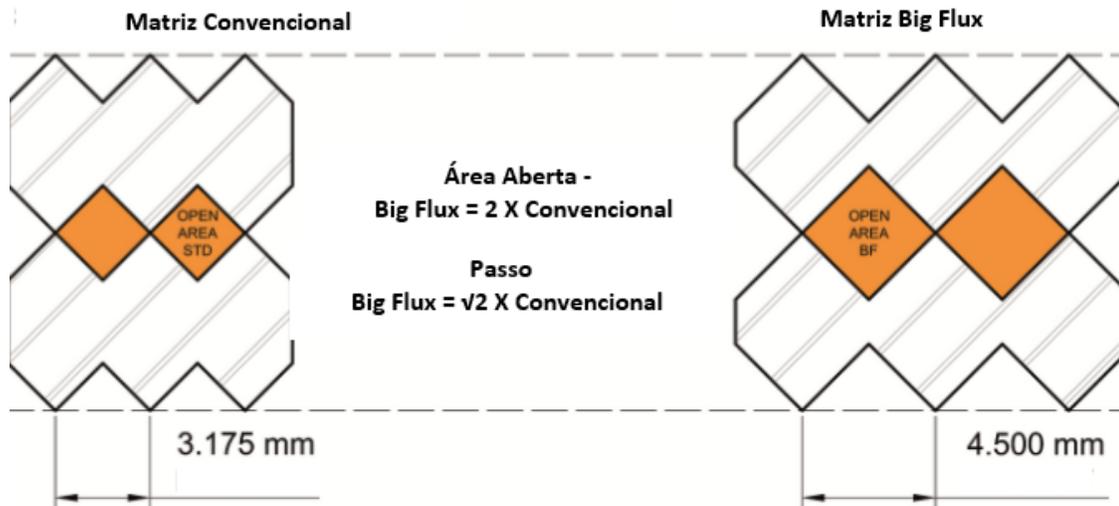
As placas ranhuradas têm uma espessura de quatro milímetros e podem ser fixadas no bloco por solda ou por parafuso. A opção de fixação por parafuso permite que as placas sejam soltas, o que facilita a limpeza das matrizes, porém existe o risco das placas se desprenderem das matrizes, caso a fixação não seja feita de forma correta. Desta forma, via de regra, a fixação das placas é feita por solda.

Gonçalves, Paula e Nogueira (2011)⁴ avaliaram a redução na espessura das matrizes de 4 mm para 2 mm e concluíram que tal redução não afeta a durabilidade das matrizes. Outro benefício é a redução do peso do bloco em 10 kg, o que facilita o manuseio e pode reduzir o custo do mesmo, além do aumento de 19% na área aberta do bloco, o que pode levar a um aumento na capacidade do equipamento.

Tradicionalmente, na concentração magnética de minério de ferro são utilizadas matrizes com abertura (*gap*) entre 5,0 mm e 1,5 mm. Quanto maior a abertura da matriz, maior a capacidade do separador magnético, porém menor o campo magnético aplicado. A abertura das matrizes deve ser pelo menos o dobro do *top size* da alimentação para evitar entupimentos. Alguns fornecedores já oferecem matrizes com *gap* mais fechado, chegando até à 0,5 mm para recuperação de materiais ultrafinos. A utilização dessas matrizes deve ser condicionada a um sistema de peneiramento de proteção eficiente, que assim impeça a presença de partículas maiores que 0,3 mm na alimentação dos concentradores magnéticos.

De forma a mitigar a perda de capacidade e reduzir a incidência de entupimentos em matrizes com abertura inferior a 1,5 mm, Ribeiro *et al.* (2017) desenvolveram um desenho de matriz que confere uma maior área aberta na matriz para o mesmo *gap*. Essa matriz, denominada como *Big Flux*, consiste no aumento do “passo” da ranhura da placa. A figura 12 (RIBEIRO *et al.*, 2017) mostra de forma comparativa as matrizes convencional e *Big Flux*.

⁴ Apresentação realizada no 1º Seminário de Beneficiamento de Ferrosos da VALE, 2011.

Figura 12–Matriz Convencional e *Big Flux*

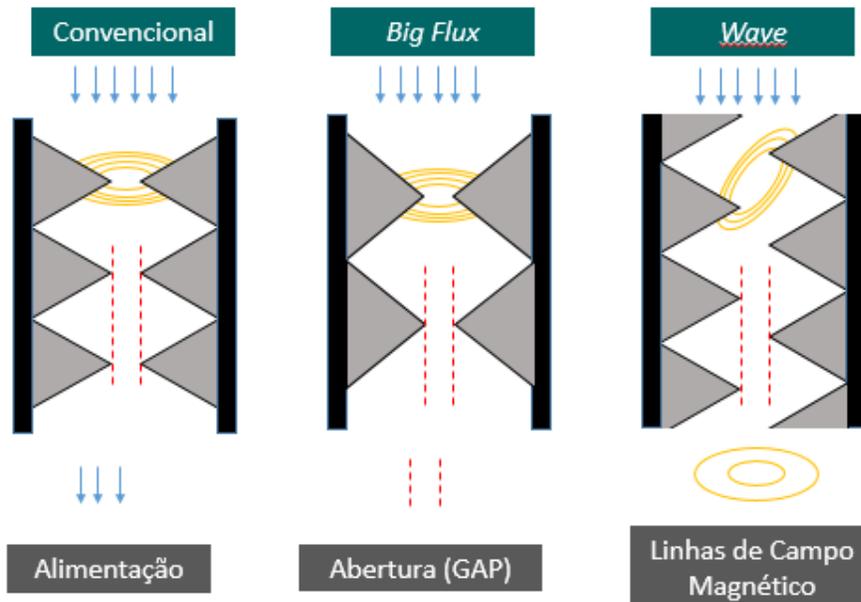
Fonte: Ribeiro et al. (2017), Modificado pelo autor.

Uma outra alternativa de matriz desenvolvida para maximização da recuperação de finos é matriz tipo *Wave* que alterna as regiões de cristas e vales das matrizes e assim permite a introdução de uma malha de aço dentro da matriz. Neste tipo de matriz, o gradiente de campo magnético é maximizado em função do deslocamento das linhas de campo magnético. A figura 13 mostra uma imagem da matriz *Wave* com a malha de aço e a figura 14 mostra uma visão esquemática das matrizes convencional, *Big Flux* e *Wave*.

Figura 13—Imagem da Matriz Wave



Fonte: Próprio autor.

Figura 14—Matriz Convencional, *Big Flux* e *Wave*

Fonte: Próprio autor.

A operação do concentrador magnético de carrossel pode ser dividida em seis etapas distintas.

A primeira etapa é a alimentação da polpa nas matrizes. É importante que a polpa tenha a menor velocidade residual possível e preencha de forma homogênea toda a extensão do bloco, de forma a maximizar a capacidade do equipamento.

A segunda etapa é a atração das partículas paramagnéticas e ferromagnéticas pelo campo magnético no interior das matrizes. Esta etapa se inicia imediatamente após a alimentação da polpa nas matrizes e se encerra quando a matriz sai da área de influência do campo magnético, mediante o giro contínuo do rotor.

A terceira etapa, simultânea a etapa dois, é o aprisionamento das partículas ferromagnéticas e paramagnéticas contra as paredes das matrizes pela ação do campo magnético. O aprisionamento dessas partículas indica que a força de atração eletromagnética foi superior às forças concorrentes (arraste hidráulico e força da gravidade).

A quarta etapa, que ocorre simultaneamente às etapas dois e três, é a descarga da polpa, incluindo a maior parte do fluxo de água e as partículas que não ficaram retidas nas matrizes. Esse fluxo constitui o rejeito do concentrador magnético.

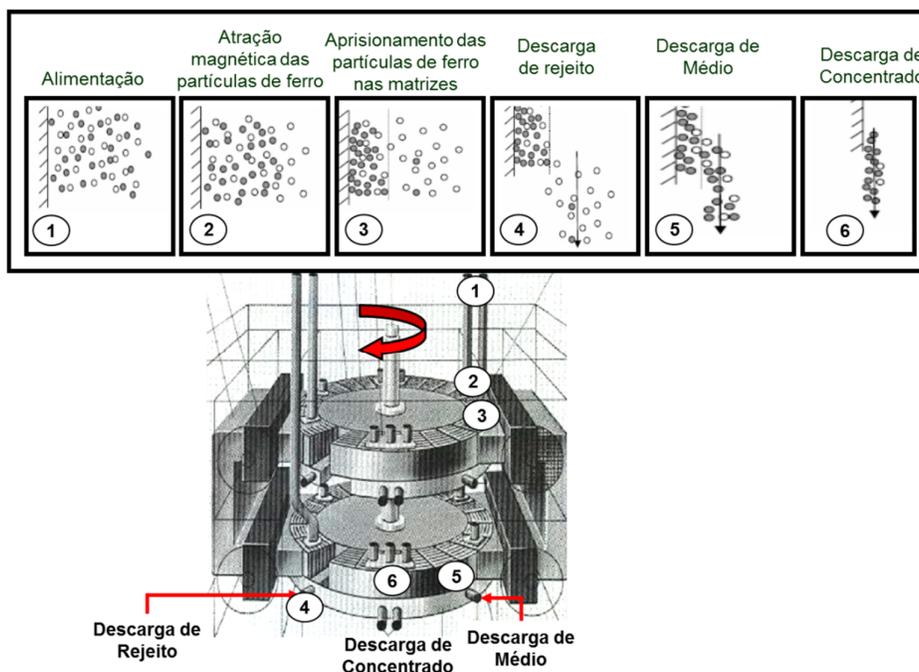
A quinta etapa consiste na lavagem das matrizes, ainda sob ação do campo magnético, mediante a ação de um jato de água sob pressão, com o objetivo de retirar da parede das matrizes partículas diamagnéticas que eventualmente foram aprisionadas nas paredes das matrizes. O material lavado nessa etapa é denominado de médio e pode ser descarregado isoladamente ou junto com o rejeito.

A sexta e última etapa consiste na lavagem das matrizes fora da ação do campo magnético. O fluxo obtido corresponde ao concentrado, e é muito importante que todo o material seja descarregado das matrizes antes que estas retornem para a etapa de alimentação, de forma a maximizar a capacidade do equipamento e impedir a perda de material concentrado. Para tanto utiliza-se a máxima pressão de água disponível, em geral entre 4 kgf/cm² e 5 kgf/cm². Na operação é recomendável observar constantemente se a limpeza das matrizes está sendo efetiva, sem a ocorrência de entupimentos. Caso a matriz fique

entupida, seja pela presença de materiais grosseiros, ou por partículas ferromagnéticas aderidas na parede, a operação do equipamento deve ser interrompida e matrizes devem ser limpas manualmente, ou com água em altíssima pressão (acima de 50 kgf/cm²).

A figura 15 ilustra de forma esquemática as seis etapas de operação do concentrador magnético de carrossel acima descritas.

Figura 15– Operação do Concentrador Magnético de Carrossel



Fonte: Próprio autor.

As principais variáveis que afetam a operação do concentrador magnético de alta intensidade são:

- abertura entre as placas das matrizes (gap): a abertura entre as placas é variável que modula o desempenho do equipamento, tanto em termos de recuperação em massa como da qualidade do concentrado. Quanto maior o gap, menor a força magnética e, portanto, menor a quantidade de partículas retidas nas matrizes, o que diminui a recuperação em massa para o concentrado. Por outro lado, o aumento do gap reduz o arraste de partículas não magnéticas, favorecendo a qualidade do concentrado. Um aumento

no gap permite também um maior fluxo de polpa na matriz, o que aumenta a capacidade de alimentação do equipamento. Para processos que utilizam etapas *rougher* e *cleaner*, normalmente é aplicada uma abertura menor para a etapa *rougher* e maior para a etapa *cleaner*, visando uma melhor qualidade de concentrado. Para processos que utilizam etapas *rougher* e *scavenger*, é utilizada uma abertura maior para o estágio *rougher* visando maior capacidade de processamento e melhor qualidade do concentrado e uma abertura menor para o estágio *scavenger* para maximizar a recuperação em massa;

- b) densidade da polpa de alimentação: uma maior densidade da polpa (maior percentual de sólidos) aumenta a capacidade de alimentação do equipamento em toneladas de minério por hora, assim como a recuperação em massa, mas compromete a qualidade do concentrado, pois em meio muito denso ocorre arraste de partículas diamagnéticas para as paredes das matrizes, o que reduz a seletividade da operação. De um modo geral, o concentrador magnético de carrossel deve ser alimentado uma polpa com percentual de sólidos entre 25% e 55% e quanto menor o teor de Fe da alimentação, menor deve ser o percentual de sólidos da alimentação para melhorar a seletividade do equipamento e garantir a qualidade do concentrado;
- c) intensidade do campo magnético: a eficiência de separação do equipamento está diretamente ligada à intensidade do campo magnético. Pode-se variar a intensidade do campo alterando-se a corrente elétrica aplicada às bobinas. Quanto maior a corrente, maior o campo magnético e conseqüentemente, maior a recuperação em massa. Todavia, um campo magnético muito elevado pode afetar a qualidade do concentrado devido ao arraste de partículas não magnéticas e levar a um entupimento das matrizes, no caso de presença de partículas ferromagnéticas na alimentação. De um modo geral, os concentradores magnéticos industriais operam com campo

magnético entre 0,6 T e 1,5 T, a depender da abertura das matrizes e do sistema de refrigeração das bobinas, pois este último limita a corrente elétrica aplicada e, por consequência, a intensidade do campo magnético. Os equipamentos de última geração podem atingir campo magnético de até 2,0 T para abertura das matrizes inferior a 1,5 mm.

- d) pressão da água de lavagem de médio: a pressão da água de lavagem de médio tem influência significativa na qualidade do concentrado. Teoricamente, quanto maior a pressão de lavagem de médio, melhor a qualidade do concentrado. Porém um ponto a considerar é o arraste de partículas de minerais de ferro fino pela água de médio. Em alguns casos esse arraste é tão significativo que compromete não só a recuperação em massa, mas também a qualidade do concentrado, devido à perda de partículas de ferro de alto teor para o médio. De um modo geral, os concentradores magnéticos industriais operam com uma pressão de água de lavagem de médio de até 3,0kgf/cm².
- e) velocidade de rotação do carrossel: uma redução na velocidade de rotação do carrossel leva a um maior tempo de exposição do minério ao campo magnético o que tende a melhorar o teor de concentrado, mas com impacto na recuperação em massa. De outra forma, um aumento na velocidade de rotação, tende a reduzir a seletividade do processo, com impacto na qualidade do concentrado. Velocidades elevadas de rotação podem levar inclusive a um desgaste elevado das matrizes. De um modo geral, o concentrador magnético de carrossel opera com uma velocidade de rotação entre três e cinco rotações por minuto.

Concentradores Magnéticos Verticais: os concentradores magnéticos verticais, assim como os concentradores magnéticos de carrossel utilizam a indução eletromagnética para a geração de campo magnético, que pode chegar até 2,0 T. Esses equipamentos consistem em um anel vertical, dentro do qual se encontram as matrizes constituídas em aço ferromagnético. O anel gira de forma que as matrizes passem pela polpa de minério, sob atuação do campo magnético,

e assim capturem as partículas ferromagnéticas e paramagnéticas, que são transportadas para fora da região de atuação do campo magnético, onde são descarregadas.

Os concentradores magnéticos verticais podem possuir também um sistema de pulsação da bacia, o que aumenta a possibilidade de captura das partículas paramagnéticas pelas matrizes e reduz o arraste de partículas não magnéticas.

Um diafragma fornece a pulsação na zona de separação para auxiliar o desempenho da concentração, agitando a polpa e mantendo as partículas em suspensão. Esse mecanismo também maximiza a retenção de partículas magnéticas nas matrizes, pois permite que todos os lados da matriz sejam utilizados para coleta de material magnético. (OUTOTEC, 2013).

A figura 16 (OUTOTEC, 2013) mostra o concentrador magnético vertical.

Figura 16– Concentrador Magnético Vertical



Fonte: Outotec (2013).

Os concentradores magnéticos verticais são largamente utilizados no exterior, principalmente na China, para a concentração de minério de ferro de baixo

teor. No Brasil não se tem registro da utilização industrial desses equipamentos para concentração de minério de ferro. Um exemplo da utilização do equipamento no Brasil é na concentração de Espodumênio na AMG mineração, localizada no município de Nazareno, MG. A figura 17 (HUATE, 2018) mostra os concentradores magnéticos verticais da mina de Ansteel na China. Nessa instalação o equipamento é utilizado para a concentração inicial de minério de ferro com teor de 18% Fe na alimentação e 24% Fe no concentrado.

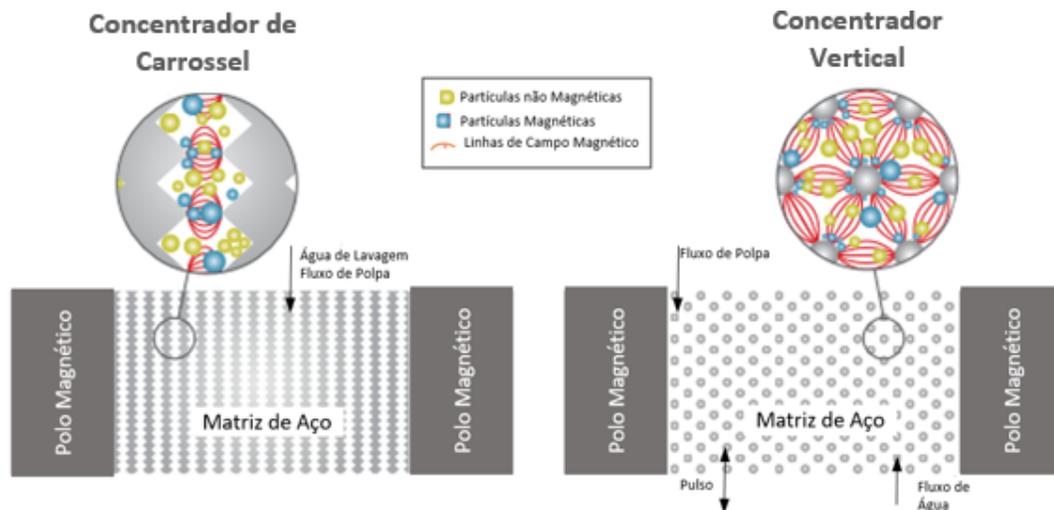
Figura 17– Concentradores Magnéticos Verticais da Mina de Ansteel - China



Fonte: Huate (2018).

A figura 18 (OUTOTEC, 2013) compara a operação dos concentradores magnéticos de carrossel com os concentradores magnéticos verticais.

Figura 18– Comparação entre Concentradores Magnéticos de Carrossel e Vertical



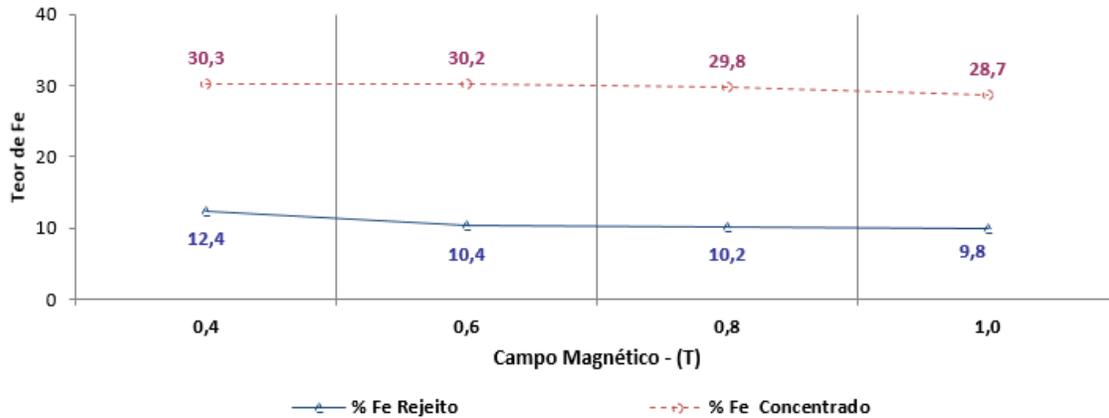
Fonte: Outotec (2013), Adaptado pelo autor.

Os principais componentes dos concentradores magnéticos verticais são descritos a seguir.

Magnetos e bobinas elétricas: conforme mencionado anteriormente, os concentradores magnéticos verticais funcionam a partir da indução de um campo magnético criado mediante a passagem de corrente elétrica por bobinas nos magnetos.

O campo magnético é uma importante variável de processo dos concentradores magnéticos verticais. A figura 19 (HUATE, 2018) mostra a influência do campo magnético no teor de Fe do concentrado e do rejeito para uma operação de pré concentração para minério de ferro. Os ensaios foram realizados em escala piloto com uma amostra de 24,7% Fe, uma frequência de pulsação de 414 pulsos por minuto e uma velocidade de rotação do anel de 2,72 rotações por minuto.

Figura 19– Influencia do Campo Magnético no Desempenho do Concentrador Magnético Vertical



Fonte: Huate (2018), Adaptado pelo autor.

De acordo com a figura 19 (HUATE, 2018) é possível observar uma redução no teor de Fe do concentrado, com redução do teor de Fe do rejeito com o aumento do campo magnético.

Anel vertical: anel móvel, composto por matrizes ferromagnéticas que passa pela bacia, ou caixa de separação e conduz o material magnético para as calhas de descarga de concentrado. O diâmetro do anel vertical define a capacidade do equipamento e atualmente já são fabricados equipamentos com anel vertical de 4 metros de diâmetro, SLON®4000. A tabela 6 (OUTOTEC, 2013) mostra a capacidade de catálogo dos concentradores verticais do tipo SLON® em função do diâmetro do anel vertical.

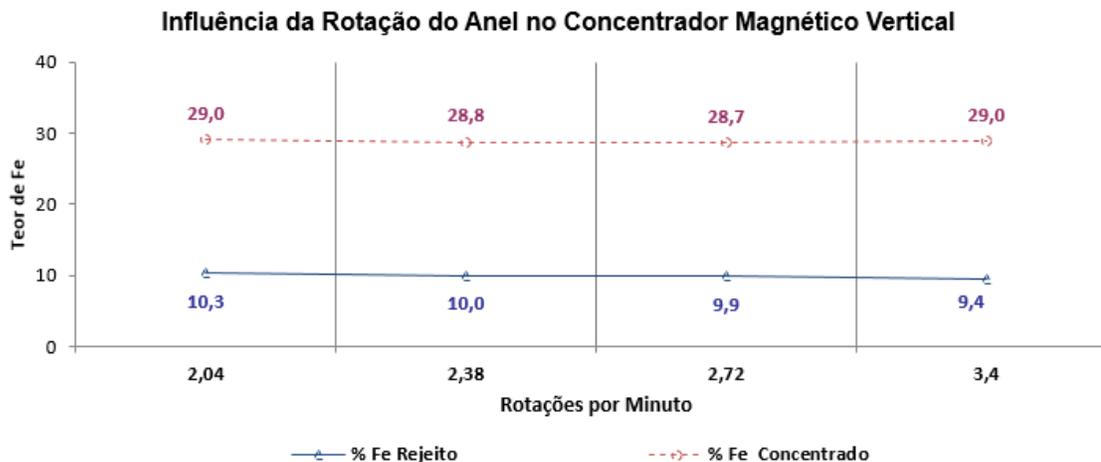
Tabela 6 – Capacidade de Alimentação do Concentrador Magnético Vertical em Função do Diâmetro do Anel

Diâmetro Anel (mm)	Capacidade Mássica (t/h - Base Seca)		Capacidade Volumétrica (m ³ /h - Polpa)	
	Mínimo	Máximo	Mínimo	Máximo
750	2	4	5	10
1.000	4	6	10	20
1.250	6	16	20	50
1.500	15	27	50	100
1.750	25	45	75	150
2.000	45	70	100	200
2.500	70	125	200	400
3.000	125	225	350	650
4.000	225	450	550	1.050

Fonte: Outotec (2013).

A velocidade de rotação do anel é uma importante variável de processo do concentrador magnético vertical e pode variar de 1 a 4 rotações por minuto. A figura 20 (HUATE, 2018) mostra a influência da rotação do anel no teor de Fe do concentrado e do rejeito para uma operação de pré concentração para minério de ferro. Os ensaios foram realizados em escala piloto com uma amostra de 24,7% Fe, um campo magnético de 1,0 T e uma frequência de pulsação de 414 pulsos por minuto.

Figura 20– Influencia da Velocidade de Rotação do Anel na Performance do Concentrador Magnético Vertical



Fonte: Huate (2018), Adaptado pelo autor.

De acordo com a figura 20 (HUATE, 2018) é possível observar uma redução do teor de Fe no rejeito com o aumento da rotação do anel, sem influencia no teor de Fe do concentrado.

Caixa de alimentação: a alimentação dos concentradores magnéticos verticais é feita em uma caixa fixa que direciona a polpa para a caixa de separação por gravidade. Essa caixa deve ter um volume suficiente para evitar a geração de turbulência na caixa de separação. Na caixa de alimentação, é possível também a adição de água para diluição da polpa.

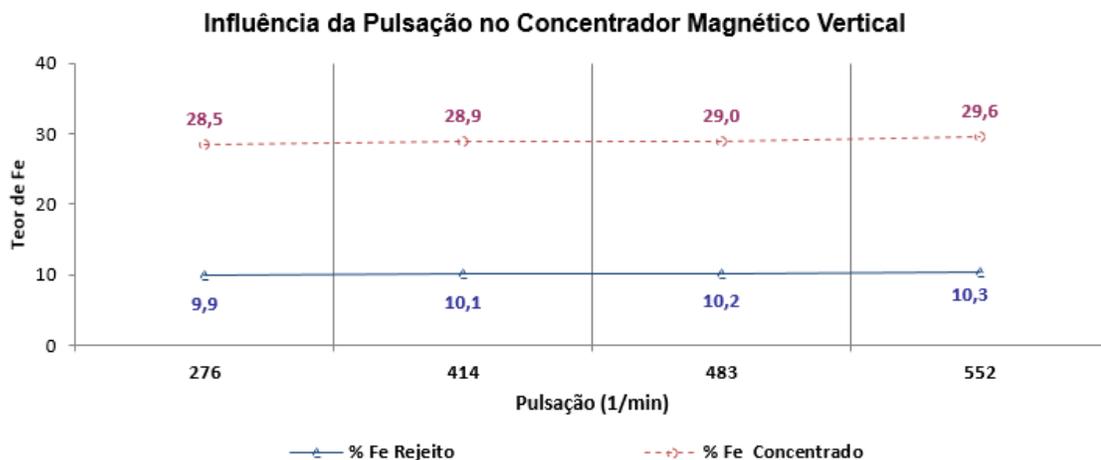
Sistema de lavagem de matrizes: O sistema de lavagem das matrizes é composto por jatos de *sprays* fixos utilizados para desprender o concentrado capturado pelo anel vertical e direcioná-lo para as calhas de descarga de concentrado. O correto posicionamento dos *sprays* e o aumento da pressão de água são fundamentais para reduzir o consumo de água do equipamento e, por consequência, a diluição do concentrado.

Bacia ou caixa de separação: Na caixa de separação as matrizes passam pela polpa e capturam as partículas magnéticas devido ao alto gradiente magnético formado no interior das matrizes. As partículas não magnéticas seguem o fluxo de água e são direcionados para a calha de rejeito, que se situa na parte inferior da caixa de separação. A caixa de separação contém também um transbordo para controle do nível na bacia. O fluxo de polpa que sai pelo

transbordo pode retornar para a caixa de alimentação (carga circulante) ou ser direcionado para a canaleta de rejeito.

Sistema de pulsação: O sistema de pulsação dos concentradores magnéticos verticais é composto por um pistão acoplado a um diafragma de borracha que fica na parte inferior da caixa de separação, já bem próximo a canaleta de rejeito. A frequência da pulsação é uma importante variável de processo e pode chegar a até 600 pulsações por minuto. A figura 21 (HUATE, 2018) mostra a influência da pulsação no teor de Fe do concentrado e do rejeito para uma operação de pré concentração para minério de ferro. Os ensaios foram realizados em escala piloto com uma amostra de 24,7% Fe, um campo magnético de 1,0 T e uma velocidade de rotação do anel de 2,04 rotações por minuto.

Figura 21– Influencia da Pulsação na Performance do Concentrador Magnético Vertical



Fonte: Huate (2018), Adaptado pelo autor.

De acordo com a figura 21 (HUATE, 2018) é possível observar um aumento no teor de Fe do concentrado, com aumento do teor de Fe do rejeito com o aumento da frequência de pulsação da bacia do concentrador.

Matrizes ferromagnéticas: Nos concentradores magnéticos verticais as matrizes operam como um polo magnético secundário, maximizando o gradiente magnético ao seu redor. As matrizes podem ser preenchidas por esferas ou barras de aço, esta última mais comum na operação com minério de ferro. A figura 22 mostra uma matriz de barras de aço.

Figura 22– Matriz do Concentrador VPHGMS



Fonte: Próprio autor

A matriz tem um papel fundamental no desempenho do concentrador magnético de alta intensidade. Ela é o meio no qual as partículas magnéticas são capturadas e transportadas para a região fora da influência do campo magnético e então descarregadas como produto. (CHEN et al., 2013, tradução nossa).

Uma alternativa para aumentar a força magnética é aumentar o valor do gradiente do campo magnético. Enquanto os concentradores de carrossel utilizam um alto campo convergente no espaço de um circuito magnético, os concentradores verticais utilizam um campo uniforme de um solenoide, com o núcleo preenchido com uma matriz de polos secundários, como esferas, ou barras de aço. Esse preenchimento ocupa cerca de 10% do volume útil da matriz. Cada polo secundário, devido à sua alta permeabilidade magnética, pode produzir um campo magnético de até 2,0 T, porém, o mais importante é o gradiente magnético ao redor de cada polo, que pode chegar até 14 T/mm. (WILLS; NAPIER-MUNN, 2006, tradução nossa).

Posto que bobinas de aço atingem a saturação magnética entre 2,0 T e 2,5 T, concentradores magnéticos convencionais (sem a utilização de supercondutores) dificilmente conseguem atingir um campo magnético superior a 2,0 T. Porém, nos concentradores verticais uma força magnética elevada pode ser obtida pelo aumento da intensidade do gradiente magnético (WENBO et al., 2018, tradução nossa).

A abertura, ou *gap*, da matriz é determinado pela distância entre as barras de aço. Quanto maior a abertura das matrizes maior o *top size* de alimentação do equipamento. A tabela 7 (OUTOTEC, 2013) mostra o *top size* de alimentação do concentrador magnético vertical em função da abertura da matriz.

Tabela 7 – *Top Size* de Alimentação do Concentrador Magnético Vertical em Função da Abertura da Matriz

Abertura da Matriz (mm)	Tamanho Máximo de Partícula (mm)
1,0	0,6
1,5	0,8
2,0	1,2
3,0	1,5
4,0	2,0
6,0	3,0

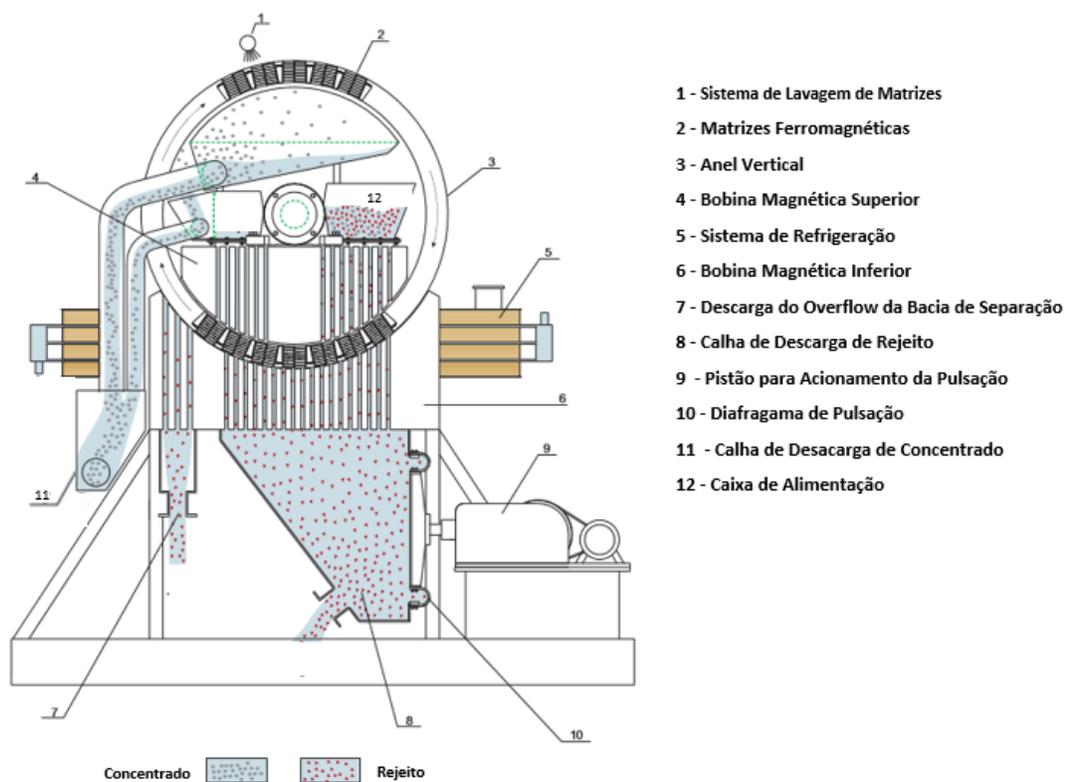
Fonte: Outotec (2013).

Uma outra importante variável nas matrizes dos concentradores magnéticos verticais é o diâmetro das barras das matrizes. Quanto menor o diâmetro das barras, maior a possibilidade de recuperação de partículas ultrafinas no concentrado. Porém barras mais finas reduzem consideravelmente a durabilidade das matrizes.

Resultados de ensaios em escala piloto demonstraram que a utilização de matrizes de 1 mm de diâmetro levou a um aumento significativo na recuperação de hematita ultrafina quando comparado com as matrizes de 2 mm de diâmetro que são normalmente utilizadas na indústria. (CHEN et al., 2013, tradução nossa).

A figura 23 (LONGHI, 2016) mostra o concentrador magnético vertical de forma esquemática, com a indicação dos principais componentes.

Figura 23– Componentes do Concentrador Magnético Vertical



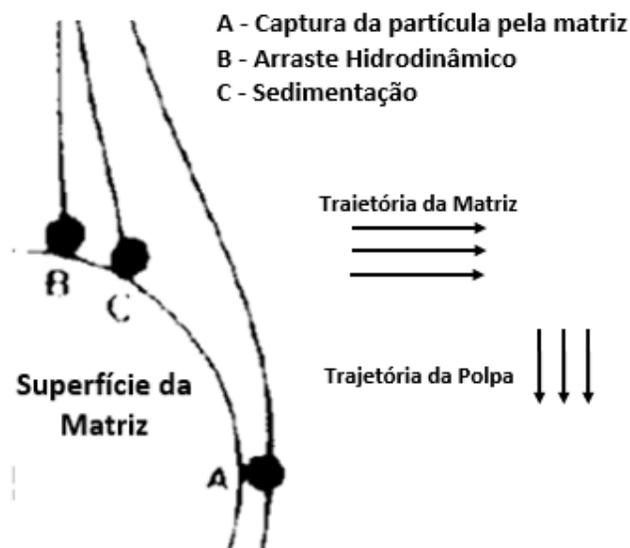
Fonte: Longhi (2016), Modificado pelo autor.

A operação do concentrador magnético vertical pode ser modelada como um leito de filtração sob influência de um campo magnético. Assim, as partículas magnéticas aderem à parede das matrizes e são transportadas para a região fora da influência do campo magnético, onde as matrizes são lavadas e as partículas descarregadas na calha de concentrado.

O concentrador magnético vertical pode ser visto como um processo estocástico onde a probabilidade de uma partícula ser direcionada para a fração magnética (P_m) é o produto da probabilidade de colisão (P_c) dessa partícula na matriz com a probabilidade dessa partícula ser retida (P_r) na matriz. Enquanto a probabilidade de colisão é determinada pela hidrodinâmica do fluido e pela geometria da matriz, a probabilidade de retenção depende das forças de atração magnéticas e de superfície entre a partícula e a matriz e das condições hidrodinâmicas. (SVOBODA, 2001, tradução nossa).

A colisão das partículas de minérios com as matrizes do concentrador magnético pode ocorrer por diferentes mecanismos, entre os quais se destacam, a captura das partículas pelas matrizes (movimento das matrizes), o arraste hidrodinâmico das partículas pela velocidade do fluido e a sedimentação das partículas nas matrizes pela ação da gravidade. A figura 24 (SVOBODA, 2001) mostra, de forma esquemática, os mecanismos de colisão das partículas com as matrizes dos concentradores VPHGMS.

Figura 24– Mecanismos de Colisão Partícula – Matriz



Fonte: Svoboda (2001), Modificado pelo autor.

A probabilidade de colisão (P_c) de partícula de minério com a matriz do concentrador vertical é dada pela equação 3.5 (SVOBODA, 2001).

$$P_c = 1 - \exp(-\lambda L) \quad (3.5)$$

Onde:

P_c = Probabilidade de Colisão

λ = Coeficiente de Filtragem (1/m)

L = Profundidade da Matriz (m)

O coeficiente de filtragem (λ) pode ser determinado pelo somatório do coeficiente de filtragem (λ_i) para cada mecanismo de colisão entre a matriz e as partículas, conforme equação 3.6

$$\lambda = \lambda_c + \lambda_h + \lambda_s \quad (3.6)$$

Onde:

λ_c = Coeficiente de filtragem por captura das matrizes

λ_h = Coeficiente de filtragem por arraste hidrodinâmico

λ_s = Coeficiente de filtragem por sedimentação

As equações 3.7 a 3.9 (SVOBODA, 2001) detalham o cálculo do coeficiente de filtragem para cada mecanismo de colisão citado acima.

$$\lambda_c = \frac{1}{2a} \left(\frac{b}{a}\right)^{1,5} \quad (3.7)$$

$$\lambda_h = \frac{0,47\eta^{1,4}b^{0,3}}{a^{1,4}V^4} \quad (3.8)$$

$$\lambda_s = \left(\frac{3\pi}{4}\right)^{0,33} X \frac{(1-\varepsilon)^{0,33}}{a} X Ln \left(1 - \left(1 + \frac{b}{a}\right) X \frac{V_t}{V}\right) \quad (3.9)$$

Onde:

a = Raio da Matriz (m)

b = Raio da partícula (m)

η = Viscosidade dinâmica do fluido (N·s/m²)

ε = Índice de vazios da matriz (%)

V = Velocidade linear do fluido em relação a matriz (m/s)

V_t = Velocidade terminal de sedimentação da partícula (m/s)

A velocidade terminal de sedimentação da partícula (V_t) é função basicamente do diâmetro da partícula e da densidade e viscosidade da polpa, e pode ser calculada pela equação 3.10 (SVOBODA, 2001).

$$V_t = \frac{\rho_p - \rho_F}{9\eta} 2gb^2 \quad (3.10)$$

Onde:

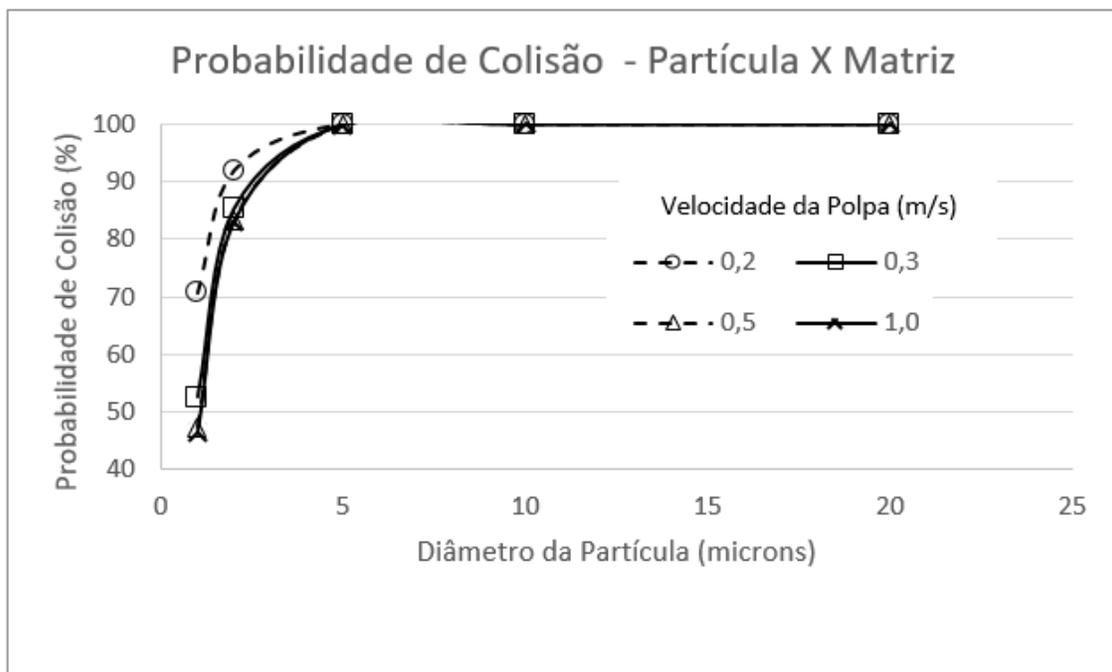
g = Aceleração da gravidade (m/s^2)

ρ_p = Densidade da partícula de minério (kg/m^3)

ρ_F = Densidade do fluido (kg/m^3)

A figura 25 mostra a probabilidade de colisão da partícula de minério com a matriz para diferentes velocidades de polpa (V) em função do diâmetro da partícula de hematita, com densidade de $5,0 t/m^3$, considerando polpa de minério com viscosidade $20 cP$, densidade de polpa de $1,5 t/m^3$ e uma matriz de espessura de $0,4 mm$, com profundidade de $200 mm$ e índice de vazios de 95% .

Figura 25– Probabilidade de Colisão Partícula – Matriz



Fonte: Próprio autor.

Já foi demonstrado que praticamente todas as partículas a partir de determinado tamanho, em suspensão em uma polpa por onde passa uma matriz, tem uma alta probabilidade de colisão com a matriz, mesmo na ausência de campo magnético, desde que respeitadas determinadas

condições de velocidade do fluxo, tamanho e abertura das matrizes (SVOBODA; ROSS, 1989, tradução nossa).

A força magnética, e por consequência o campo magnético, não possui uma influência significativa na colisão entre as partículas e as paredes das matrizes. Ou seja, as colisões ocorrem tanto para partículas paramagnéticas e ferromagnéticas quanto para as partículas diamagnéticas. Assim a separação entre essas classes de partículas ocorre pela capacidade da matriz de transportar as partículas até a área fora da influência do campo magnético.

Para que a partícula seja transportada até a região de descarga do concentrado, a força de atração magnética (F_m) deve ser superior a força de arraste hidráulico (F_a). As equações 3.11 e 3.12 (SVOBODA, 2001) permitem o cálculo de F_m e F_a para partículas capturadas pela matriz do concentrador magnético vertical.

$$F_m = \frac{32\pi^2 kb^3 BI}{9} \quad (3.11)$$

$$F_a = 6\pi\eta vab \quad (3.12)$$

Onde:

a = Raio da matriz (m)

b = Raio da partícula (m)

η = Viscosidade dinâmica do fluido (N·s/m²)

v = Velocidade linear do fluido em relação a matriz (m/s)

B = Campo Magnético Induzido (T)

I = Saturação Magnética da Matriz (T)

κ = Susceptibilidade Magnética da Partícula

Com a combinação das equações 3.11 e 3.12 é possível obter a equação 3.13 que determina a intensidade do campo magnético a partir da qual, a partícula capturada pela matriz do concentrado é transportada até a região de lavagem de concentrado.

$$B = \frac{27\eta va}{16\pi\kappa I b^2} \quad (3.13)$$

3.1.3 Circuitos de Concentração Magnética de Minério de Ferro

Nos circuitos de beneficiamento de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero a concentração magnética tem utilização consagrada, com diferentes aplicações, seja para obtenção de concentrado final ou para a redução do teor de Fe do rejeito final. Nesses circuitos são utilizados os concentradores magnéticos de tambor e de carrossel. A tabela 8, mostra de forma resumida, cada uma das aplicações encontradas industrialmente para a concentração magnética de minério de ferro na região do Quadrilátero Ferrífero. As seções seguintes descrevem de forma detalhada cada uma dessas aplicações.

Tabela 8 – Circuitos de Concentração Magnética de Minério de Ferro do Quadrilátero Ferrífero

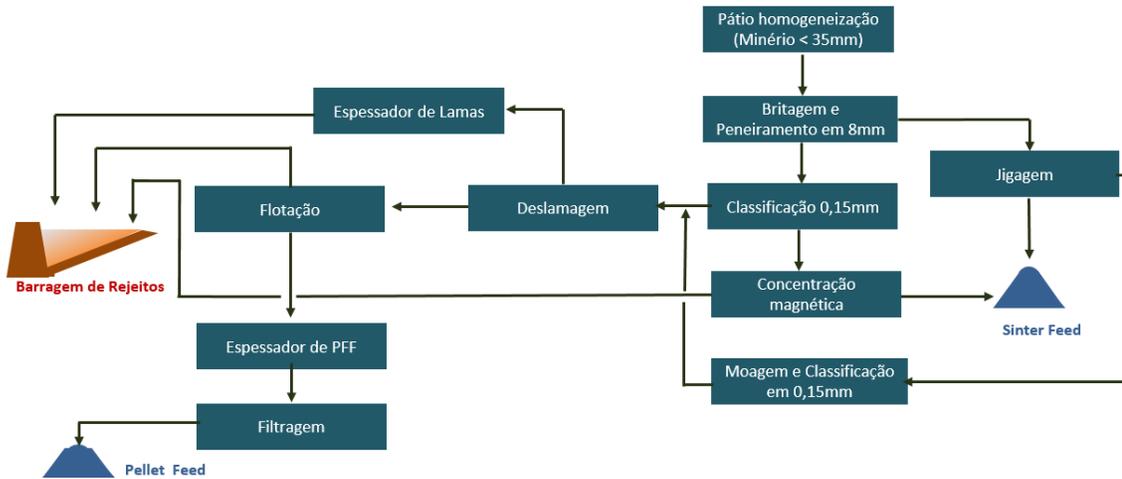
Utilização	Faixa Graulométrica de Aplicação	Referência de Teor de Fe			Observações
		Alimentação	Concentrado	Rejeito	
Produção de Sinter Feed	Menor que 1 mm e Maior que 0,15 mm	Menor que 55%Fe	Acima de 62%Fe	Abaixo de 25%Fe	O rejeito pode ser direcionado para a moagem e posteriormente alimentar o circuito de deslamagem e flotação (Usinas de Brucutu e Timbopeba)
Produção de Pellet Feed	Menor que 0,5mm	Entre 45%Fe e 55%Fe	Entre 65%Fe e 67%Fe	Entre 30%Fe e 40%Fe	Para a produção de Pellet Feed Redução Direta (SiO ₂ menor que 1%) é recomendada a utilização de flotação devido a maior seletividade.
Tratamento do Rejeito de Flotação	Menor que 0,15mm e acima de 0,010mm	Abaixo de 20%Fe	Entre 35%Fe e 50%Fe	Abaixo de 8%Fe	É recomendado a recirculação do concentrado magnético na flotação para garantia da qualidade do Pellet Feed
Pré Concentração para a Flotação	Menor que 0,15mm e acima de 0,010mm	Entre 35%Fe e 45%Fe	Entre 50%Fe e 60%Fe	Abaixo de 12%Fe	Estudos mostram a possibilidade de substituição da deslamagem pela concentração magnética porém sem utilização industrial
Concentração de Finos de Barragem	Menor que 1mm	Abaixo de 50%Fe	Acima de 58%Fe	Abaixo de 30%Fe	Recomendada a utilização de concentração magnética devido a maior capacidade de absorver variabilidade na alimentação

Fonte: Próprio autor.

Produção de Sinter Feed: Para a concentração do *Sinter Feed* nas usinas de tratamento de minério de ferro, em geral, é utilizada a concentração gravítica para frações mais grosseiras do que 1 mm e a concentração magnética para frações granulométricas entre 1 mm e 0,15 mm. Nesses circuitos o passante na peneira de 1 mm é direcionado para uma ciclonação onde é feita a classificação em 0,15 mm. O *underflow* dos ciclones é direcionado para a concentração magnética e o *overflow* para o circuito de deslamagem e flotação. A figura 26

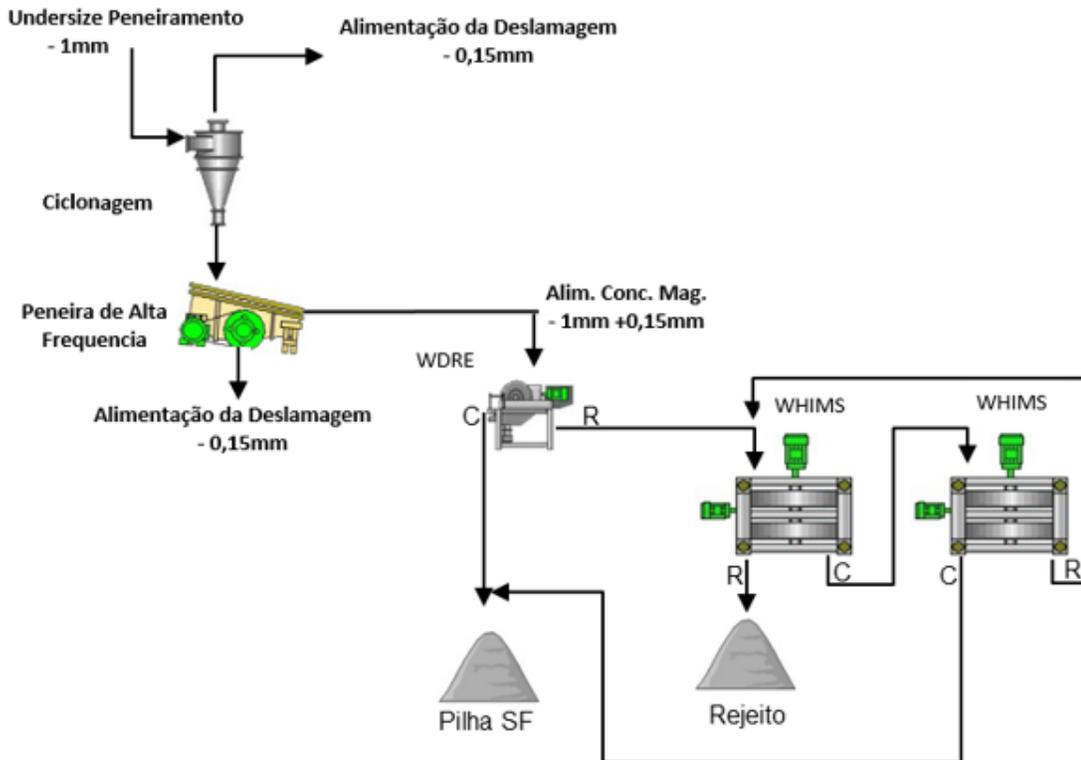
mostra o fluxograma macro de processo da usina de Brucutu, enquanto que a figura 27 mostra em detalhes o circuito de concentração magnética dessa mesma instalação.

Figura 26– Fluxograma Macro da Usina de Brucutu



Fonte: Próprio autor.

Figura 27– Fluxograma da Concentração Magnética da Usina de Brucutu



Fonte: Próprio autor.

A rota de processo ilustrada no fluxograma da figura 27 contempla um concentrador de média intensidade (WDRE – *Wet Drum Rare Earth*) para a retirada da magnetita do circuito e assim evitar entupimentos nos concentradores magnéticos de alto campo (carrossel). Caso os estudos de mineralogia comprovem a ausência de magnetita nos minérios a serem lavrados, o WDRE poderá ser retirado do circuito com alimentação direta dos concentradores de alta intensidade.

Para a aplicação da figura 27 os concentradores de carrossel operam com abertura das matrizes entre 2,5 mm e 5,0 mm e campo magnético entre 1,0 T e 1,3 T. Não é recomendada a utilização de matrizes mais fechadas devido ao risco de entupimento. A tabela 9 (PAULA, 2014) mostra os resultados obtidos na concentração magnética de alta intensidade da usina de Brucutu. As etapas *rougher* e *cleaner* foram amostradas em dias diferentes e por isto há diferença entre os teores do concentrado *rougher* e da alimentação *cleaner*.

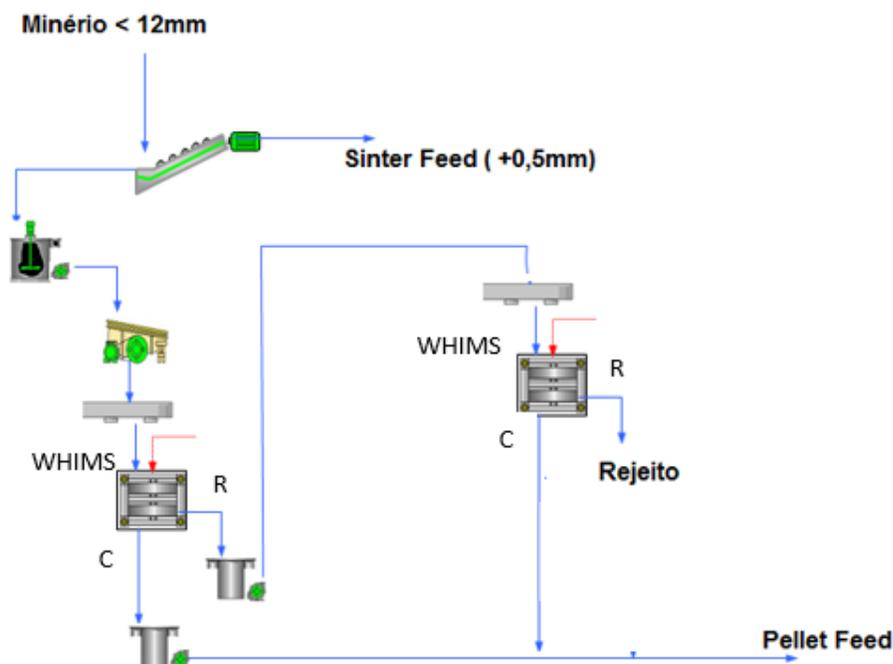
Tabela 9 – Amostragem da Concentração Magnética da Usina de Brucutu

Usina	Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)		Parâmetros do Concentrador Magnético		
			Fe	SiO ₂	% Sólidos Alimentação	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)
Brucutu - Rougher	Alimentação	100,0	57,44	16,12			
	Concentrado	87,7	64,24	6,40	35,0	1,3	2,5
	Rejeito	12,3	8,99	85,43			
Brucutu - Cleaner	Alimentação	100,0	61,70	9,96			
	Concentrado	87,0	64,80	5,59	40,0	0,9	2,5
	Rejeito	13,0	26,39	59,76			

Fonte: Paula (2014), Adaptado pelo autor.

Produção de *Pellet Feed*: A concentração magnética também é utilizada para a produção de *pellet feed*, com alimentação menor que 0,5 mm. Nesta configuração de circuito o *overflow* do equipamento de classificação é enviado para a concentração magnética. A figura 28 mostra o fluxograma do circuito de concentração magnética da usina de Fábrica, de propriedade da Vale, localizada em Ouro Preto, MG, enquanto a tabela 10 indica as principais referências operacionais desse circuito. Na usina de Fábrica a concentração magnética é alimentada pelo *overflow* do classificador espiral e o concentrado magnético é bombeado diretamente para os moinhos da usina de Pelotização.

Figura 28– Fluxograma da Concentração Magnética da Usina de Fábrica



Fonte: Próprio autor.

Tabela 10 – Parâmetros de Referência da Concentração Magnética da Usina de Fábrica

Usina	Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)		Parâmetros do Concentrador Magnético		
			Fe	SiO ₂	% Sólidos Alimentação	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)
Fábrica - Rougher	Alimentação	100,0	44,76	27,55			
	Concentrado	8,0	65,53	4,00	55,0	0,8	3,8
	Rejeito	92,0	42,95	29,60			
Fábrica - Scavenger	Alimentação	92,0	42,95	29,60			
	Concentrado	32,0	64,50	5,50	45,0	1,0	1,5
	Rejeito	60,0	31,46	42,45			

Fonte: Próprio autor.

Para a aplicação mostrada na figura 28 os concentradores magnéticos de carrossel podem operar com abertura inferior a 2,5 mm nas matrizes e campo magnético superior a 1,0 T. A definição do número de estágios de concentração magnética, assim como a configuração do circuito (*rougher/cleaner* ou *rougher/scavenger*) deve ser feita com base nos resultados de caracterização tecnológica e na qualidade estipulada para o concentrado. Para minérios com presença de magnetita é recomendado o uso de WDRE, de forma a evitar o entupimento das matrizes do concentrador de carrossel. Todavia, para essa aplicação, o WD/WDRE

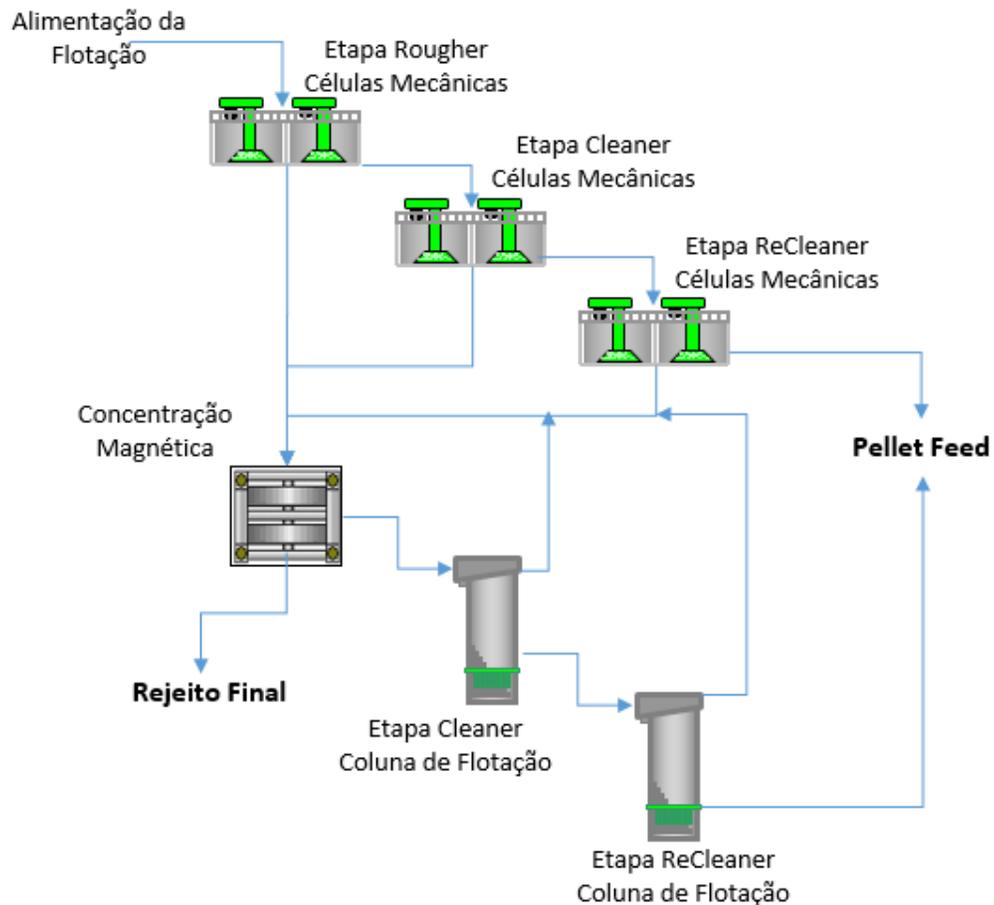
pode ser substituído pelo concentrador magnético de carrossel operando com *gap* maior do que 2,5 mm e campo inferior a 0,8 T, como ocorre no fluxograma mostrado na figura 28 para a usina de Fábrica.

Os principais pontos de atenção para esta rota são a qualidade do concentrado final, pois na rota por concentração magnética não é obtido o mesmo grau de seletividade obtido na flotação. Há também perdas de minerais úteis de ferro por arraste hidráulico, o que pode comprometer a recuperação em massa da instalação.

Minérios com alto percentual em massa de partículas menores que 0,045 mm possibilitam o emprego de equipamentos de concentração magnética de intensidade alta de campo sem que ocorram problemas de entupimento. Trata-se da combinação de uso de *gap* mais aberto entre as placas do separador magnético e a definição de diluições de alimentação e água de lavagem compatíveis para esta aplicação. No entanto, equipamentos que operam nesta condição possuem baixo desempenho se avaliado sob o aspecto de recuperação metalúrgica. Este é o caso observado na operação de concentração magnética da usina de Fábrica. Neste exemplo, tem-se um teor de magnetita em torno de 5% na alimentação, com aproximadamente 60% da alimentação passante em 0,044 mm (nesta condição, para minérios onde o teor de magnetita é muito baixo, tem-se grande probabilidade de todas estas partículas menores que 0,044 mm constituírem o rejeito. Na prática operacional, faz-se a opção de não empregar a água de lavagem de médio e trabalhar com abertura de *gap* menor ou igual a 2,5 mm). (QUEIROZ, 2009).

Concentração de Rejeito de Flotação: Pena e Marques (2011) avaliaram em ensaios em escala piloto e industrial a utilização de concentração magnética de alto campo para reprocessamento do rejeito de flotação com redução no teor de Fe no rejeito final. Em função dos resultados obtidos, com teores rejeito inferiores a 10% Fe, circuitos de concentração magnética para o rejeito da flotação foram implantado nas usinas de Alegria, Timbopeba, Brucutu, Cauê e Conceição, todas de propriedade da Vale. Nestes circuitos o concentrado magnético retorna para uma etapa de flotação, de forma a garantir a qualidade do *pellet feed*. A figura 29 mostra o fluxograma de processo do circuito de flotação de Alegria, com a implantação da concentração magnética para o rejeito da flotação.

Figura 29– Fluxograma da Concentração Magnética do Rejeito de Flotação da Usina de Alegria



Fonte: Pena, Marques (2011), Adaptado pelo autor.

Vieira (2008) realizou vários ensaios de concentração magnética do rejeito da flotação convencional do Concentrador 1 da usina de Germano, de propriedade da SAMARCO. Os ensaios foram realizados em escala piloto com um concentrador eletromagnético de carrossel modelo WHC05S, fabricado pela INBRAS. A tabela 11 (VIEIRA, 2008) mostra a média entre os 13 melhores resultados obtidos. Os ensaios foram realizados com matrizes de 1,5 mm de abertura, velocidade de rotação do carrossel de 2,5 rpm a 3,0 rpm e campo magnético de 1,3 T a 1,5 T.

Tabela 11 – Resultados de Concentração Magnética com o Rejeito de Flotação da SAMARCO

Fluxo	Partição (%)	Teor de Fe (%)
Alimentação	100,0	10,3
Concentrado	17,0	48,1
Rejeito	83,0	2,7

Fonte: Vieira (2008), Adaptado pelo autor.

Para a concentração do rejeito de flotação o concentrador magnético deve operar com abertura das matrizes de 1,5 mm ou inferior e com campo magnético acima de 1,1 T para maximização da recuperação em massa. Um ponto de atenção para esta rota de processo é o manuseio do rejeito da flotação, que está na forma de espuma, para alimentação da concentração magnética. Em alguns casos, dependendo da distância e do desnível entre as células de flotação e os concentradores, recomenda-se a utilização de um espessador para quebra da espuma e controle do percentual de sólidos.

A tabela 12 (PAULA, 2014) mostra os resultados de amostragem realizada no concentrador magnético de rejeito da flotação da usina de Alegria.

Tabela 12 – Amostragem da Concentração Magnética da Usina de Alegria

Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)		Parâmetros do Concentrador Magnético		
		Fe	SiO ₂	% Sólidos Alimentação	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)
Alimentação	100,0	9,54	84,69			
Concentrado	16,0	40,51	39,46	32,2	1,3	1,5
Rejeito	84,0	3,64	93,30			

Fonte: Paula (2014), Adaptado pelo autor

Pré Concentração para a Flotação: As usinas de Cauê e Conceição utilizavam a concentração magnética para aumentar o teor de Fe da alimentação do circuito de flotação e assim permitir a obtenção de *pellet feed* com teor de SiO₂ abaixo de 0,8%. Os concentradores magnéticos eram alimentados com o *underflow* da deslamagem, ou seja, com redução significativa de material ultrafino.

Com adequação das instalações de Cauê e Conceição para o processamento de itabiritos compactos de baixo teor a partir de 2014, o circuito de flotação foi repotenciado e os concentradores magnéticos passaram a ser utilizados para concentração do rejeito da flotação, conforme rota de processo mostrada no item anterior. A tabela 13 (PAULA, 2014) mostra os resultados de amostragem realizado no concentrador magnético de alimentação da flotação da usina de Cauê, antes da adequação.

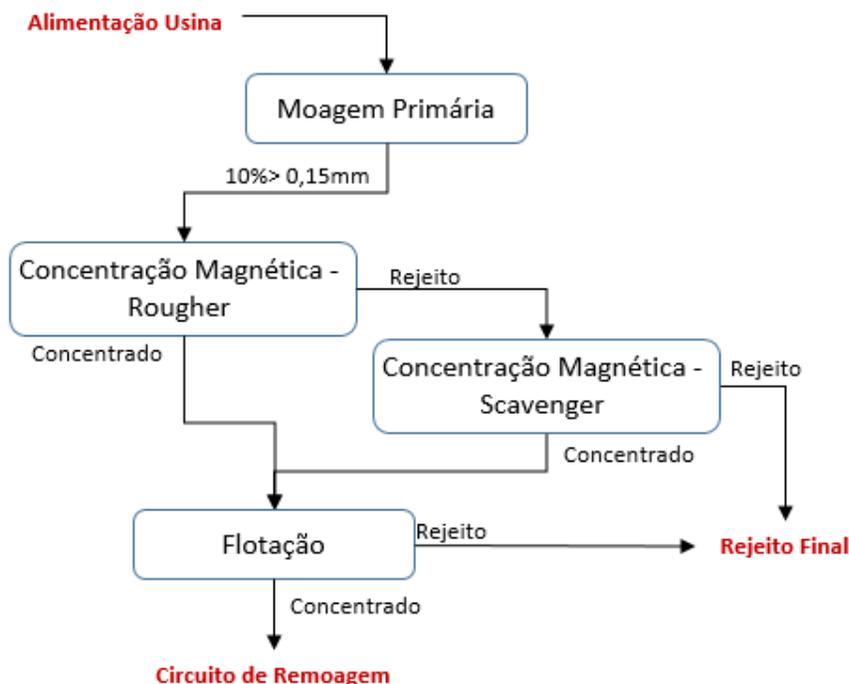
Tabela 13 – Amostragem da Concentração Magnética da Usina de Cauê

Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)		Parâmetros do Concentrador Magnético		
		Fe	SiO ₂	% Sólidos Alimentação	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)
Alimentação	100,0	40,91	40,38			
Concentrado	63,2	61,00	11,48	55,0	0,9	2,5
Rejeito	36,8	6,39	90,02			

Fonte: Paula (2014), Adaptado pelo autor.

Silva (2014) estudou a aplicação da concentração magnética em substituição à deslamagem, no beneficiamento de itabiritos pobres da mina de Germano de propriedade da Samarco. Neste cenário a concentração magnética seria alimentada com o produto da moagem, ou seja, com o *overflow* dos ciclones. A figura 30 mostra, de forma esquemática, a rota de processo estudada por Silva (2014).

Figura 30– Rota de Processo com Substituição da Deslamagem por Concentração Magnética



Fonte: Silva (2014), Adaptado pelo autor.

Silva (2014) realizou ensaios em escala piloto para a comparação entre a rota de processo mostrada na figura 30 e a rota convencional com deslamagem em ciclones. A tabela 14 (SILVA, 2014) mostra os parâmetros de operação do concentrador magnético para os ensaios em escala piloto e a tabela 15 (SILVA, 2014) mostra os resultados obtidos nestes ensaios.

Tabela 14 – Parâmetros dos Ensaio Pilotos de Concentração Magnética para a Rota de Pré Concentração Magnética

Etapa Concentração Magnética	Parâmetros			
	Abertura Matriz (mm)	Campo Magnético (T)	Pressão de Água de Lavagem de Médio (kgf/cm ²)	Velocidade de Rotação (rpm)
Rougher	5,0	0,8	2,5	4,5
Scavenger	1,5	1,2	3,5	5,0

Fonte: Silva (2014), Adaptado pelo autor.

Tabela 15 – Resultados dos Ensaio Piloto de Concentração Magnética para a Rota de Pré-Concentração Magnética

Etapa Concentração Magnética	Fluxo	Recuperação		Química Global (%)				
		Global	Etapa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC
Rougher	Alimentação	100,0	100,0	44,74	32,57	0,58	0,038	2,62
	Concentrado	15,0	15,0	64,98	5,00	0,32	0,027	1,67
	Rejeito	85,1	85,1	41,18	37,42	0,63	0,040	2,79
Scavenger	Alimentação	85,1	100,0	41,18	37,42	0,63	0,040	2,79
	Concentrado	54,2	63,7	53,45	19,68	0,53	0,048	3,19
	Rejeito	30,9	36,3	19,60	68,49	0,96	0,036	2,42

Fonte: Silva (2014), Adaptado pelo autor.

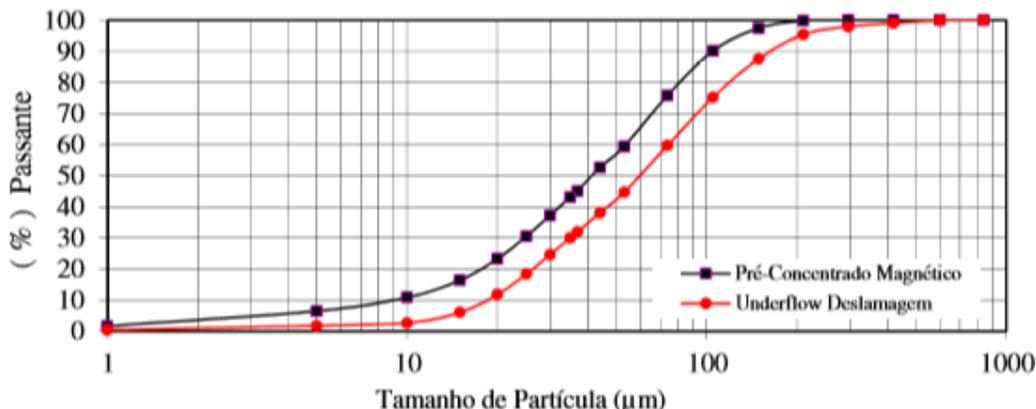
A tabela 16 (SILVA, 2014) mostra o balanço de massa comparativo entre a rota com pré-concentração magnética e a rota convencional, com a deslamagem em ciclones, enquanto que a figura 31 (SILVA, 2014) compara a granulometria da alimentação da flotação para estas duas rotas.

Tabela 16 – Balanço de Massa Comparativo entre a Rota Convencional e a Rota de Pré Concentração Magnética

Rota	Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)	
			Fe	SiO ₂
Pré Concentração Magnética	Alimentação	100,0	44,74	32,57
	Rejeito Conc. Magnética	30,9	19,60	68,49
	Concentrado Magnético	69,1	55,97	16,52
	Rejeito Flotação	11,6	22,53	64,28
	Concentrado Flotação	57,5	62,73	6,87
	Rejeito Final	42,5	20,40	67,34
Convencional	Alimentação	100,0	44,62	32,58
	Overflow Deslamagem	10,4	51,11	14,93
	Underflow Deslamagem	89,6	43,87	34,62
	Rejeito Flotação	41,6	21,34	69,54
	Concentrado Flotação	48,1	63,37	4,40
	Rejeito Final	51,9	27,27	58,65

Fonte: Silva (2014), Adaptado pelo autor.

Figura 31– Comparação da granulometria do *Underflow* da Deslamagem e do Pré-Concentrado Magnético



Fonte: Silva (2014), Adaptado pelo autor.

Os resultados obtidos por Silva (2014) permitem tecer as seguintes conclusões a respeito da substituição da deslamagem em ciclones pela concentração magnética no circuito de concentração de itabiritos de baixo teor:

- a) o circuito de concentração magnética tem uma recuperação em massa superior ao circuito convencional em função do menor teor de Fe do rejeito da concentração magnética, quando comparado com o teor de Fe do overflow dos ciclones (lamas);
- b) a flotação no circuito convencional tem desempenho superior ao do circuito de concentração magnética com melhor qualidade de concentrado e menor teor de Fe rejeito. Esse desempenho pode ser explicado pela maior presença de material ultrafino no concentrado magnético do que no underflow da deslamagem;
- c) o circuito de concentração magnética tem uma tendência a ter um custo de implantação (CAPEX) consideravelmente superior ao circuito convencional, em função não só do custo superior dos concentradores magnéticos quando comparados aos ciclones, como também da necessidade de equipamentos adicionais, como peneira de proteção para os concentradores magnéticos e espessador para garantia do percentual de sólidos na alimentação da flotação.

Concentração de Finos de Barragem: No passado, as unidades de beneficiamento de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero eram alimentadas com minérios de alto teor de Fe, muitas vezes acima de 60% de Fe, e não possuíam um circuito eficiente de concentração de finos, sendo então comum o descarte de toda a fração mais fina do que 0,15 mm. Desta forma, existe um potencial significativo de produção concentrados de finos de minério de ferro a partir da recuperação do material depositado em barragens e pilhas de rejeito antigas. Além da produção de concentrado de minério de ferro, a recuperação de finos de barragem apresenta um forte apelo ambiental, de redução dos riscos geotécnicos e dos impactos ambientais relativos a essas estruturas.

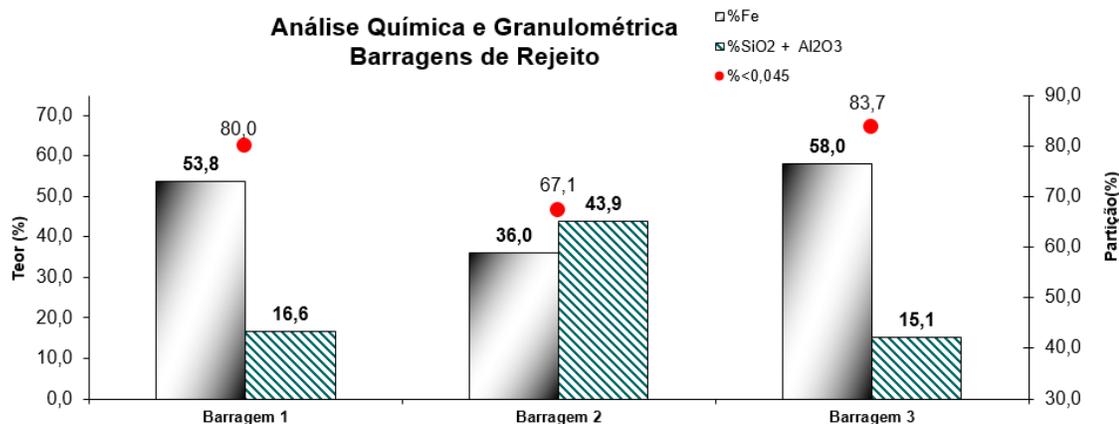
Os principais desafios na recuperação dos finos das barragens de rejeitos são a heterogeneidade do material depositado na barragem, as variações de vazão na alimentação da usina de concentração, em razão da dificuldade de recuperação e manuseio do material das barragens, e a presença de contaminantes, como sedimentos naturais, areia e materiais orgânicos.

Desta forma, a concentração magnética pode ser considerada uma alternativa de processo apropriada para concentrar os finos recuperados nas barragens de rejeito, pois apesar de ser afetada pelos pontos citados acima, o impacto é consideravelmente inferior quando a comparada à rota de deslamagem e flotação reversa.

Pinto e Delboni (2019) realizaram uma série de ensaios piloto de concentração magnética no equipamento Minimag com amostras coletadas em diferentes barragens de rejeito de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Os ensaios foram realizados com matriz de 1,5 mm, campo magnético de 1,1 T, 40% de sólidos na alimentação e rotação do carrossel de 5 rpm.

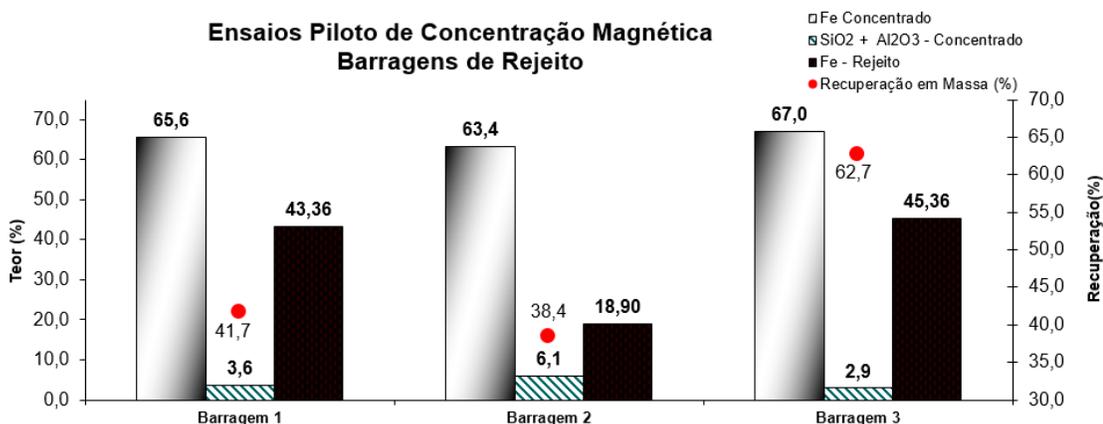
A figura 32 (PINTO; DELBONI, 2019) mostra o teor médio de Fe e $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ assim como o percentual passante em 0,045 mm para as amostras coletadas em três barragens de rejeito do Quadrilátero Ferrífero. A figura 33 (PINTO; DELBONI, 2019) mostra os resultados obtidos nos ensaios piloto de concentração magnética para essas amostras.

Figura 32– Análise Química de Finos Depositados em Barragens de Rejeito do Quadrilátero Ferrífero



Fonte: Pinto e Delboni (2019), Adaptado pelo autor.

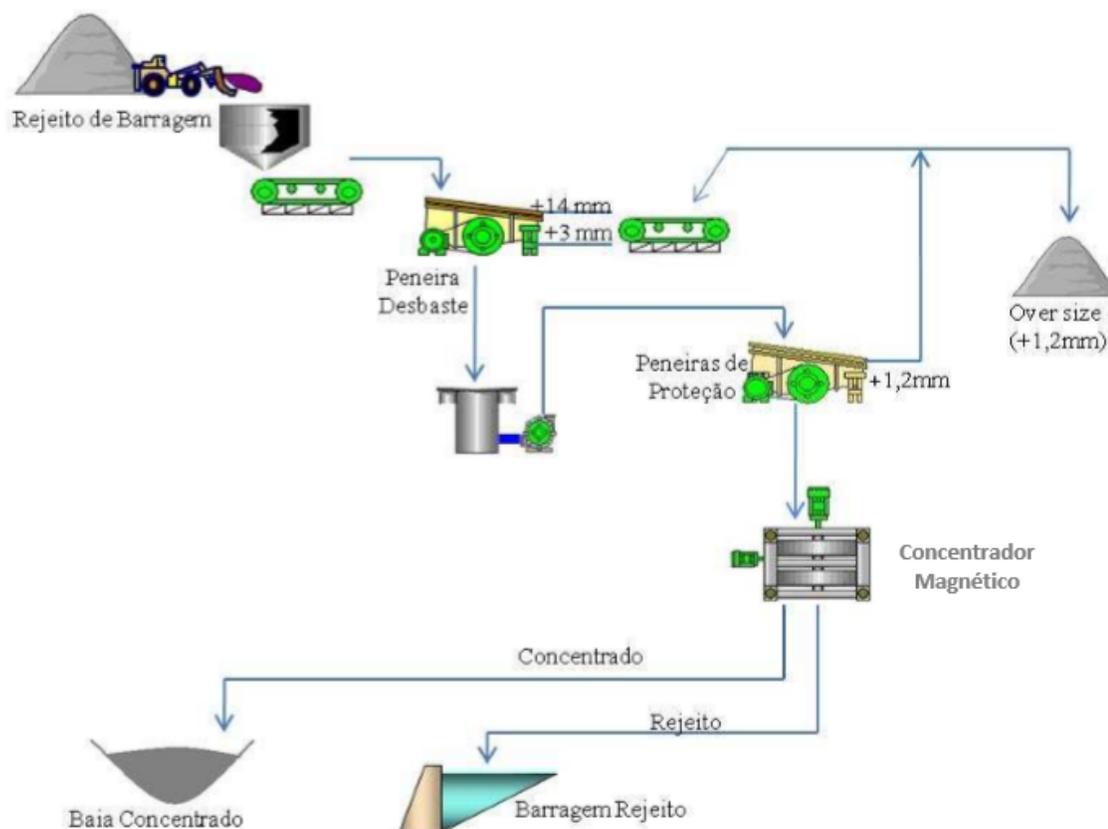
Figura 33– Resultados de Concentração Magnética para Finos Depositados em Barragens de Rejeito do Quadrilátero Ferrífero



Fonte: Pinto e Delboni (2019), Adaptado pelo autor.

Ferrante (2014), avaliou uma operação industrial (não foi citado no trabalho o nome da empresa avaliada) de recuperação de finos de minério de ferro depositados em uma barragem de rejeito, com beneficiamento via concentradores magnéticos. A figura 34 (FERRANTE, 2014) mostra o fluxograma da instalação de beneficiamento de finos de barragem e a tabela 17 (FERRANTE, 2014) o balanço de massa macro da instalação.

Figura 34– Fluxograma de Usina para Concentração de Finos de Barragem



Fonte: Ferrante (2014).

Tabela 17 – Balanço de Massa de uma Usina para Concentração de Finos de Barragem

Fluxo	Partição (%)	Vazão (t/h)	Química Global (%)	
			Fe	SiO ₂
Alimentação Concentração Magnética	100	440	41,39	37,35
Concentrado Magnético	30	132	64,73	5,29
Rejeito Magnético*	70	308	31,39	51,09

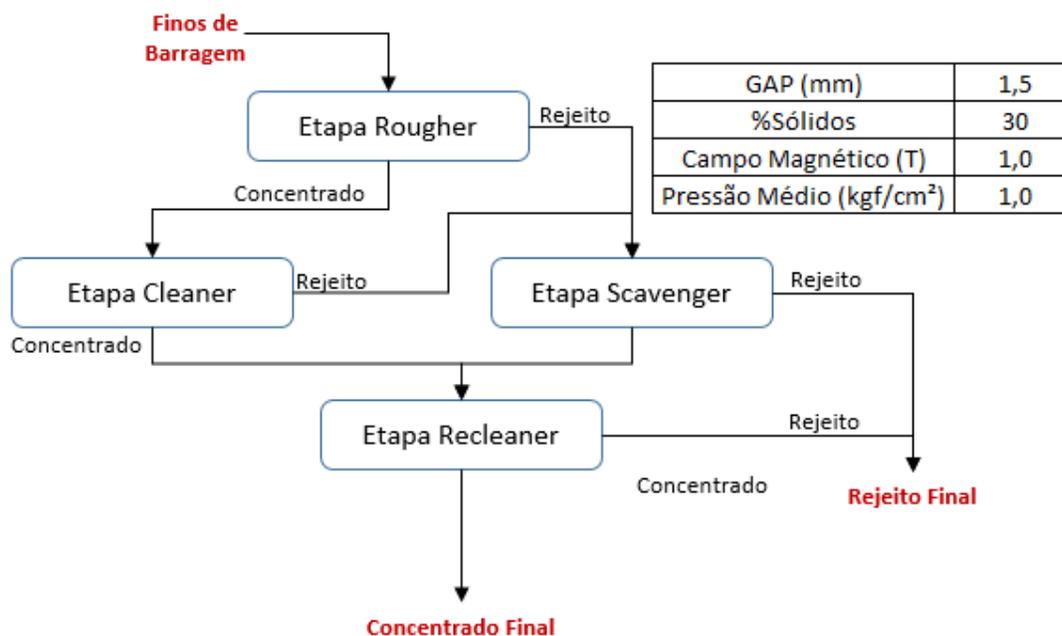
* Valores Calculados

Fonte: Ferrante (2014), Adaptado pelo autor.

Gomes (2017), realizou estudos de caracterização tecnológica dos finos depositados na Barragem de Pau Branco, de propriedade da Vallourec, localizada no município de Brumadinho, MG. Nestes estudos foram realizados ensaios de concentração magnética em escala piloto em concentradores magnéticos de

carrossel (o modelo do concentrador magnético utilizado nos ensaios não foi descrito no trabalho). A figura 35 (GOMES, 2017) mostra o fluxograma de processo e as condições operacionais dos ensaios de concentração magnética realizados, enquanto a tabela 18 (GOMES, 2017) mostra os resultados obtidos nos ensaios.

Figura 35– Fluxograma de Ensaios de Concentração Magnética com Finos de Barragem



Fonte: Gomes (2017), Adaptado pelo autor.

Tabela 18 – Balanço de Massa de uma Usina para Concentração de Finos de Barragem

Fluxo ¹	Partição	Química Global (%)	
		Fe	SiO ₂
Alimentação	100	36,53	43,64
Concentrado Final	50	65,91	2,70
Rejeito Final ²	50	7,15	84,58

1 - Não foi apresentado no trabalho os resultados, em separado, de cada uma das etapas de concentração magnética

2 - Valores de rejeito calculados

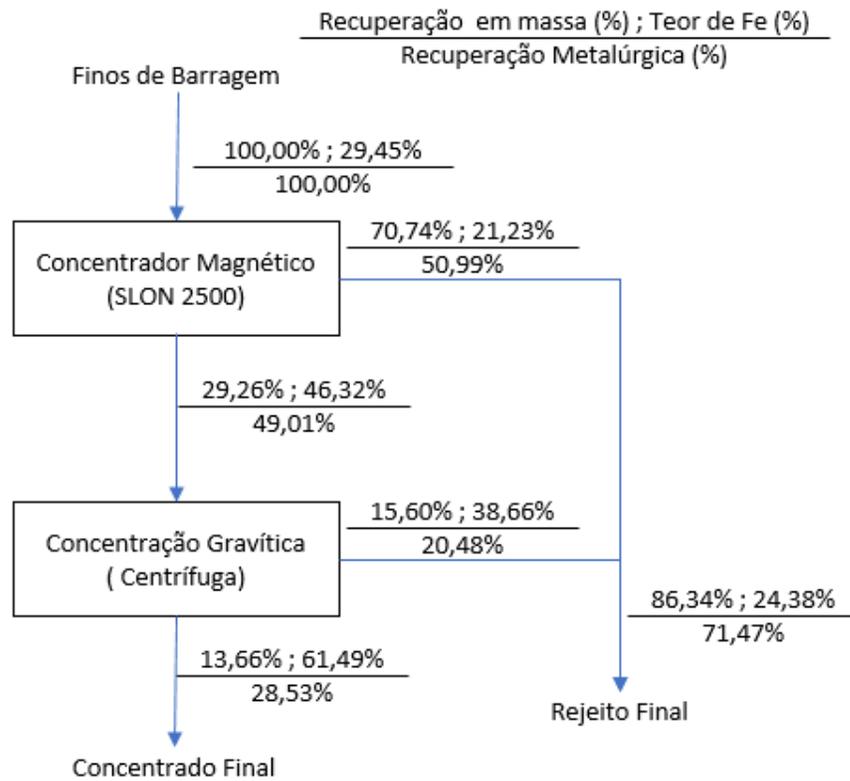
Fonte: Gomes (2017), Adaptado pelo autor.

Os concentradores magnéticos verticais ainda não são utilizados industrialmente no beneficiamento de minério de ferro no Brasil, porém têm utilização extensiva nos circuitos de beneficiamento de minério de ferro na China,

principalmente para a recuperação de partículas ultrafinas de hematita, limonita e especularita.

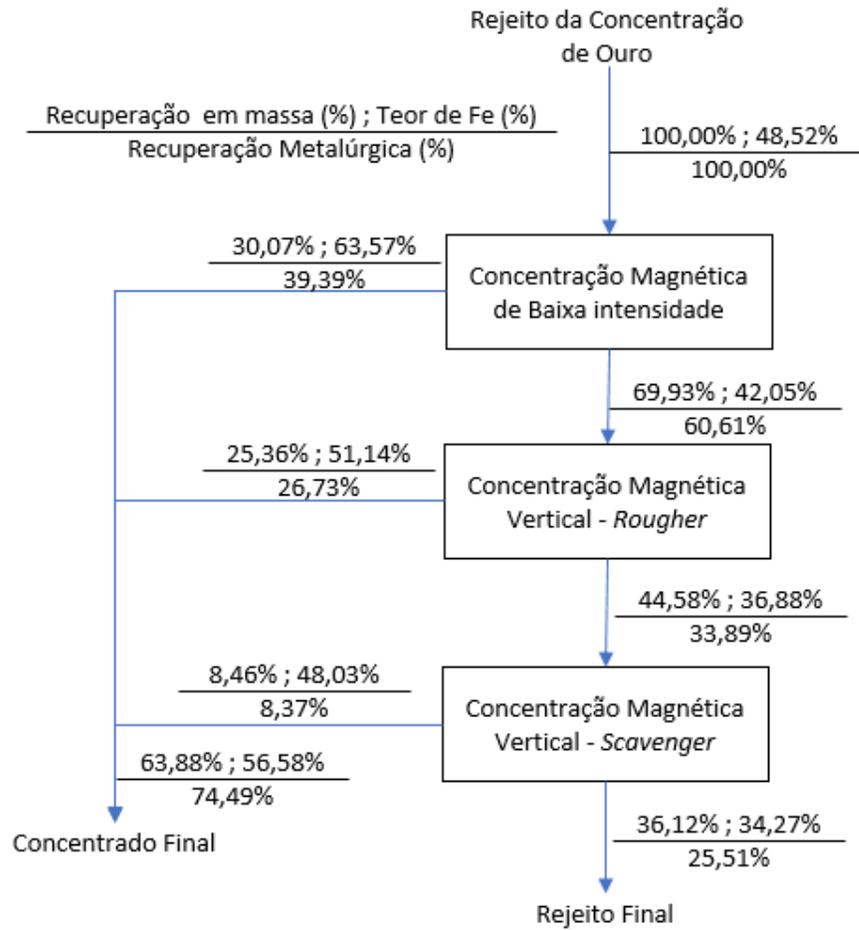
As figuras 36 a 38 (DAHE, 2012) apresentam uma série de aplicações do concentrador magnético vertical fabricado pela Slon®.

Figura 36– Fluxograma da Usina de Concentração de Finos de Barragem de Hai Nan Iron Mining Company



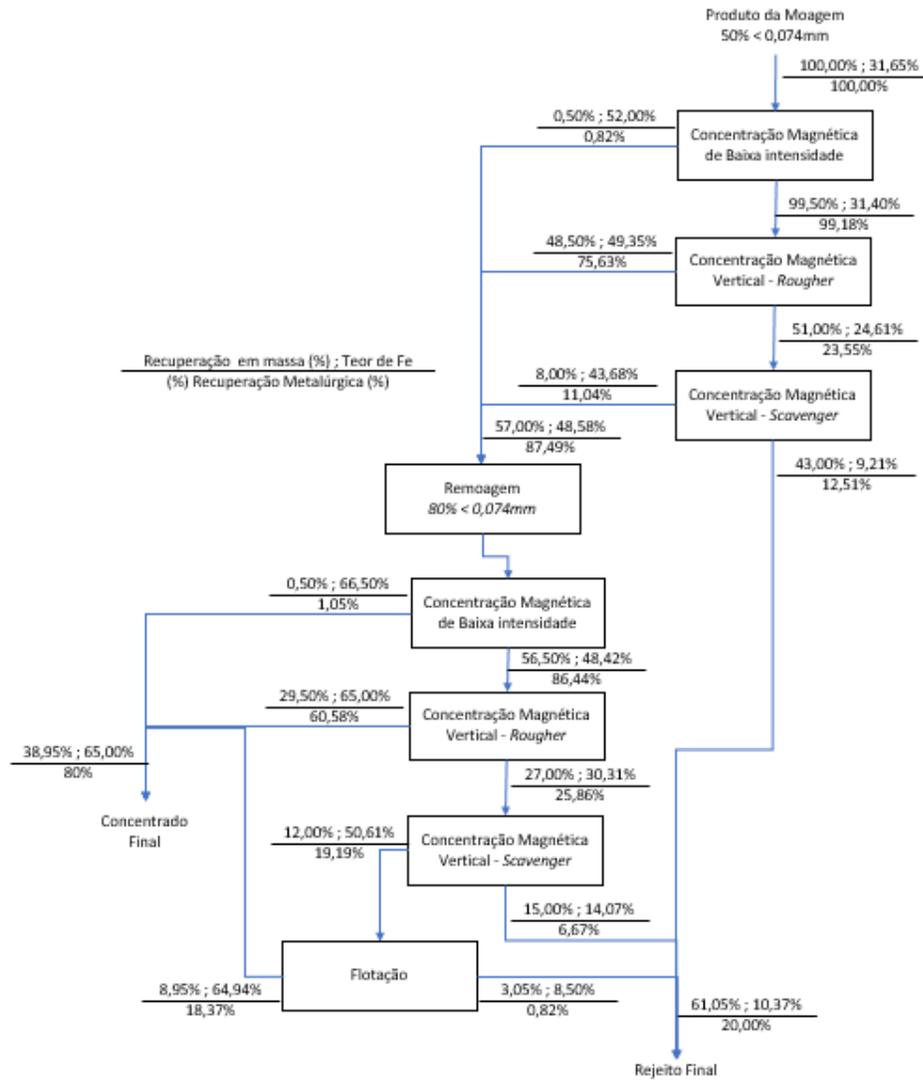
Fonte: Dahe (2012), Adaptado pelo autor.

Figura 37– Fluxograma para Concentração de Minério de Ferro de Bei Ya Gold Processing Plant



Fonte: Dahe (2012), Adaptado pelo autor.

Figura 38– Fluxograma da Usina de Li Lou Iron Mine



Fonte: Dahe (2012), Adaptado pelo autor.

3.2 Caracterização de Lamas de Minérios de Ferro

Neste item são apresentados e discutidos estudos de caracterização de lamas de minério de ferro, com avaliações de granulometrias, mineralogias e teores.

Marques (2013) avaliou a flotação de três amostras de itabiritos do Quadrilátero Ferrífero na presença de quatro tipos de lamas de minério de ferro de formação mineralógica distintas.

As três amostras de itabiritos foram obtidas em minas distintas, sendo uma amostra da mina de Conceição, localizada em Itabira, MG, uma amostra da mina de Fábrica Nova, localizada em Mariana, MG e a terceira amostra composta por um *blend* da mina de Sapecado com a mina do Galinheiro, ambas localizadas em Itabirito, MG. As amostras de lamas foram obtidas a partir das amostras de itabiritos citados acima, e a quarta amostra de lama foi obtida a partir de uma amostra de itabirito da mina de Alegria, localizada em Mariana, MG. Todas as minas citadas acima são de propriedade da Vale. As lamas foram obtidas por ensaios de bancada (deslamagem em balde) com percentual de sólidos de 25% e dispersão da polpa com soda cáustica. Os ensaios de deslamagem buscaram um *overflow* (lamas) com um d_{95} de 10 micrômetros (μm).

A caracterização das lamas contemplou a química global, granulometria (via granulômetro a laser) e mineralogia (por meio de difração de raios-X). A tabela 19 (MARQUES, 2013) mostra os resultados de granulometria e química.

Tabela 19 – Resultados de Granulometria e Química para Lamas do Quadrilátero Ferrífero

Amostra de Lama / Mina	% Passante Acumulado (μm)			Química Global (%)					
	10	5	3,2	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	PPC
Conceição	95,9	72,9	59,3	27,80	36,40	13,34	0,185	1,478	8,10
Fábrica Nova	94,0	74,7	62,7	45,20	18,70	6,34	0,243	0,263	8,40
Sapecado e Galinheiro	93,0	71,3	57,6	43,60	20,20	9,05	0,164	0,035	7,30
Alegria	95,5	80,8	70,0	53,40	12,40	1,93	0,071	0,142	8,90

Fonte: Marques (2013), Adaptado pelo autor.

A partir dos resultados da tabela 19 é possível observar que todas as amostras possuem mais de 50% de partículas abaixo de 3,2 μm , e para a amostra

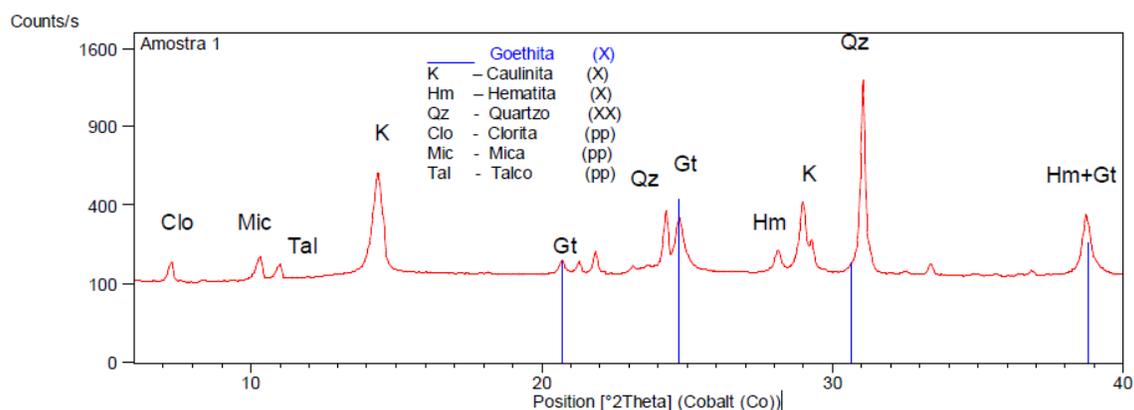
de lama de Alegria, este valor chega à 70%. Quanto à composição química, as lamas da amostra de Conceição apresentaram um teor de ferro substancialmente inferior às demais, com um maior teor de contaminantes, principalmente SiO_2 , Al_2O_3 e Mn. A perda por calcinação (PPC) se mostrou elevada para todas as amostras com valores acima de 7%.

As figuras 39 a 42 (MARQUES, 2013) mostram os difratogramas para cada uma das amostras de lama estudadas. Para cada amostra, é apresentado um difratograma com a posição dos principais picos dos minerais identificados. Em função das intensidades dos picos, é apresentada ainda uma avaliação semiquantitativa, com a ordem de abundância relativa das fases presentes, com a seguinte convenção:

- a) XX - Dominante (>50%);
- b) X - Presente (5-50%);
- c) tr - traço (< 5%, dependendo do grau de cristalinidade do mineral);
- d) pp - possível presença (se suspeita da presença da fase apenas pela presença do seu pico principal).

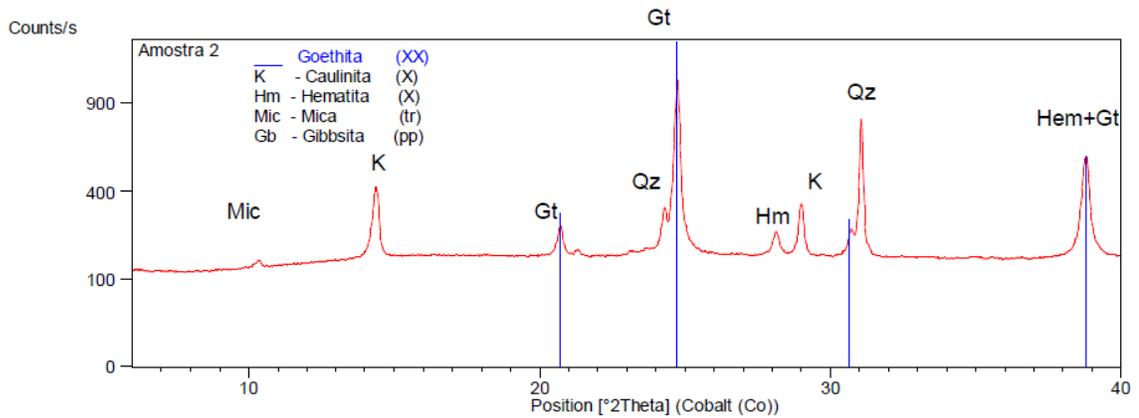
As escalas X (2θ) e Y (cps) de todos os difratogramas foram padronizadas para melhor comparação dos resultados, principalmente em termos da avaliação semiquantitativa.

Figura 39– Difratograma para a Amostra de Lama de Conceição



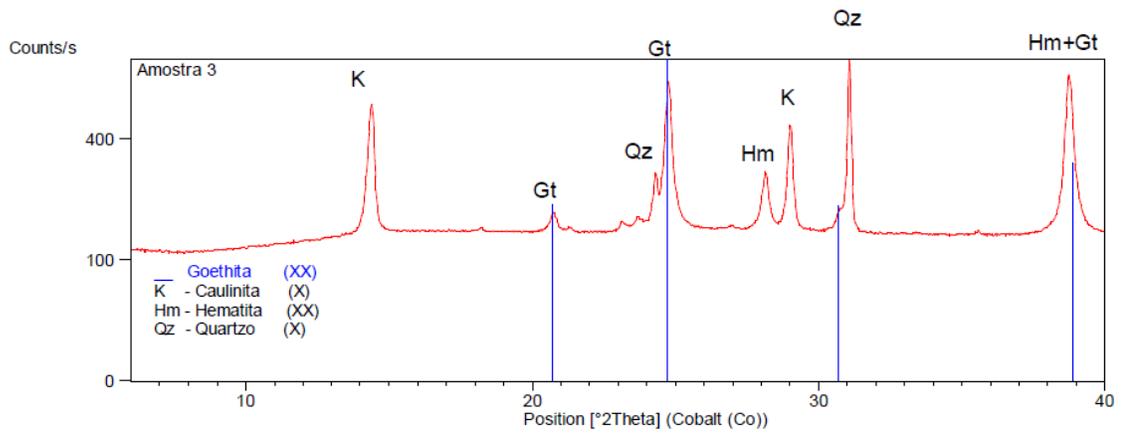
Fonte: Marques (2013), Adaptado pelo autor.

Figura 40– Difratoograma para a Amostra de Lama de Fábrica Nova



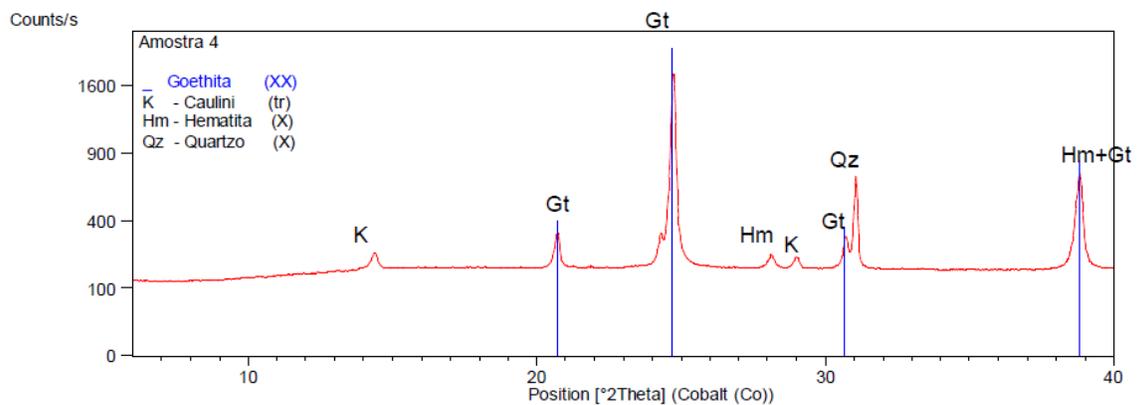
Fonte: Marques (2013), Adaptado pelo autor.

Figura 41– Difratoograma para a Amostra de Lama de Sapecado e Galinheiro



Fonte: Marques (2013) Adaptado pelo autor.

Figura 42– Difratoograma para a Amostra de Lama de Alegria



Fonte: Marques (2013), Adaptado pelo autor.

Os difratogramas mostram que a goethita está presente de forma significativa em todas as amostras de lama, sendo dominante nas amostras de Alegria, Fábrica Nova e Sapecado e Galinheiro. A caulinita se mostra presente nas amostras de lama de Fábrica Nova, Conceição e Sapecado e Galinheiro.

Guimarães (2011) caracterizou uma série de rejeitos das instalações de minério de ferro da Vale no Quadrilátero Ferrífero, com foco em desenvolvimento de alternativas de desaguamento. A caracterização incluiu lamas, rejeito de flotação e de concentração magnética e avaliou granulometria, composição química e peso específico dos sólidos.

A tabela 20 (GUIMARÃES, 2011) mostra a composição química e o peso específico para lamas de diferentes usinas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero, todas elas de propriedade da Vale.

Tabela 20 – Composição Química e Peso Específico de Lamas das Usinas de Minério de Ferro da Vale

Amostra de Lamas		Peso Específico (g/cm ³)	Química Global (%)					
Site	Localização		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
Alegria	Mariana	3,28	52,46	6,36	0,224	7,23	0,216	9,37
Brucutu	São Gonçalo Rio Abaixo	3,33	53,02	9,29	0,095	6,75	0,103	7,00
Cauê	Itabira	3,27	35,19	28,21	0,109	13,11	1,109	5,42
Conceição	Itabira	3,08	43,83	24,06	0,075	6,41	1,552	3,61
Pico	Itabirito	3,31	44,59	22,23	0,162	7,77	0,183	5,04
Vargem Grande	Nova Lima	4,30	58,92	7,97	0,110	3,26	0,502	3,11
Timbopeba	Mariana	4,16	53,00	10,34	0,168	5,84	0,303	6,63

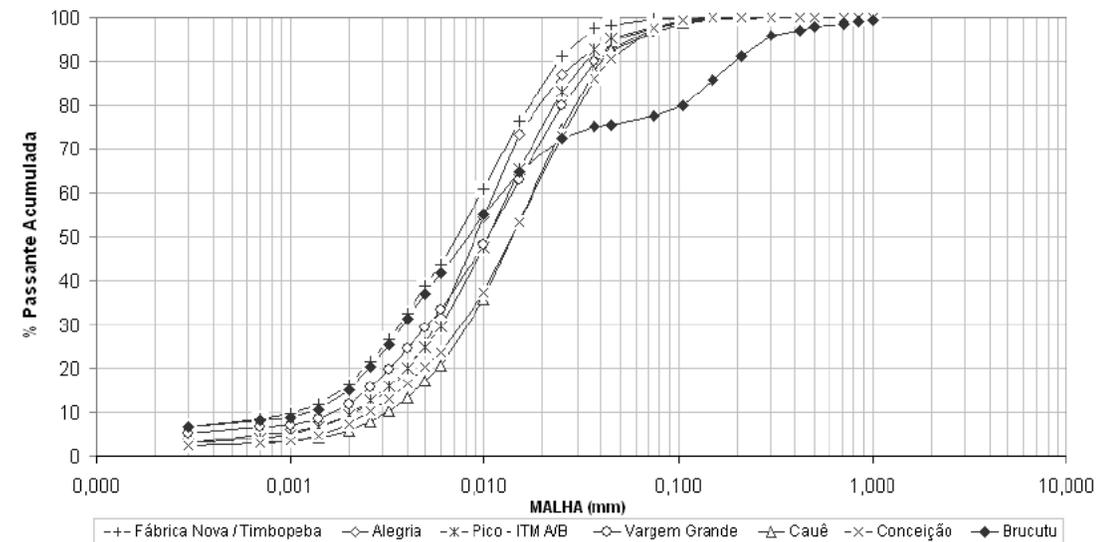
Fonte: Guimarães (2011), Adaptado pelo autor.

Todas as amostras de lamas listadas na tabela 20 apresentaram teor de Fe superior a 35%, com valores acima de 50% Fe para as amostras de Alegria, Brucutu, Vargem Grande e Timbopeba. Para os contaminantes é observada uma forte variabilidade entre as amostras, com destaque para o teor de Al₂O₃ superior a 3% para todas as amostras de lamas, chegando a 13,11% para a amostra de lama de Cauê. Os maiores teores de P e PPC foram obtidos na amostra de lama de Alegria, e as lamas das usinas de Itabira (Cauê e Conceição) apresentaram teor de Mn acima de 1%.

Quanto ao peso específico, foi observado uma variação significativa entre as amostras analisadas, mesmo para aquelas com teor de Fe semelhante, como Alegria, Brucutu e Timbopeba, com aproximadamente 53% Fe e peso específico variando de 3,28 g/cm³ em Alegria a 4,16 g/cm³ em Timbopeba.

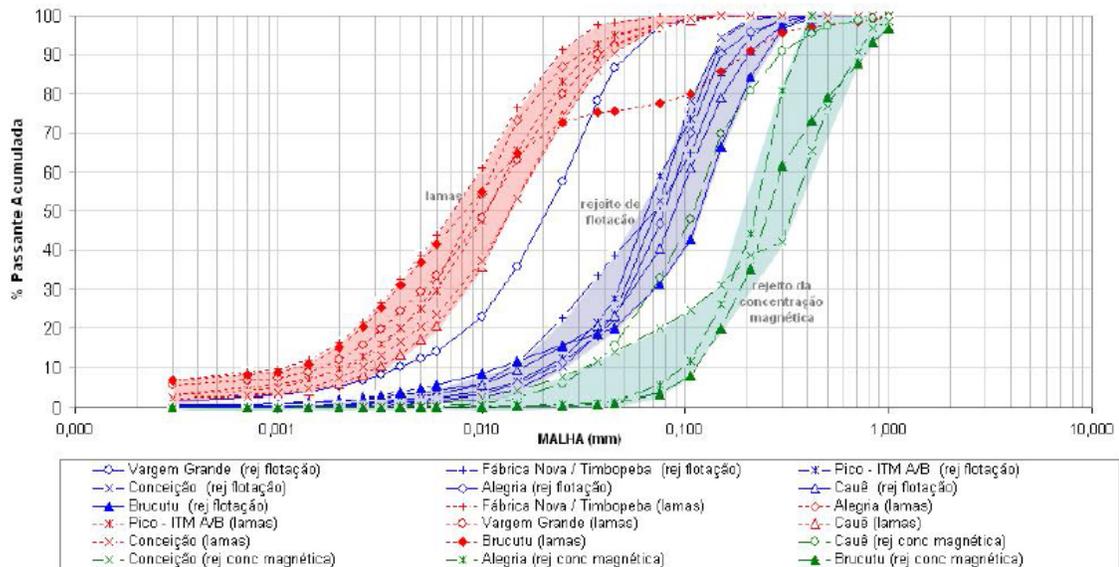
A figura 43 (GUIMARÃES, 2011) mostra a granulometria das lamas das usinas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero e a figura 44 (GUIMARÃES, 2011) compara as granulometrias para os diferentes tipos de rejeito, lamas, rejeito de flotação e de concentração magnética para essas mesmas usinas. A análise granulométrica foi feita em peneiras até a malha de 0,045 mm e em granulômetro a laser para o material passante na tela de 0,045 mm.

Figura 43– Granulometria das Lamas das Usinas de Minério de Ferro da Vale



Fonte: Guimarães (2011).

Figura 44– Comparativo das Granulometria dos Rejeitos das Usinas de Minério de Ferro da Vale



Fonte: Guimarães (2011).

A curva granulométrica das lambras da usina de Brucutu apresenta-se muito diferente das demais usinas, com uma mudança de comportamento a partir da malha de 0,030 mm. Esse comportamento é função do espessador de lambras da usina de Brucutu receber, além da lama proveniente da etapa de deslamagem (93 a 96% da massa), o *overflow* da ciclonagem de adensamento dos rejeitos da concentração magnética (fluxo entre 1,00 mm e 0,15 mm).

De acordo com a figura 44 (GUIMARÃES, 2011) é possível determinar de forma clara uma faixa granulométrica para cada tipo de rejeito de minério de ferro, sendo que as lambras são a fração mais fina do rejeito. De toda forma, as lambras avaliadas apresentam um percentual significativo de material retido na malha de 0,010 mm, variando de 40% para a amostra de lama da usina de Timbopeba até 65% para as amostras de Cauê e Pico.

Vilela Neto (2016) caracterizou os rejeitos das instalações de concentração de minério de ferro da Samarco, localizadas em Mariana, MG, com foco em desenvolvimento de alternativas de desaguamento. A caracterização incluiu lambras e rejeito de flotação e avaliou granulometria (via granulômetro a laser) e composição química.

A tabela 21 (VILELA NETO, 2016) mostra a composição química global para os rejeitos (lama e rejeito de flotação) dos concentradores 1 e 2 da Samarco, localizadas em Mariana, MG.

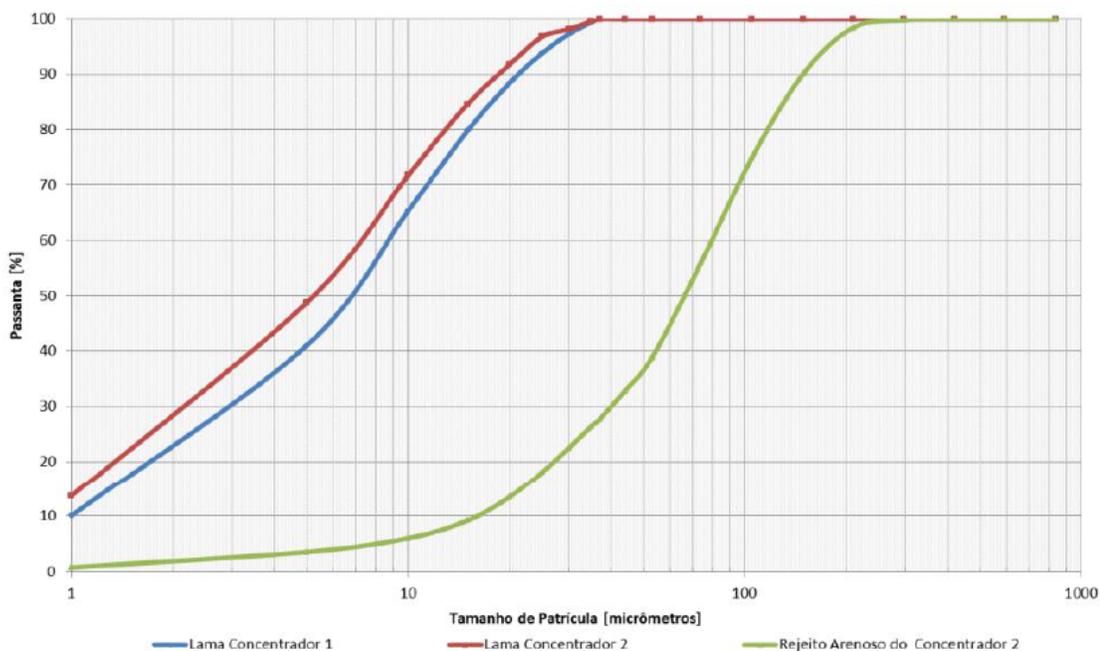
Tabela 21 – Química Global dos Rejeitos das Usinas de Minério de Ferro da Samarco

Rejeito - Samarco		Química Global (%)				
Tipo	Usina	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC
Lama	Concentrador 1	47,14	21,95	4,53	0,092	5,65
Rejeito Flotação	Concentrador 1	7,72	88,31	0,25	0,007	0,38
Lama	Concentrador 2	53,06	12,97	3,96	0,092	6,82
Rejeito Flotação	Concentrador 2	17,33	71,71	1,94	0,015	1,52

Fonte: Vilela Neto (2016).

A figura 45 (VILELA NETO, 2016) mostra a granulometria dos rejeitos (lama e rejeito de flotação) dos concentradores 1 e 2 da Samarco, localizadas em Mariana, MG.

Figura 45– Granulometria dos Rejeitos das Usinas de Minério de Ferro da Samarco



Fonte: Vilela Neto (2016).

Assim como nas amostragens realizadas nas usinas da Vale (GUIMARÃES, 2011), é possível observar na tabela 21 que as lamas da Samarco apresentavam um elevado teor de Fe, com valores acima de 47% para os dois concentradores amostrados, e um percentual entre 30% e 35% de material retido em 0,010 mm nas lamas.

A partir dos trabalhos apresentados é possível sumarizar as seguintes principais características relativas às lamas de minério de ferro das usinas de Alegria, Cauê, Conceição, Timbopeba, Brucutu, Pico e Samarco, todas localizadas no Quadrilátero Ferrífero

- a) as lamas apresentam teores significativos de Fe, com valores entre 35% e 58%. Para as amostragens industriais, todas as lamas amostradas, com exceção da lama coletada na usina de Cauê, apresentaram teores acima de 42% de Fe. Esses valores estimulam a recuperação destes materiais, a partir de operações de concentração, com objetivo de gerar concentrados finos de minério de ferro que atendam a especificações do mercado siderúrgico;
- b) os trabalhos de Vilela Neto (2016) e Guimarães (2011) mostram a presença significativa de frações mais grosseiras do que 0,010 mm no underflow dos espessadores de lama amostrados;
- c) a variabilidade de características entre as lamas amostradas é significativa, com variações químicas, físicas e mineralógicas. Essa variabilidade é observada, inclusive, em amostras obtidas em minas próximas, como Cauê e Conceição, ou até mesmo, na mesma mina, como o caso da Samarco. Isto indica que uma rota de concentração desenvolvida para processar lamas de uma determinada usina, pode não ser aplicável para outra usina. Além disso, o sistema de concentração deverá ter capacidade de absorção de variabilidade de alimentação, pois variações podem ocorrer em função da região da mina que está sendo lavrada e de variações operacionais na própria usina de beneficiamento.

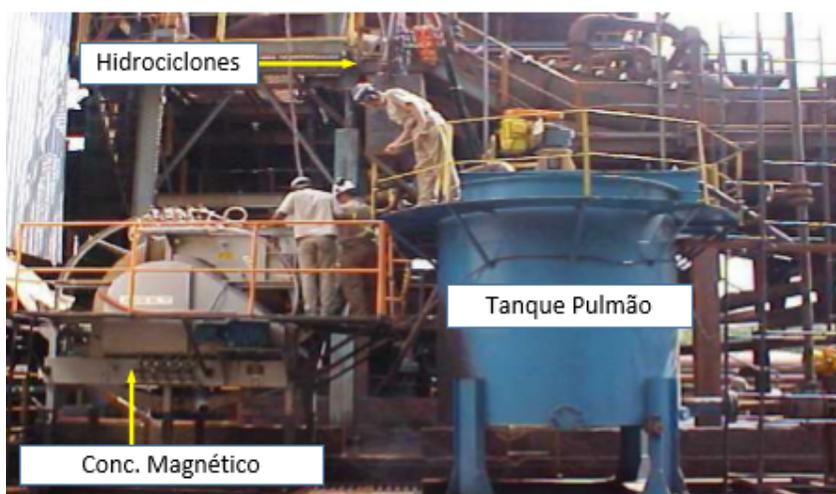
3.3 Estudos de Concentração de Lamas de Minérios de Ferro

Neste item são apresentados e discutidos estudos para o aproveitamento das lamas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero, de forma a balizar os desenvolvimentos descritos posteriormente neste trabalho.

Oliveira (2006) estudou o desenvolvimento de rotas de concentração para o *underflow* do espessador de lamas da usina de Conceição, de propriedade da Vale, localizada em Itabira, MG. O trabalho teve como foco a obtenção de *pellet feed* com teor de SiO_2 abaixo de 0,8% e considerou as operações de deslamagem, flotação e concentração magnética. O trabalho foi realizado a partir de ensaios em escala piloto conduzido com amostras obtidas diretamente do *underflow* do espessador de lamas de Conceição.

Para suporte aos ensaios piloto foi realizada uma caracterização das lamas, composta por granulometria via peneiramento até a malha de 0,045 mm e *cyclosizer* para o material passante em 0,045 mm. O mesmo estudo incluiu também análise química para cada faixa granulométrica e mineralogia via microscopia óptica para o material retido em 0,045 mm e via microscopia eletrônica para o material passante em 0,045 mm. Para a concentração magnética foi utilizado um concentrador magnético tipo *Ferrous Wheel* fabricado pela empresa Inbrás. A figura 46 (OLIVEIRA, 2006) mostra a estrutura montada na usina de Conceição para a realização dos ensaios em escala piloto.

Figura 46– Estrutura para Ensaio Piloto com as Lamas da Usina de Conceição



Fonte: Oliveira (2006).

A tabela 22 (OLIVEIRA, 2006) mostra a granulometria e a composição química por faixa do *underflow* do espessador de lamas de Conceição.

Tabela 22 – Granulometria e Química por Faixa das Lamas de Conceição

Malha (mm)	% Retido		Química Global (%)					
	Simples	Acumulado	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
0,106	1,82	1,82	8,68	86,54	0,008	0,96	0,083	0,68
0,075	3,53	5,35	11,70	82,54	0,008	0,92	0,084	0,69
0,045	7,70	13,05	16,56	75,07	0,009	1,17	0,115	0,79
0,032	5,81	18,86	39,77	41,80	0,012	0,34	0,059	0,69
0,023	8,71	27,57	52,88	20,80	0,014	0,92	0,140	0,82
0,020	19,71	47,28	51,89	20,41	0,023	1,62	0,216	1,14
0,012	14,67	61,95	56,55	12,91	0,037	2,98	0,349	2,00
0,009	7,32	69,27	50,99	16,80	0,050	5,43	0,493	3,12
<0,009	30,73	100,00	32,00	23,84	0,164	17,91	1,883	10,13
	Global Calculada		40,85	28,98	0,067	6,90	0,737	4,07
	Global Analisada		42,03	27,61	0,069	7,09	0,810	3,91

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

De acordo com a mesma tabela 22, a fração contida entre 0,032 mm e 0,009 mm representa aproximadamente 50% da massa das lamas e apresenta teor acima de 50% de Fe, o que indica um alto potencial de benefício na recuperação dessa fração granulométrica.

A microscopia óptica da fração mais grosseira do que 0,045 mm mostra abundância de quartzo, neste caso o principal mineral portador de SiO₂. A predominância do quartzo nessa fração granulométrica pode ser explicada pelo menor peso específico desse mineral quando comparado com a hematita (2,7 t/m³ para o quartzo e 5,0 t/m³ para a hematita) que leva ao corte mais grosseiro de partículas de quartzo para o *overflow* do ciclone, na etapa de deslamagem do processo industrial.

Para o material passante em 0,045 mm foi realizada análise mineralógica por faixa granulométrica com a utilização de microscopia eletrônica de varredura (MEV). A tabela 23 (OLIVEIRA, 2006) mostra a estimativa de composição mineralógica por faixa granulométrica para as lamas de Conceição e as figuras 47 e 48 (OLIVEIRA, 2006) a estimativa, por faixa granulométrica, dos minerais portadores de SiO₂ e Al₂O₃.

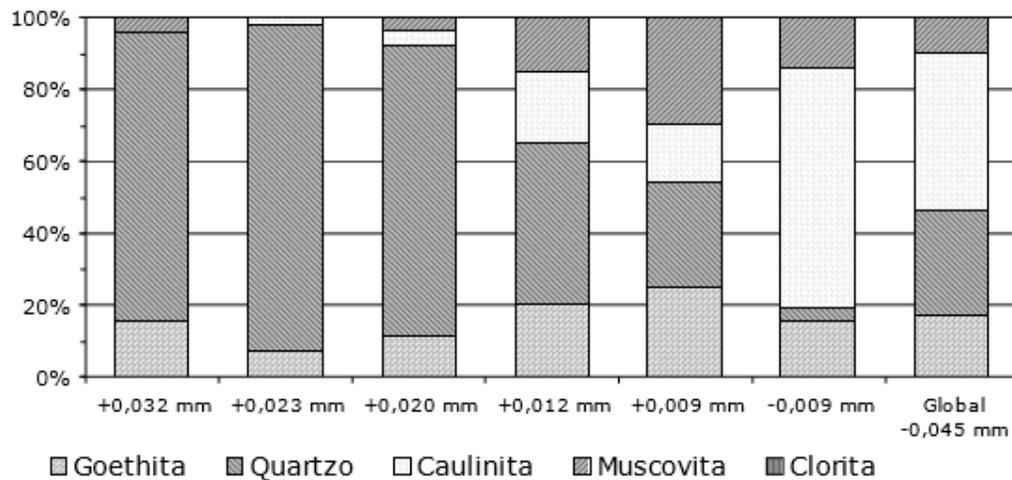
Tabela 23 – Composição Mineralógica por Faixa Granulométrica das Lamas da Usina de Conceição

Mineral		Partição(%) por Fração Granulométrica (mm)					
		+0,032	+0,023	+0,020	+0,012	+0,009	-0,009
Minerais Metálicos	Hematita	74	56	72	79	72	39
	Goetita*	4	3	3	4	6	9
	Ilmenita	-	-	-	-	r	-
	Óxidos de Mn	-	-	rr	t	<1	3
Minerías Transparentes	Quartzo	21	39	22	9	7	2
	Caulinita	-	<1	1	4	4	39
	Muscovita	<1	rr	<1	3	7	8
	Gibsita	-	r	t	<1	2	1
	Talco	-	-	r	t	t	-
	Anatásio + Rutilo	-	r	-	r	r	-
	Gorceixita	-	rr	-	r	r	r
	Clorita	-	-	-	t	-	-
	Anfibólio	-	-	-	-	r	-

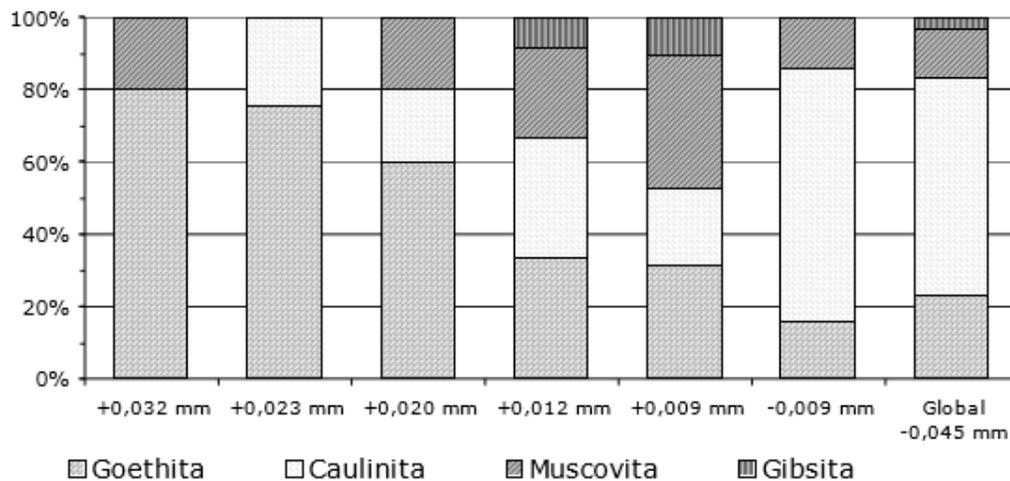
* Inclui também magnetita

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

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

Figura 47– Distribuição de SiO₂ entre os Minerais das Lamas da Usina de Conceição

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

Figura 48– Distribuição de Al₂O₃ entre os Minerais das Lamas da Usina de Conceição

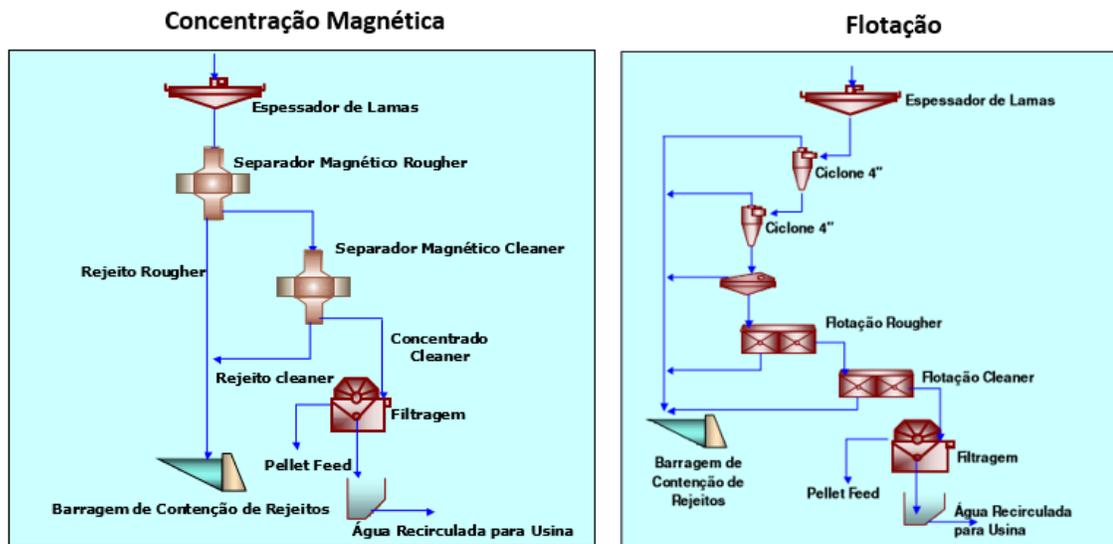
Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

O quartzo responde por quase todo o teor de SiO₂ das faixas granulométricas entre -45 µm e +20 µm. Em termos mineralógicos, abaixo da fração 20 µm, ocorre um aumento na porcentagem dos silicatos muscovita e caulinita, o que, em consequência, provoca uma maior participação destes minerais sobre o teor de sílica. Na fração mais fina que 9 µm, a caulinita responde por quase 70% do teor total de SiO₂, enquanto a contribuição de muscovita é mais constante, de cerca de 20% no material abaixo de 20µm. Para a fração menor que 45 µm, estima-se que cerca de 55% da SiO₂ tenha como fonte o quartzo, 35% a caulinita e 10% a muscovita (OLIVEIRA, 2006).

As principais fontes de alumina são caulinita, muscovita e gibbsita. Assim como observado na distribuição de SiO_2 , a participação de caulinita sobre o teor de Al_2O_3 torna-se bem mais elevada na faixa mais fina que $9\ \mu\text{m}$. A goethita e limonita, para as quais estima-se um conteúdo de Al_2O_3 de 3%, têm participação mais significativa nas frações mais grossas que $23\ \mu\text{m}$ (OLIVEIRA, 2006).

Os ensaios piloto para concentração das lamas, realizados por Oliveira (2006), consideraram duas rotas de processo. A primeira com dois estágios de concentração magnética, em concentradores do tipo *Ferrous Wheel* e a segunda com a “redeslamagem” em ciclones de 102 mm (4”) de diâmetro e flotação do *underflow* destes ciclones. A figura 49 (OLIVEIRA, 2006) mostra o fluxograma dos ensaios em escala piloto.

Figura 49– Fluxograma dos Ensaio em Escala Piloto das Lamas da Usina de Conceição



Fonte: Oliveira (2006).

As tabelas 24 e 25 (OLIVEIRA, 2006) mostram os resultados obtidos respectivamente para as etapas *rougher* e *cleaner* dos ensaios de concentração magnética das lamas de Conceição.

Tabela 24 – Resultados da Etapa *Rougher* de Concentração Magnética via *Ferrous Wheel* com as Lamas de Conceição

Nº Ensaio	Rotação (rpm)	Vazão Alim. (t/h)	% Sólidos Alim.	Pressão de Água de Lavagem (kgf/cm ²)		Recuperação em Massa (%)	Teores Concentrado <i>Rougher</i> (%)			
				Rejeito	Concentrado		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
41	1,0	1,68	34	0,50	3,25	35,90	64,42	3,89	3,50	0,040
42	1,0	1,47	35	0,50	3,25	34,62	63,66	4,85	3,50	0,040
43	1,0	1,47	36	0,50	3,25	36,56	64,83	3,77	3,50	0,040
44	1,5	1,97	36	0,50	3,25	35,27	64,12	4,30	3,50	0,040
45	1,5	1,97	36	0,50	3,25	39,01	64,02	4,69	3,50	0,040
47	1,5	1,5	35	0,50	3,25	49,31	63,48	4,86	3,50	0,040
48	1,5	1,42	34	0,50	3,25	49,14	64,61	3,74	3,50	0,040
49	2,5	2,48	36	0,50	3,25	38,21	58,07	11,25	1,78	0,041
50	2,5	2,57	36	0,50	3,25	39,16	58,90	9,73	2,68	0,053
51	1,5	1,52	34	0,50	3,25	34,06	63,21	5,51	3,23	0,057
52	1,5	1,38	34	0,50	3,25	33,68	62,70	6,09	2,26	0,042
53	1,5	1,46	35	0,50	3,25	34,81	62,08	6,58	2,26	0,042
54	1,5	1,52	29	0,50	3,25	39,10	65,12	4,30	2,26	0,042
55	1,5	0,65	34	0,50	3,25	41,84	65,13	4,59	2,26	0,042
56	2,5	2,56	34	0,50	3,25	37,14	62,13	7,04	2,26	0,042

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

Tabela 25 – Resultados da Etapa *Cleaner* de Concentração Magnética via *Ferrous Wheel* com as Lamas de Conceição

Nº Ensaio	Pressão de Água de Lavagem (kgf/cm ²)		Recuperação em Massa (%)		Teores Concentrado <i>Cleaner</i> (%)			
	Rejeito	Concentrado	Global	Cleaner	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
41	0,50	2,50	10,76	16,79	66,06	2,89	1,01	0,027
42	0,50	2,50	9,47	14,48	65,92	3,27	1,08	0,026
43	0,50	2,50	11,46	18,06	66,76	2,30	0,81	0,023
44	0,50	2,50	11,61	17,94	66,91	2,14	0,72	0,022
45	0,50	2,50	13,47	22,09	66,94	2,15	0,72	0,023
47	0,50	2,50	9,57	18,88	66,51	2,50	0,89	0,024
48	0,50	2,50	15,46	30,40	66,64	2,25	0,91	0,028
49	0,50	2,50	10,70	17,32	66,20	2,94	1,09	0,027
50	0,50	2,50	14,34	23,57	66,32	2,90	1,08	0,025
51	0,50	2,50	13,67	20,73	67,56	1,75	0,60	0,019
52	0,50	2,50	10,34	15,59	67,25	2,15	0,72	0,020
53	0,50	2,50	12,54	19,24	66,83	2,51	0,82	0,021
54	0,50	2,50	12,42	20,39	67,27	2,22	0,73	0,022
55	0,20	3,25	13,84	23,80	67,27	2,69	0,67	0,022
56	0,20	3,25	11,97	19,04	66,91	2,62	0,83	0,023

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

De acordo com a tabela 24, a etapa *rougher* de concentração magnética promoveu uma redução significativa dos teores de SiO_2 , Al_2O_3 e P com recuperação em massa maior que 30% para todos os ensaios. O teor de Fe do concentrado ficou acima de 62% para todos os ensaios realizados, com exceção dos ensaios 49 e 50 (teor de Fe do concentrado de aproximadamente 58%), nos quais houve um aumento na vazão de alimentação e na rotação do carrossel quando comparados aos demais ensaios.

De acordo com a tabela 25, a etapa *cleaner* apresentou recuperações em massa inferiores à da etapa *rougher*, mesmo com a alimentação mais enriquecidas em Fe. A recuperação da etapa *cleaner* foi menor que 25% para todos os ensaios, com exceção do ensaio 48, que apresentou recuperação em massa de 30%. Uma das hipóteses para a baixa recuperação verificada na etapa *cleaner* é a relativa alta diluição do concentrado da etapa *rougher*, proporcionada pela água de lavagem, muito embora não fosse informado no trabalho o percentual de sólidos da alimentação da etapa *cleaner*. Quanto à qualidade do concentrado, foi obtido um teor de SiO_2 abaixo de 3,30% para todos os ensaios, chegando até a 1,75% de SiO_2 no ensaio 51. Foi observada também uma redução dos teores de Al_2O_3 e P no concentrado da etapa *cleaner*.

O equipamento (concentrador magnético *Ferrous Wheel*) necessita de grandes quantidades de água nova para os *sprays* de rejeito e concentrado, o que afeta o balanço hídrico da usina. Mesmo com a peneira de proteção, após uma série de ensaios, as matrizes apresentaram problemas de entupimentos, resíduos que foram se alojando nas matrizes. (OLIVEIRA, 2006).

A rota de concentração das lamelas de Conceição por deslamagem e flotação (OLIVEIRA, 2006) considerou a utilização de ciclones de 102 mm (4") de diâmetro para as duas etapas de deslamagem. Segundo Oliveira (2006) "o percentual de sólidos no primeiro estágio de deslamagem foi de 20%, *apex* de 19 mm, *vortex* de 30 mm, *inlet* de 36 mm, no segundo estágio de deslamagem o percentual de sólidos foi de 22%, *apex* de 11 mm, *vortex* de 30 mm e *inlet* de 36 mm.

A tabela 26 (OLIVEIRA, 2006) mostra o balanço de massas da deslamagem conduzida em escala piloto para as lamelas da usina de Conceição, enquanto a

tabela 27 (OLIVEIRA, 2006) mostra os teores por faixa para o *underflow* do segundo estágio de deslamagem.

Tabela 26 – Resultados da Deslamagem Piloto com as Lamas de Conceição

Etapa de Deslamagem	Fluxo	% Sólidos	Partição		Química Global (%)				
			Global	Etapa	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn
1ª Etapa	Alimentação	20,0	100,0	100,0	42,72	24,41	0,108	8,36	2,010
	Underflow	59,1	68,0	68,0	49,24	25,36	0,045	3,44	0,720
	Overflow	6,3	32,0	32,0	28,26	23,39	0,242	18,9	4,650
2ª Etapa	Alimentação	21,6	68,0	100,0	49,34	24,29	0,044	3,55	0,730
	Underflow	75,2	60,2	88,6	51,93	24,39	0,021	1,27	0,190
	Overflow	3,3	7,7	11,4	38,50	23,75	0,122	11,79	2,230

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

Tabela 27 – Granulometria e Química por Faixa do *Underflow* do Segundo Estágio de Deslamagem com as Lamas de Conceição

Malha (mm)	% Retido		Química Global (%)				
	Simples	Acumulado	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn
0,106	1,80	1,80	8,86	86,11	0,010	0,46	0,034
0,075	3,59	5,39	9,95	84,88	0,010	0,43	0,023
0,045	9,62	15,01	11,25	82,66	0,011	0,96	0,059
0,031	5,35	20,36	60,18	14,03	0,011	0,21	0,072
0,022	9,09	29,45	45,77	34,00	0,011	0,31	0,099
0,016	41,64	71,09	55,30	19,90	0,017	0,78	0,121
0,011	22,10	93,19	61,94	8,98	0,028	1,48	0,249
0,008	4,93	98,12	61,11	7,85	0,036	2,51	0,370
<0,008	1,87	100,00	43,47	18,84	0,058	6,20	0,459
	Global Calculada		49,53	27,40	0,019	1,05	0,152
	Global Analisada		50,48	26,17	0,019	1,13	0,139

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

O trabalho de Oliveira (2006) não apresenta os resultados obtidos na peneira de alta frequência. De toda forma, a análise de teores por faixa granulométrica do *underflow* da deslamagem mostra que a utilização desse equipamento seria benéfica ao circuito com a retirada de contaminantes e de materiais grosseiros (retidos em 0,045 mm) de baixo teor.

A tabela 28 (OLIVEIRA, 2006) mostra os resultados obtidos na flotação, em células mecânicas, do *underflow* da deslamagem das lamas de Conceição. Os resultados apresentados correspondem à condição de ensaio para a qual foi obtida a maior recuperação metalúrgica. A coluna de recuperação global mostra a recuperação global do circuito, considerando 60,2% de recuperação em massa no circuito de deslamagem.

Tabela 28 – Resultados da Flotação Piloto em Células Mecânicas com as Lamas de Conceição

Etapa Flotação	Fluxo	Recuperação		Química Global (%)				
		Global	Etapa	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn
Rougher	Alimentação	60,2	100,0	51,93	24,39	0,021	1,27	0,190
	Concentrado	41,8	69,4	66,84	4,50	0,017	0,57	0,226
	Rejeito	18,4	30,6	22,04	64,89	0,014	1,97	0,106
Cleaner	Alimentação	41,8	100,0	66,84	4,50	0,017	0,57	0,226
	Concentrado	34,1	81,6	68,43	0,68	0,024	0,41	0,223
	Rejeito	7,7	18,5	54,49	19,42	0,029	1,61	0,267

Fonte: Oliveira (2006), Adaptado pelo autor.

Os resultados da tabela 28 mostram que foi possível obter-se um concentrado para emprego em etapa siderúrgica de redução direta a partir das lamas da usina de Conceição através de rota de processo de deslamagem e flotação. A recuperação global do circuito foi calculada em 34,1%, com potencial de aumento via recirculação do rejeito da etapa *cleaner* de flotação.

O quartzo constitui a principal fonte de SiO₂ em praticamente todas as faixas granulométricas analisadas, exceto na fração -9 µm, e foi removido no processo de flotação. A elevada porcentagem de caulinita dá-se especialmente na fração mais fina -9 µm, que corresponde a quase 40% da massa total, portanto especial atenção deve ser dispensada a deslamagem, pois uma possível ineficiência na deslamagem pode comprometer a flotação. (OLIVEIRA, 2006).

Rocha (2008) estudou a concentração das lamas (*underflow* do espessador de lamas) da usina de Casa de Pedra, de propriedade da Companhia Siderúrgica Nacional, localizada em Congonhas, MG, por deslamagem seguida por flotação catiônica reversa. O trabalho iniciou-se com ensaios em escala de bancada, com

duas etapas de deslamagem em balde, com ajuste do pH para 10,5 com utilização de NaOH, seguida pela flotação em escala de bancada para o *underflow* do segundo estágio de deslamagem.

A amostra foi acondicionada em um balde de 17L, sob agitação manual. O pH da polpa foi ajustado em 10,5 com utilização de NaOH. Cessada a agitação, o material foi deixado em repouso para decantação por 5 minutos e, após este tempo, o sobrenadante foi sifonado e coletado em um outro recipiente. Adicionou-se água no material residual do balde para ajuste da porcentagem de sólidos em 10%. Novamente o material foi agitado manualmente, deixado decantar por 5 minutos, tempo após o qual o sobrenadante foi sifonado. Este segundo sobrenadante foi incorporado ao primeiro. (ROCHA, 2008).

A tabela 29 (ROCHA, 2008) apresenta a média dos resultados obtidos na deslamagem de bancada para as lamas da usina de Casa Pedra.

Tabela 29 – Resultados da Deslamagem de Bancada com as Lamas de Casa de Pedra

Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)				
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P
Alimentação	100,0	46,62	15,39	5,54	2,08	0,134
Underflow	29,2	53,69	20,61	0,84	0,30	0,030
Overflow	70,8	43,74	13,21	7,44	2,80	0,301

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Os ensaios de flotação foram realizados em uma cuba de flotação de volume útil de 700 cm³ (volume total de 860 cm³) com pH 10,7 e 40% de sólidos na alimentação.

O *underflow* foi colocado na cuba de flotação da célula de bancada (fabricada pela Cimaq S.A. Indústria e Comércio, modelo CSB-1000) mantendo a agitação do rotor a 1.100rpm. Foi adicionada água nova para ajuste da porcentagem de sólidos em 60%. Nesse momento iniciou-se o condicionamento do amido por 5 minutos (dosado na condição estipulada para cada teste). Durante este tempo o pH da polpa foi ajustado para 10,7 com NaOH. A polpa foi diluída para 40% de sólidos (peso/peso) com água modulada a pH 10,7. Neste momento foi adicionada amina na dosagem estipulada em cada teste. O tempo de condicionamento da amina foi de 1 minuto. Após esse tempo, abriu-se a aeração da célula e iniciou-se a coleta

da espuma com duas espátulas padronizadas por 6 minutos. Durante a coleta, o nível de polpa da cuba foi completado com água modulada a pH 10,7. Após os 6 minutos de coleta de espuma a aeração foi interrompida e encerrou-se o teste. (ROCHA, 2008).

A figura 50 (ROCHA, 2008) mostra a célula de flotação utilizada para a realização dos ensaios de flotação em bancada

Figura 50– Célula de Flotação Utilizada para Ensaios de Flotação em Bancada



Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

A tabela 30 (ROCHA, 2008) apresenta os resultados obtidos na flotação de bancada para diferentes dosagens de reagentes. A coluna de recuperação global mostra a recuperação global do circuito, considerando 29,2% de recuperação em massa no circuito de deslamagem.

Tabela 30 – Resultados da Flotação de Bancada com as Lamas de Casa de Pedra

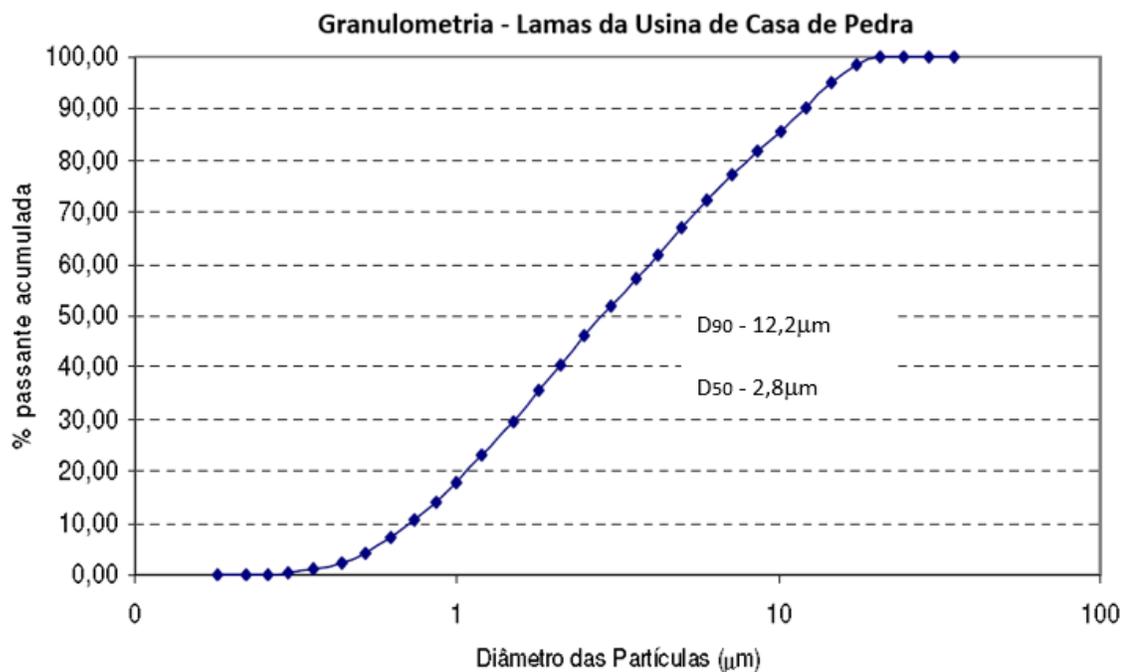
Dosagem de Reagente	Fluxo	Partição (%)			Química Global (%)				Recuperação Metalúrgica (%)	
		Global	Flotação	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	Global	Flotação
Amido - 600g/t Amina - 55g/t	Alimentação	29,2	100,0	55,40	17,52	0,95	0,340	0,030		
	Concentrado	20,3	69,5	57,01	15,23	0,63	0,320	0,029	24,8	71,5
	Rejeito	8,9	30,5	51,73	22,75	1,69	0,385	0,034		
Amido - 1000g/t Amina - 55g/t	Alimentação	29,2	100,0	51,77	23,50	1,05	0,320	0,031		
	Concentrado	18,1	61,9	68,00	0,79	0,75	0,374	0,038	26,3	75,9
	Rejeito	11,1	38,1	25,56	60,39	1,53	0,236	0,018		
Amido - 1000g/t Amina - 25g/t	Alimentação	29,2	100,0	55,77	17,50	0,97	0,357	0,033		
	Concentrado	21,9	75,1	66,61	1,83	0,83	0,400	0,038	31,3	90,3
	Rejeito	7,3	24,9	23,03	64,78	1,40	0,220	0,019		
Amido - 1200g/t Amina - 30g/t	Alimentação	29,2	100,0	54,25	20,00	0,80	0,256	0,029		
	Concentrado	20,0	68,4	67,81	0,65	0,51	0,308	0,035	29,1	83,8
	Rejeito	9,2	31,6	24,83	62,05	1,43	0,144	0,016		

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Em função dos bons resultados obtidos nos ensaios em escala de bancada, Rocha (2008) deu continuidade aos estudos de concentração das lamas da usina de Casa de Pedra com a realização de ensaios em escala piloto. Estes ensaios foram realizados a partir de amostras coletadas em duas condições distintas de operação da usina de Casa de Pedra. A primeira condição, denominada “condição atual”, teve como alimentação um R.O.M. de 9% de SiO₂, enquanto a segunda condição, denominada “condição futura” teve como alimentação um R.O.M. mais pobre em Fe, com um teor de SiO₂ de 16%. Para as lamas da condição futura foi realizada uma série de ensaios de caracterização tecnológica compostos por granulometria via granulômetro a laser e cycloser, com análise química para cada faixa granulométrica e análise de liberação das partículas por imagens de microscopia eletrônica de varredura. Os resultados destes ensaios de caracterização são apresentados a seguir.

A figura 51 (ROCHA, 2008) mostra a curva de distribuição granulométrica obtida em granulômetro a laser para as lamas da condição futura de operação da usina de Casa de Pedra.

Figura 51– Granulometria – Lamas da Usina de Casa de Pedra



Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

A tabela 31 (ROCHA, 2008) mostra os teores por fração granulométrica para as lamas da usina de Casa de Pedra, considerando a operação com R.O.M. de 16% de SiO₂.

Tabela 31 – Química por Faixa Granulométrica das Lamas da Usina de Casa de Pedra

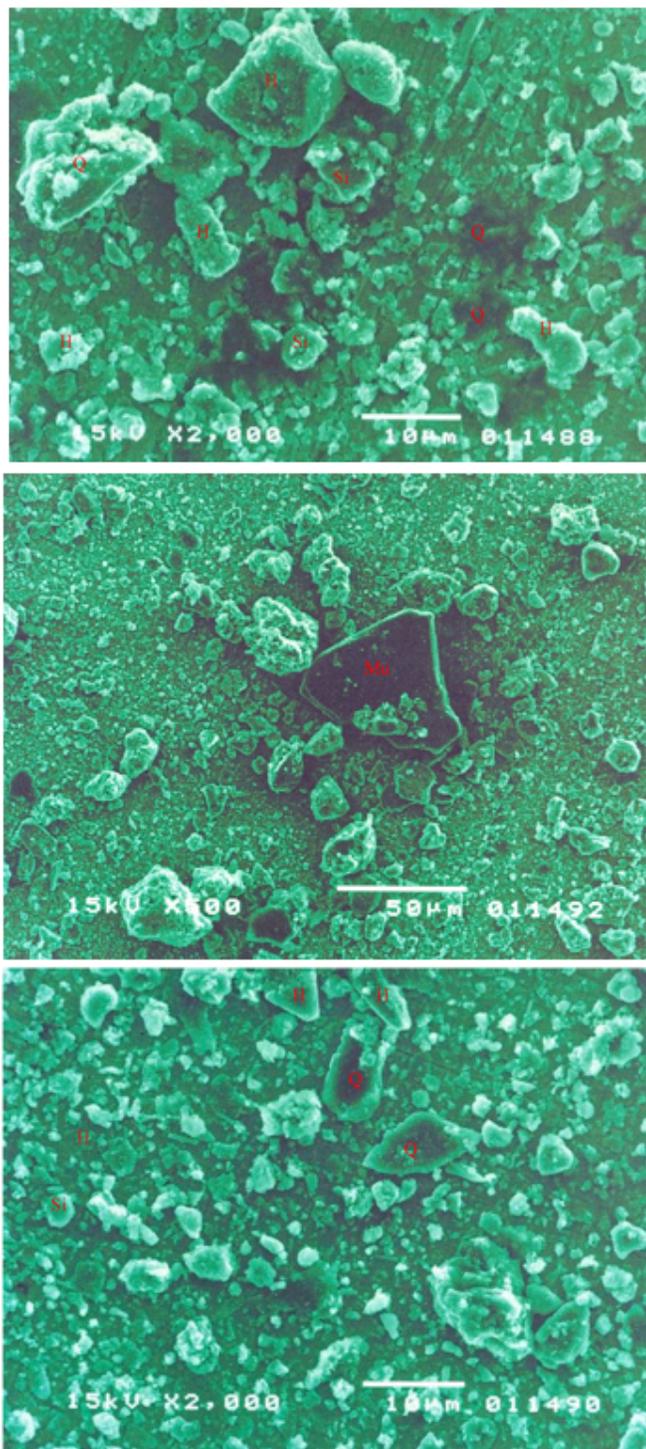
Malha (μm)	% Retido		Química Global (%)					
	Simples	Acumulado	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	PPC
32,0	0,00	0,00	-	-	-	-	-	-
24,5	0,62	0,62	25,63	59,89	0,78	0,01	0,033	2,40
20,5	1,32	1,94	10,10	84,00	0,66	0,01	0,015	0,85
12,2	5,64	7,58	15,93	75,49	0,70	0,01	0,017	1,02
7,1	6,45	14,03	20,98	67,88	0,77	0,05	0,021	1,11
<7,1	85,97	100,00	42,88	28,99	5,11	0,14	0,081	4,07
Global Calculada			39,41	35,04	4,50	0,12	0,072	3,65
Global Analisada			38,23	37,05	4,36	0,12	0,071	3,46

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

A figura 52 (ROCHA, 2008) mostra as imagens obtidas no microscópio eletrônico de varredura através de elétrons secundários das lamas da usina de Casa de Pedra. Nas imagens, com aumento de até 2.000 vezes, é possível

observar que as partículas dos minerais de ganga (Quartzo, Silicatos e Muscovita) se encontram liberadas em relação as partículas dos minerais de minério de ferro (Hematita).

Figura 52– Imagens de Microscopia Eletrônica de Varredura – Lamas da Usina de Casa de Pedra

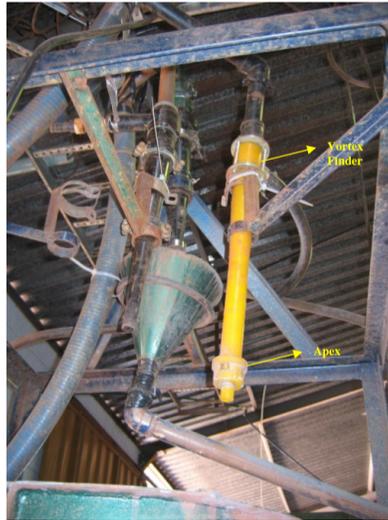


H - Hematita Q - Quartzo
 Mu - Muscovita Si - Silicato

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Os ensaios piloto foram realizados nas mesmas condições tanto para as lamas da condição atual quanto da condição futura e consideraram uma etapa de deslamagem em ciclone de 1,5 polegada de diâmetro com flotação do *underflow* da deslamagem em uma coluna de flotação piloto de 4,75 metros de altura e 100 milímetros de diâmetro. As figuras 53 e 54 (ROCHA, 2008) mostram, respectivamente, o ciclone e a coluna de flotação utilizados nos ensaios piloto.

Figura 53– Ciclone Utilizado para Deslamagem Piloto



Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Figura 54– Coluna de Flotação Utilizada para Flotação Piloto



Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Cada amostra (lama), logo após ser recebida, era transferida para o conjunto de ciclonagem, composto por um tanque com agitação mecânica, uma bomba e um hidrociclone de 1,5 polegada (38,1 mm) da marca Weir. O hidrociclone era composto por um apex com diâmetro de 3 mm e por um vortex finder com diâmetro de 10 mm; a pressão de bombeamento foi de 147kPa (21,3PSI). (ROCHA, 2008).

As tabelas 32 e 33 (ROCHA, 2008) apresentam a média dos resultados obtidos na deslamagem piloto para as lamas da usina de Casa Pedra, considerando, respectivamente, a operação com R.O.M. de 9% de SiO_2 e 16% de SiO_2 .

Tabela 32 – Resultados da Deslamagem Piloto com as Lamas de Casa de Pedra –
R.O.M. 9% de SiO₂

Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)				
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P
Alimentação	100,0	48,27	21,76	3,13	0,11	0,073
Underflow	41,0	43,66	32,47	0,99	0,06	0,140
Overflow	58,9	51,48	14,30	4,63	0,14	0,091

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Tabela 33 – Resultados da Deslamagem Piloto com as Lamas de Casa de Pedra –
R.O.M. 16% de SiO₂

Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)				
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P
Alimentação	100,0	37,54	37,80	4,49	0,19	0,066
Underflow	45,7	35,96	46,41	0,74	0,17	0,025
Overflow	54,3	38,88	30,56	7,64	0,21	0,101

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

O *underflow* do hidrociclone foi enviado para um tanque intermediário, onde foi ajustada a porcentagem de sólidos em 60% (peso/peso) e adicionada a solução de amido. Após o condicionamento do amido por 8 minutos, a polpa foi enviada para a caixa de bomba que alimenta a coluna de flotação. Nesse momento foi calculado o volume de água a ser adicionado na polpa, para ajuste da porcentagem de sólidos em 40% (peso/peso). O pH da polpa foi ajustado para 10,7 com adição de NaOH. Foi adicionada amina, com tempo de condicionamento de 1 minuto. A polpa condicionada alimentou a coluna piloto (4,75 m de altura e 100 mm de diâmetro) para o teste de flotação. A taxa média de alimentação na coluna foi de 40 kg/h de sólidos. Visando a obtenção de uma melhor seletividade no processo, foi utilizada água de lavagem no topo da coluna, numa vazão de 80 L/h. A utilização de água de lavagem é uma importante variável na flotação de ultrafinos, onde o arraste é favorecido. (ROCHA, 2008).

As tabelas 34 e 35 (ROCHA, 2008) apresentam os resultados obtidos na flotação piloto para as lamas da usina de Casa de Pedra após deslamagem, considerando, respectivamente, a operação com R.O.M. de 9% de SiO₂ e 16% de SiO₂. A coluna de recuperação global mostra a recuperação global do circuito,

considerando 41% de recuperação em massa no circuito de deslamagem para o R.O.M. de 9% de SiO₂ e 42% de recuperação em massa para o R.O.M. de 16% de SiO₂.

Tabela 34 – Resultados da Flotação Piloto com as Lamas de Casa de Pedra – R.O.M. 9% de SiO₂

Fluxo	Partição (%)		Química Global (%)					Recuperação Metalúrgica (%)	
	Global	Flotação	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	Global	Flotação
Alimentação	41,0	100,0	47,03	24,58	2,63	0,098	0,065		
Concentrado	24,8	60,4	65,93	0,67	0,76	0,078	0,055	33,8	84,6
Rejeito	16,3	39,6	9,64	80,98	1,35	0,028	0,031		

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Tabela 35 – Resultados da Flotação Piloto com as Lamas de Casa de Pedra – R.O.M. 16% de SiO₂

Fluxo	Partição (%)		Química Global (%)					Recuperação Metalúrgica (%)	
	Global	Flotação	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	Global	Flotação
Alimentação	45,7	100,0	35,96	46,41	0,74	0,170	0,025		
Concentrado	19,6	42,9	67,64	0,65	0,63	0,107	0,043	35,4	80,7
Rejeito	26,1	57,1	12,17	80,77	0,82	0,218	0,011		

Fonte: Rocha (2008), Adaptado pelo autor.

Os resultados das tabelas 34 e 35 mostram que foi possível obter-se um concentrado para emprego em etapa siderúrgica de redução direta a partir das lamas da usina de Casa de Pedra, através de rota de processo de deslamagem e flotação em colunas, tanto para a condição atual de operação, quanto para a condição futura, com empobrecimento do R.O.M.

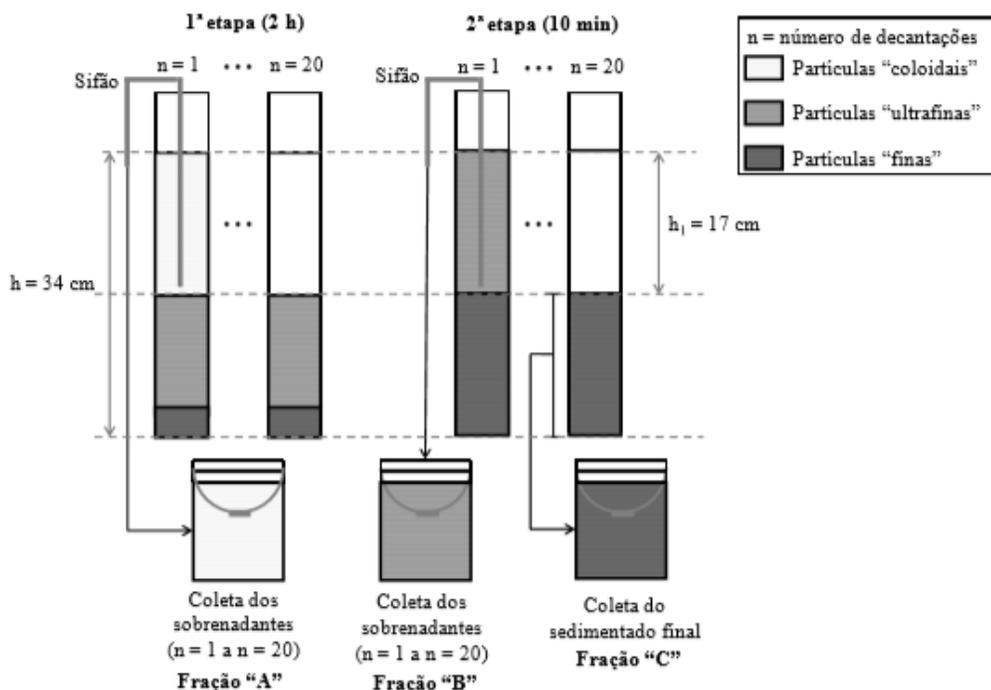
Uma análise superficial da recuperação mássica global pode dar a falsa impressão que os 20% atingidos são baixos. Se a análise for extrapolada para o caso deste material, que sempre foi considerado rejeito final, a recuperação de 20% em *pellet feed fines* ricos e extremamente finos, o resultado passa a ser extremamente vantajoso. Considerando que, após a implantação do Projeto de Expansão serão geradas 970 t/h de lama (cerca de 7.100.000 t por ano), a recuperação atingida na deslamagem/flotação possibilitará a produção adicional de mais de 1.400.000 t anuais de concentrado ultrafino, auferindo um delta financeiro importante para a mineradora. (ROCHA, 2008).

Santos (2010) estudou a flotação em colunas para uma amostra de lama da Mina do Pico, de propriedade da Vale, localizada em Itabirito, Minas Gerais. As lamas foram geradas a partir de ensaios em escala piloto, com deslamagem em dois estágios. Para caracterização da lama foi realizado a classificação via sedimentação em proveta.

Esta técnica foi adotada devido à amostra apresentar grande proporção de partículas na faixa de tamanho abaixo do praticado em micro peneiramento. Como alternativa ao micro peneiramento e para que fosse possível a separação do material em frações de tamanho específicas para a realização das análises granuloquímicas, foi então realizado a separação em 3 faixas granulométricas através da técnica de sedimentação. Deste modo as amostras foram classificadas em três frações (A, B, C) segundo sua velocidade terminal (SANTOS, 2010).

A figura 55 (SANTOS, 2010) mostra o método utilizado para a classificação da amostra de lama pelo tempo de sedimentação e a tabela 36 (SANTOS, 2010) os parâmetros utilizados.

Figura 55– Metodologia de Classificação de Lamas pelo Tempo de Sedimentação



Fonte: Santos (2010)

Tabela 36 – Parâmetros Utilizados para a Classificação por Sedimentação

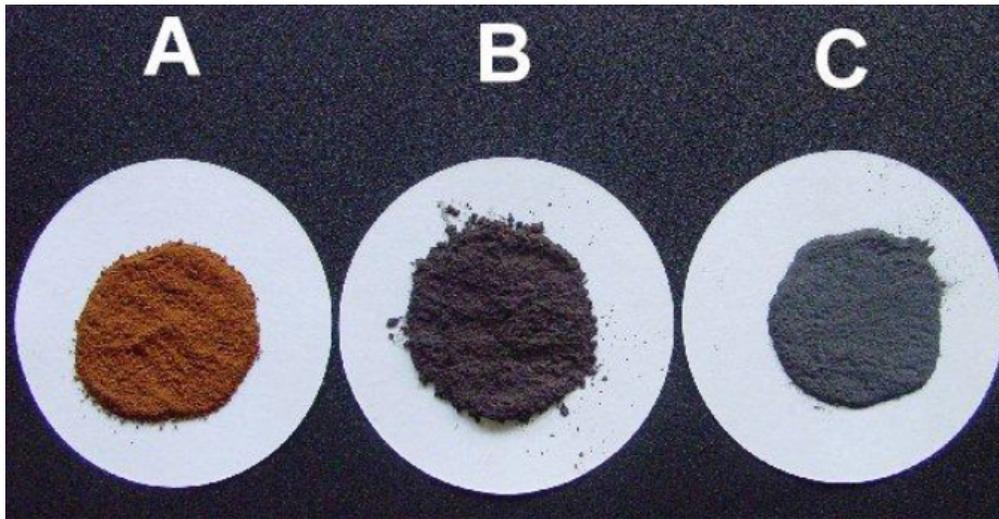
Mineral	Fração A Coloidal	Fração B Ultrafina	Fração C Fina
Tempo de Sedimentação (min)	>120	120 < Ts < 10	<10
Velocidade Terminal de Sedimentação (cm/min)	<0,14	0,14 < Vt < 1,70	>1,70
Diâmetro hidráulico (D _{stokes}) para o Quartzo (µm)	<5,2	5,2 > D > 18,0	>18,0
Diâmetro hidráulico (D _{stokes}) para a Hematita (µm)	<3,2	3,2 > D > 11,0	>11,0

Densidades consideradas : Quartzo 2,6 t/m³, Hematita 5,3 t/m³

Fonte: Santos (2010) Adaptado pelo autor.

A figura 56 (SANTOS, 2010) mostra as três frações, separadas pelo tempo de sedimentação.

Figura 56– Frações de uma Amostra de Lama da Mina do Pico



Fonte: Santos (2010) Adaptado pelo autor

Para a amostra global de lamas e para cada uma das três frações obtidas na classificação por sedimentação foram realizadas análises químicas, granulométricas e quantificações mineralógicas via sistema QEMSCAN de microscopia eletrônica.

O sistema QEMSCAN (*Quantitative Evaluation of Mineralogy by Scanning Electron Microscopy*), anteriormente conhecido como QEM-SEM, é uma técnica desenvolvida pelo CSIRO Minerals (Austrália) para análise mineralógica quantitativa automatizada por análise de imagens, que pode fornecer de forma detalhada a mineralogia, tamanho de partícula e liberação, além de fornecer rapidamente informações sobre a composição de superfície e interior das partículas, intercrescimentos e associação de minerais (SANTOS, 2010).

A tabela 37 (SANTOS, 2010) mostra os teores e a granulometria para as três alíquotas obtidas e para a amostra global, enquanto que a tabela 38 (SANTOS, 2010) mostra a quantificação mineralógica para as três alíquotas e para a amostra global.

Tabela 37 – Composição Química e Granulometria de uma Amostra de Lama da Mina do Pico

Amostra	Partição (%)	D ₉₀ (microns)	D ₅₀ (microns)	D ₁₀ (microns)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	Mn (%)	PPC (%)
Fração A	60,5	3,9	1,0	0,3	44,5	10,3	11,8	0,31	0,51	11,9
Fração B	24,8	18,4	9,3	2,6	54,5	9,6	5,7	0,11	0,18	5,8
Fração C	14,7	22,1	11,9	5,4	63,6	6,6	0,8	0,02	0,06	1,0
Global	100	13,1	2,7	0,5	49,8	9,6	8,7	0,22	0,36	8,8

Fonte: Santos (2010) Adaptado pelo autor.

Tabela 38 – Quantificação Mineralógica de uma Amostra de Lama da Mina do Pico

Amostra	Caulinita/ Goethita	Quartzo	Fe Oxi/Hidróxidos	Gibbsita
Fração A	26,5	ND	72,5	0,2
Fração B	6,4	2,4	89,1	1,2
Fração C	1,3	3,6	94,2	0,4
Global Analisada	17,2	0,7	80,0	0,6
Global Calculada	17,8	1,1	79,8	0,5

Fonte: Santos (2010) Adaptado pelo autor.

De acordo com os resultados de quantificação mineralógica apresentados na tabela 38, a caulinita associada à goethita é o principal mineral de ganga da amostra de lama analisada e está concentrado na fração A (fração coloidal).

O quartzo e a gibbsita correspondem a menos de 2% da amostra analisada e se encontram nas frações mais grossas da amostra.

Para os estudos de flotação foi utilizada uma coluna de laboratório com 27 mm de diâmetro e 2 m de altura (volume total de 1,15 L). Foram estudadas as seguintes rotas de flotação:

- flotação aniônica direta (AM-U) com coletores de partículas portadoras de ferro, do tipo ácido graxo (oleato de sódio, tall oil e ácido oléico emulsificado);
- flotação aniônica direta (AM-S) com injeção de bolhas intermediárias (BI), utilizando ácido oleico emulsificado como coletor;
- flotação catiônica reversa com amostras “classificadas”, ou seja, com a retirada de parte dos ultrafinos. Nesta rota foi utilizado o amido como depressor dos minerais de ferro e amina como coletor de sílica;

d) flotação reversa extender com óleo diesel emulsificado e com condicionamento em alta intensidade (CAI). Nesta rota também foram utilizadas amostras classificadas.

A tabela 39 (SANTOS, 2010) mostra os valores de recuperação em massa e metalúrgica e os teores de Fe, SiO₂ e Al₂O₃ no concentrado para cada uma das rotas de flotação direta descritas acima. Os resultados apresentados correspondem à condição de ensaio para a qual foi obtida a maior recuperação metalúrgica.

Tabela 39 – Resultados de Ensaio de Flotação Direta uma Amostra de Lama da Mina do Pico

Flotação	Reagente	Recuperação Massa (%)	Recuperação Metalúrgica (%)	Fe - Conc (%)	SiO ₂ - Conc (%)	Al ₂ O ₃ - Conc (%)
Aniônica Direta AM-U	Oleato de Sódio	21,3	26,4	59,9	3,6	4,8
Aniônica Direta AM-U	Tal Oil	40,9	45,4	56,0	4,8	6,6
Aniônica Direta AM-U	Ácido Oléico Emulsificado	25,7	31,3	60,0	3,3	4,5
Aniônica Direta AM-S - Microbolhas	Ácido Oléico Emulsificado	28,9	32,9	56,2	6,7	5,2

Fonte: Santos (2010) Adaptado pelo autor.

Para nenhuma das alternativas de flotação direta estudada foi possível a obtenção de concentrados com teores acima de 60% de Fe. Além disso, a recuperação metalúrgica obtida foi menor que 50% para todos os ensaios.

Para a classificação das amostras foram utilizados dois métodos com a obtenção de duas amostras classificadas distintas. Esse método permitiu avaliar o efeito da deslamagem na flotação.

A amostra classificada 1 foi preparada seguindo o mesmo método utilizado no preparo da amostra para caracterização granulométrica, ou seja, a classificação foi realizada visando obter um *underflow* limpo, através de 20 decantações, com a eliminação quase que completa da fração menor que 1 µm.

A amostra classificada 2 foi preparada conforme o método de deslamagem em balde, com polpa com concentração de sólidos de 10% em peso, pH 11 e dispersão da polpa com soda cáustica. O procedimento considerou duas etapas de deslamagem, com um tempo de sedimentação de 20 minutos para cada etapa.

A tabela 40 (SANTOS, 2010) mostra os resultados da classificação das amostras conforme os dois métodos avaliados, quais sejam, tempo de sedimentação e deslamagem em balde.

Tabela 40 – Resultados de Classificação de uma Amostra de Lama da Mina do Pico

Método de Classificação	Fluxo	Partição (%)	Granulometria (microns)			Química Global (%)		
			D ₉₀	D ₅₀	D ₁₀	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Tempo de Sedimentação	Alimentação	100,0	ND	ND	ND	49,1	10,0	9,2
	Underflow	37,4	19,3	10,2	2,8	57,3	9,0	4,0
	Overflow*	62,6	ND	ND	ND	44,2	10,5	12,3
Deslamagem em Balde	Alimentação	100,0	ND	ND	ND	49,1	10,0	9,2
	Underflow	31,2	24,3	9,4	1,4	56,4	9,8	5,0
	Overflow	68,8	ND	ND	ND	45,0	11,0	11,7

*Valores de química calculados

Fonte: Santos (2010) Adaptado pelo autor.

Apesar da diferença de método não é possível observar, a partir das análises químicas e granulométricas, diferenças significativas entre os *underflows* obtidos. A classificação pelo tempo de sedimentação apresentou maior partição em massa para o *underflow*, o que é indicativo de maior seletividade do método, muito embora não houvesse comprovação, pois não foi efetuada análise granulométrica do *overflow* das classificações.

A tabela 41 (SANTOS, 2010) mostra os resultados dos ensaios de flotação reversa realizados com as amostras de lamas classificadas do Pico. As colunas de recuperação em massa e metalúrgica incluem as recuperações da etapa de classificação, mostradas na tabela 40.

Tabela 41 – Resultados de Ensaios de Flotação Reversa com uma Amostra de Lama Classificada da Mina do Pico

Método de Classificação	Flotação	Reagente	Recuperação Massa (%)	Recuperação Metalúrgica (%)	Fe - Conc (%)	SiO ₂ - Conc (%)	Al ₂ O ₃ - Conc (%)
Tempo de Sedimentação	Catiônica Reversa	Amina e Amido	32,8	42,3	63,38	2,65	2,16
	Extender com CAI	Óleo Diesel Emulsificado	32,7	42,7	64,08	1,76	1,85
Deslamagem em Balde	Catiônica Reversa	Amina e Amido	25,9	31,2	59,13	5,63	4,19
	Extender com CAI	Óleo Diesel Emulsificado	26,0	31,8	59,93	4,49	3,87

Fonte: Santos (2010) Adaptado pelo autor.

A partir dos resultados da tabela 41 (SANTOS, 2010) é possível observar que a amostra classificada pelo tempo de sedimentação apresentou desempenho na flotação superior a amostra classificada por deslamagem em balde, com aumento da recuperação em massa e maior teor de Fe no concentrado.

A utilização de condicionamento de alta intensidade e óleo diesel emulsificado como depressor resultou, para as duas amostras testadas, uma melhora na qualidade, mediante aumento de aproximadamente 0,7% no teor de Fe do concentrado, sem comprometer a recuperação em massa.

Os resultados obtidos na flotação catiônica reversa com a lama classificada II (deslamagem em balde) foram piores, quando comparados aos resultados com a lama classificada I (classificação por tempo de sedimentação), provavelmente pela maior quantidade de argilominerais e pela possível ativação da ganga com íons Ca, Al, Mg ou mesmo íons Fe (SANTOS, 2010).

Sales (2012) estudou alternativas para a concentração das lamas da usina de Brucutu, de propriedade da Vale, localizada em São Gonçalo do Rio Abaixo, Minas Gerais. Para a realização do trabalho foram coletadas três amostras diretamente no recalque do bombeamento do *underflow* do espessador de lamas da usina de Brucutu. Das amostras coletadas, as amostras 1 e 2 foram utilizadas para a caracterização química, granulométrica e de mineralogia e as amostras 2 e 3 foram utilizadas nos ensaios de desenvolvimento das rotas de processo.

A tabela 42 (SALES, 2012) mostra a caracterização química e granulométrica, enquanto a tabela 43 (SALES, 2012) mostra a quantificação mineralógica via difração de raio X das amostras 1 e 2.

Tabela 42 – Granulometria e Química das Lamas da Usina de Brucutu

Amostra	Malha (Microns)	%Retido Simples	%Retido Acumulado	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	Mn (%)	PPC (%)
Amostra 1	420	0,77	0,8						
	300	1,55	2,3						
	210	3,52	5,8						
	150	3,61	9,5	38,74	33,58	4,47	0,084	0,048	5,08
	106	3,35	12,8						
	75	4,73	17,5						
	45	4,3	21,8						
	31,8	4,5	26,3	62,54	7,09	0,75	0,031	0,016	1,84
	22,8	0,98	27,3						
	16,7	3,52	30,8						
	11,6	5,7	36,5	53,89	9,03	5,01	0,107	0,045	7,28
	8,8	4,1	40,6						
	-8,8	59,4	100,0	42,63	12,10	13,44	0,203	0,138	12,98
	Global Calculada		44,37	16,11	9,67	0,155	0,099	9,89	
	Global Analisada		45,91	15,42	9,28	0,155	0,089	8,35	
Amostra 2	420	0	0,0						
	300	0,1	0,1						
	210	0,3	0,4						
	150	0,6	1,0	52,58	22,98	0,79	0,019	0,023	1,34
	106	0,5	1,5						
	75	0,9	2,4						
	45	1,3	3,7						
	34,2	0,9	4,6						
	24,5	0,9	5,5	56,44	10,76	3,19	0,082	0,060	5,37
	17,9	3,1	8,6						
	12,5	9,2	17,8						
	9,4	5,8	23,7	44,66	11,00	12,49	0,180	0,169	11,74
	-9,4	76,3	100,0	46,62	11,41	10,74	0,160	0,148	10,46
	Global Calculada		46,62	11,41	10,74	0,160	0,148	10,46	
	Global Analisada		46,70	10,89	10,21	0,157	0,144	10,29	

Fonte: Sales (2012) Adaptado pelo autor.

Tabela 43 – Mineralogia das Lamas da Usina de Brucutu

Amostra	Malha (Microns)	%Retido Simples	Hematita	Goethita	Quartzo	Caulinita	Gibbsita
Amostra 1	45	21,8	27,1	32,3	30,1	8,0	2,5
	20	5,5	77,1	14,3	7,1	0,0	1,5
	10	13,3	37,6	45,8	9,0	0,0	7,6
	-10	59,4	20,0	48,8	2,5	20,6	8,1
	Global	100,0	27,0	42,9	9,6	14,0	6,4
Amostra 2	45	3,7	65,4	10,6	22,0	2,0	0,0
	10	14,2	46,1	38,5	9,3	3,0	3,1
	-10	82,1	25,2	45,2	3,7	16,6	9,3
	Global	100,0	29,7	43,0	5,2	14,1	8,1

Fonte: Sales (2012) Adaptado pelo autor.

A amostra 2 apresenta-se ligeiramente mais rica em Fe global que a amostra 1, além do seu teor de SiO₂ ser em torno de 5% menor. No entanto, os contaminantes P, Mn, Al₂O₃ e PPC são todos sensivelmente maiores para a segunda amostra. Destaca-se também, um maior teor de Fe na fração +45 µm na amostra 2 (52,58% de Fe), se comparado ao da amostra 1 (38,74% de

Fe). Pela distribuição granulométrica também se observa que a amostra 2 é mais fina. Seu d_{80} é próximo de 10 μm , enquanto o d_{80} da amostra 1 é em torno de 45 μm . (SALES, 2012).

Quanto à mineralogia é possível observar uma forte presença de caulinita e gibsitita, como minerais portadores dos contaminantes, principalmente na fração mais fina do que 0,010 mm, conforme indica a tabela 43. Quanto aos minerais portadores de ferro é possível observar uma predominância da goethita nas frações mais fina do que 0,020 mm e de hematita nas frações mais grosseiras do que 0,020 mm.

As rotas de beneficiamento selecionadas por Sales (2012) foram as seguintes:

- a) rota A: um estágio *rougher* de concentração magnética seguido por um estágio *cleaner* de flotação de bancada. Para a concentração magnética foi utilizado o equipamento piloto Minimag, produzido pela empresa Gaustec. Segundo o mesmo autor, o equipamento simula a operação industrial do concentrador magnético de carrossel;
- b) rota B: Microdeslamagem em dois estágios seguida por flotação convencional de bancada. Para esta rota, também foi avaliada a flotação pneumática (Pneufлот), porém os resultados foram significativamente inferiores aos da flotação convencional;
- c) Rota C: Concentração gravítica, em concentrador tipo Falcon, modelo L40. A rota considerou quatro estágios com reprocessamento do rejeito (*rougher*, *scavenger* 1, 2 e 3). Devido à baixa recuperação em massa e qualidade dos concentrados das etapas *scavenger*, o resultado apresentado considerou apenas a etapa *rougher*;
- d) rota D: concentração magnética em quatro estágios (*rougher*, *cleaner* e *scavenger* 1 e 2). Para esta rota, foi obtida uma nova amostra no mesmo ponto da amostra anterior, mas em outro momento de operação da usina (amostra 3). Nesta rota foi utilizado um concentrador magnético de bancada, WHC – 01B, fabricado pela Inbrás. De acordo com o mesmo autor, assim como o Minimag, este equipamento também representa o concentrador magnético de carrossel, porém em uma escala menor. Devido à baixa recuperação

em massa das etapas *scavenger*, o resultado apresentado considerou apenas a etapa *rougher* e *cleaner*.

A tabela 44 (SALES 2012) mostra a recuperação em massa e os teores de concentrado obtido para cada uma das rotas acima descritas. É importante ressaltar que os valores de recuperação em massa apresentados já consideram perdas relativas às etapas de adensamento e assim não correspondem apenas aos resultados obtidos nos ensaios de concentração.

Tabela 44 – Resultados de Rotas de Concentração para Lamas da Usina de Brucutu

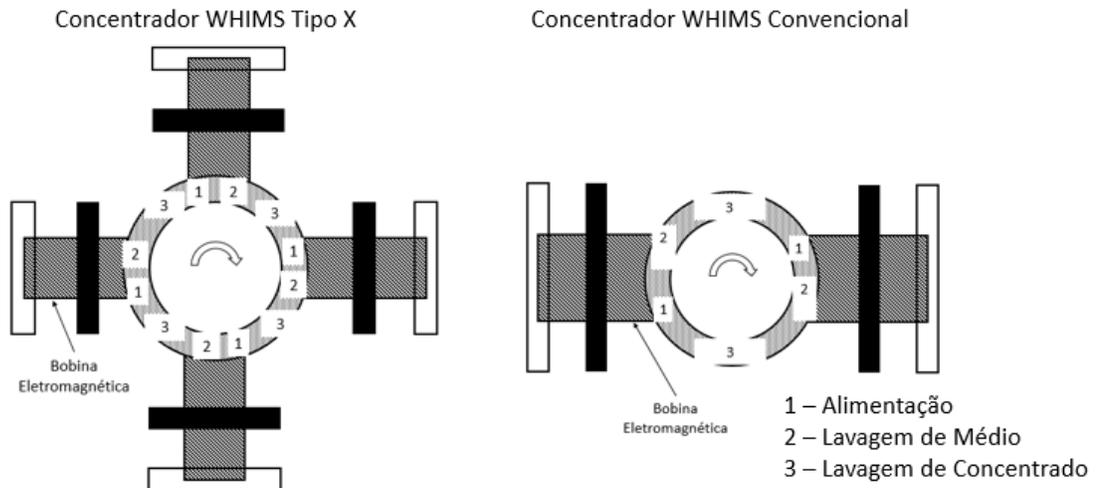
Rota	Fe - Alim (%)	Recuperação Massa (%)	Recuperação Metalúrgica (%)	Fe - Conc (%)	SiO ₂ - Conc (%)	Al ₂ O ₃ - Conc (%)
Rota A	46,3	10,1	14,1	64,4	1,8	2,1
Rota B	46,9	12,1	16,7	64,6	2,2	1,9
Rota C	47,2	13,6	17,7	61,4	7,4	1,7
Rota D	51,2	12,7	16,6	66,8	0,8	0,6

Fonte: Sales (2012) Adaptado pelo autor.

Como o objetivo do presente trabalho é o desenvolvimento de rota de processo de concentração magnética para lamas de minério de ferro, foi conduzido um detalhamento dos ensaios realizados por Sales (2012), relativos à concentração magnética conforme rotas A e D de concentração de lamas.

Para a rota A os ensaios realizados em escala piloto simularam a operação de concentrador de carrossel tradicional e no concentrador tipo X, onde a lavagem de médio é executada junto a alimentação do concentrador magnético, enquanto que o fluxo de médio é descarregado junto com o rejeito. Esta alternativa permite aumentar o número de pontos de alimentação do equipamento e assim maximizar a capacidade de alimentação. A figura 57 mostra uma comparação esquemática dos dois tipos de concentradores magnéticos de carrossel.

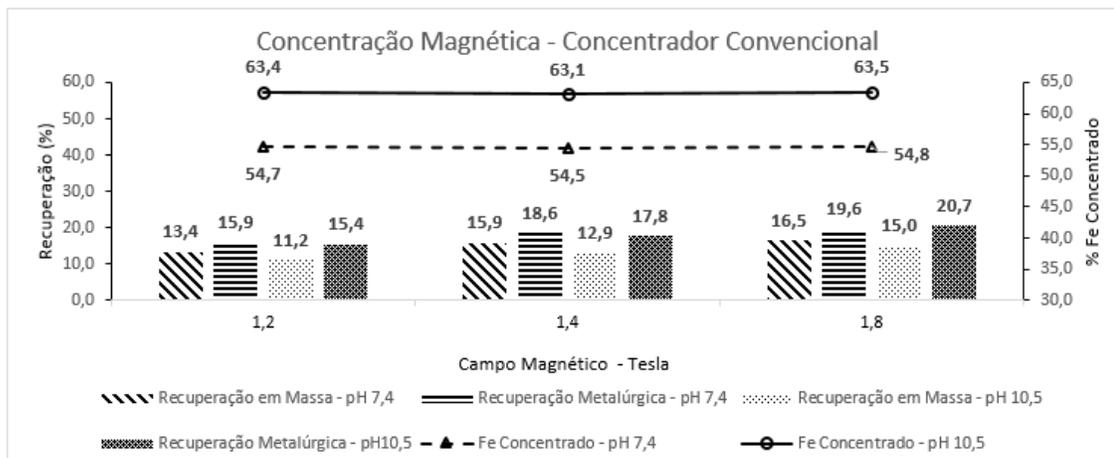
Figura 57– Desenho Esquemático do Concentrador de Carrossel Convencional e Tipo X



Fonte: Próprio autor.

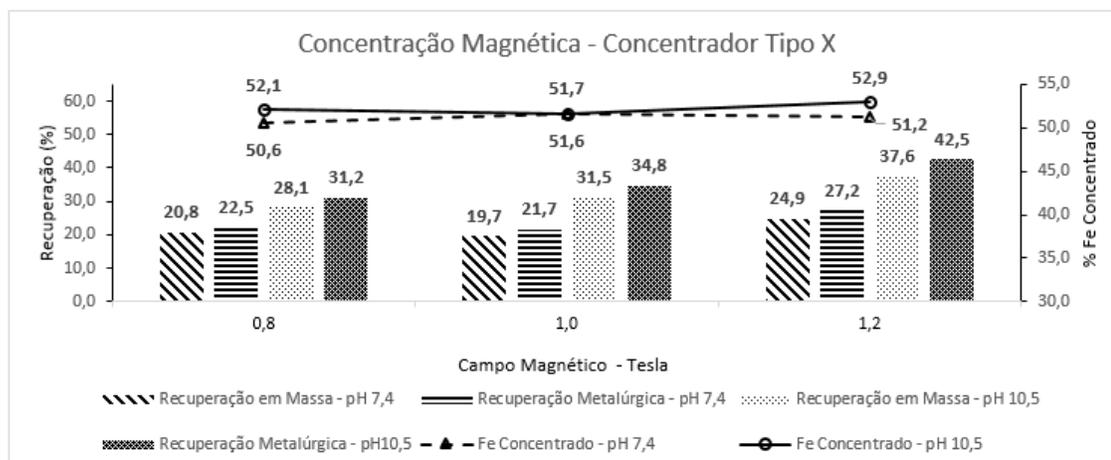
As variáveis exploradas por Sales (2012) nos ensaios de concentração magnética foram o campo magnético e o pH da polpa, este último para avaliação da influência da dispersão dos sólidos na eficiência da concentração magnética. As figuras 58 (SALES, 2012) e 59 (SALES, 2012) mostram a recuperação em massa e qualidade do concentrado obtidos nos ensaios realizados, respectivamente, com o concentrador WHIMS convencional e tipo X. Os ensaios foram realizados com abertura das matrizes de 1,5 mm, 30% de sólidos na alimentação, velocidade de rotação do carrossel de 5,0 rpm, 2,5 kgf/cm² de pressão de água de lavagem de médio, além de 5,0 kgf/cm² de pressão de água de lavagem de concentrado.

Figura 58– Resultados de Concentração Magnética Piloto com as Lamas de Brucutu –
Concentrador Magnético Convencional



Fonte: Sales (2012) Adaptado pelo autor.

Figura 59– Resultados de Concentração Magnética Piloto com as Lamas de Brucutu –
Concentrador Magnético Tipo X



Fonte: Sales (2012) Adaptado pelo autor.

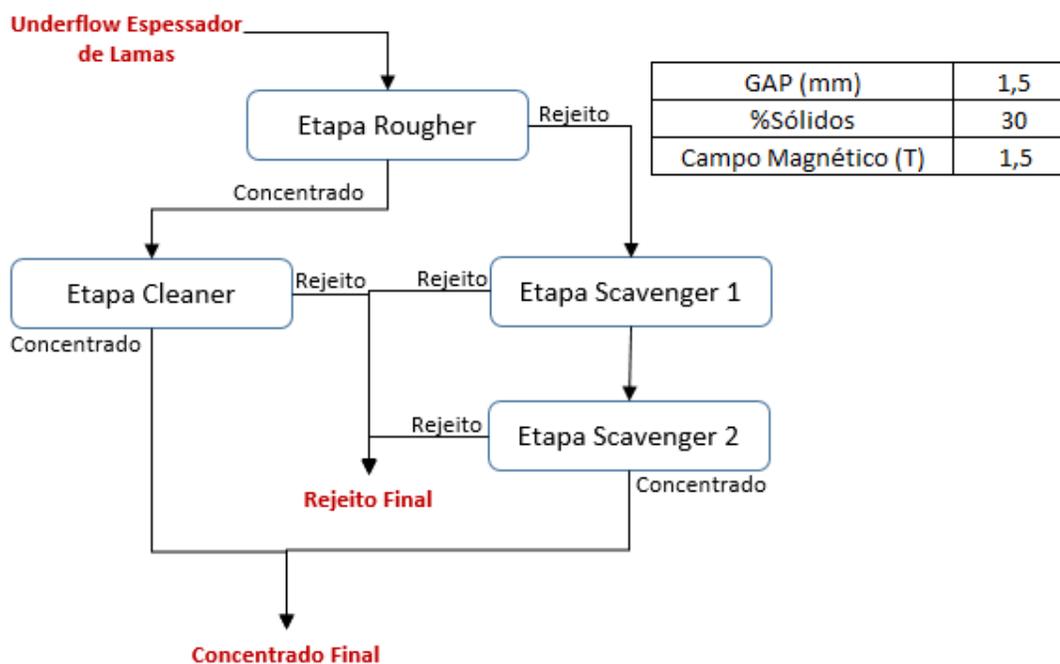
Os teores de Fe no concentrado obtidos com o concentrador tipo X não foram satisfatórios e ficaram entre 50% e 53% para todos os ensaios realizados. No concentrador convencional, os teores de concentrado obtidos com a polpa sem dispersão também não foram satisfatórios e ficaram em torno de 55% de Fe. Com a dispersão da polpa em pH 10,5 foi possível obter no concentrador magnético tradicional, teores de concentrado acima de 63% de Fe. Para esta condição a recuperação em massa foi influenciada pelo campo magnético, chegando a 15% para o campo de 1,8 T.

Para a rota D foi utilizado outro equipamento piloto de concentração magnética, o WHC 01B fabricado pela Inbrás. Teoricamente os dois equipamentos, Minimag e WHC 01B, representam a operação industrial do concentrador magnético de alta intensidade de carrossel, porém o WHC 01B é de menor porte e simula apenas a operação convencional.

A rota D foi a última rota investigada. Conforme citado anteriormente, vale ressaltar que a amostra testada pode possuir algumas características distintas das demais. Embora represente o mesmo fluxo (*underflow* do espessador de lamelas de Brucutu), esta foi oportunamente coletada em um momento de operação de usina distinto da anterior. Sendo assim, suas características químicas, físicas e mineralógicas (ainda que não tenha sido realizada uma caracterização específica para esta última), não devem ser exatamente iguais aos da amostra 1 e 2 (SALES, 2012).

Para a rota D foi testado um circuito de quatro estágios de concentração magnética, com as etapas *rougher*, *cleaner* e duas etapas *scavenger*. Para todas as etapas foram considerados os mesmos parâmetros de operação da concentração magnética, com abertura das matrizes de 2,5 mm, campo magnético de 1,5 T e 30% de sólidos na alimentação. A figura 60 mostra, de forma esquemática, a rota de processo avaliada e os parâmetros utilizados no concentrador magnético.

Figura 60– Fluxograma Macro da Rota de Concentração Magnética para as Lamas de Brucutu



Fonte: Sales (2012) Adaptado pelo autor.

A tabela 45 mostra os resultados obtidos em cada etapa de concentração magnética. Conforme mencionado anteriormente, para simulação do circuito industrial foi considerada apenas as etapas *rougher* e *cleaner*, devido à baixa recuperação em massa da etapa *scavenger*.

Tabela 45 – Resultados de Concentração Magnética para as lamas de Brucutu

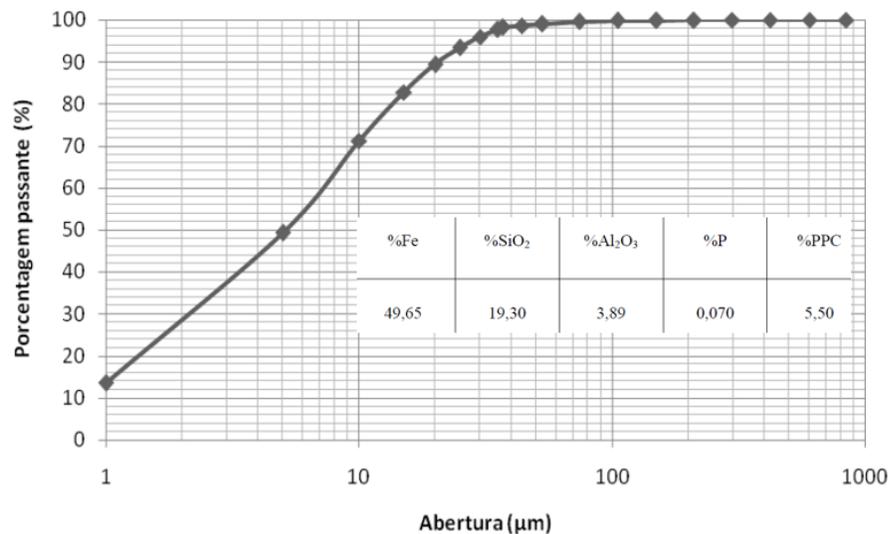
Etapa de Concentração Magnética	Fluxo	Partição (%)	Química Global					PPC
			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	
Rougher	Alimentação	100,0	51,17	9,25	0,168	7,88	0,081	8,97
	Concentrado	27,8	63,84	1,74	0,089	2,06	0,045	4,26
	Rejeito	72,2	46,30	12,14	0,198	10,12	0,095	10,78
Cleaner	Alimentação	100,0	63,84	1,74	0,089	2,06	0,045	4,26
	Concentrado	68,2	66,76	0,76	0,055	0,97	0,029	2,45
	Rejeito	31,8	57,58	3,83	0,161	4,39	0,080	8,14
Scavenger 1	Alimentação	100,0	46,30	12,14	0,198	10,12	0,095	10,78
	Concentrado	3,4	62,33	1,49	0,130	2,45	0,064	6,07
	Rejeito	96,6	45,73	12,52	0,201	10,39	0,096	10,95
Scavenger 2	Alimentação	100,0	62,33	1,49	0,130	2,45	0,064	6,07
	Concentrado	37,5	65,24	1,02	0,093	1,60	0,048	3,63
	Rejeito	62,5	60,59	1,77	0,152	2,96	0,073	7,53

Fonte: Sales (2012) Adaptado pelo autor.

Embora esta amostra se apresentasse mais rica, pode-se afirmar que a rota D, a qual se empregou um concentrador eletromagnético de alta intensidade em escala de bancada, foi a que apresentou melhores resultados, de maneira geral. Além dos maiores valores obtidos de recuperação mássica (18,9%) e metalúrgica (24,7%), comparado às demais rotas estudadas, observa-se também um maior índice de seletividade ($I.S. \text{Gaudin} = 4,56$) e produtos com melhores qualidades químicas. (SALES, 2012).

Castro (2012) estudou alternativas para a concentração das lamas do Concentrador 1 de Germano, de propriedade da Samarco, localizado em Mariana, Minas Gerais. A amostra utilizada no trabalho foi tomada durante seis dias no amostrador da tubulação geral de lamas da usina. A caracterização química e granulométrica da amostra é mostrada na figura 61 (CASTRO, 2012).

Figura 61– Caracterização de uma Amostra de Lama do Concentrador 1 de Germano



Fonte: Castro (2012) Adaptado pelo autor.

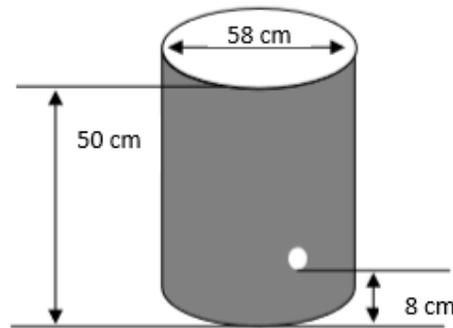
Os ensaios de concentração realizados por Castro (2012) consistiram na microdeslamagem em tambor de 200 litros, seguida de flotação em células convencionais do *underflow* da deslamagem.

A lama usina foi colocada em tambores de 200 L, até o volume de 132 L (50cm de altura), dispersada manualmente, com auxílio de um bastão, e o pH foi ajustado para 11, com adição de hidróxido de sódio, diluído a 50% p/v. O percentual de sólidos foi mantido tal qual amostrado, variando entre 4% e 6%. Posteriormente, os tambores foram colocados em repouso e ao final de um

tempo pré-determinado (2 horas) foi coletado o sobrenadante de cada tambor. Esse sobrenadante foi coletado através de um registro localizado a 8 cm de altura. Os tambores foram preenchidos novamente com água até o volume de 132 L, a polpa agitada manualmente e o pH ajustado para 11. Esse procedimento foi repetido por mais 2 vezes. (CASTRO, 2012).

A figura 62 (CASTRO, 2012) mostra de forma esquemática o processo de microdeslamagem em tambor.

Figura 62– Desenho Esquemático da Microdeslamagem em Tambor



Fonte: Castro (2012) Adaptado pelo autor

O tempo de sedimentação de 2 horas foi calculado utilizando a lei de Stokes, para cálculo da velocidade terminal de sedimentação de uma partícula em meio fluido, representada pela equação 3.14.

$$V_t = \frac{d_p^2 g (\rho_p - \rho_L)}{18\eta} \quad (3.14)$$

Onde:

V_t = Velocidade Terminal (m/s)

d_p = Diâmetro da Partícula (m)

ρ_p = Densidade da Partícula (kg/m³)

ρ_L = Densidade do Fluido (kg/m³)

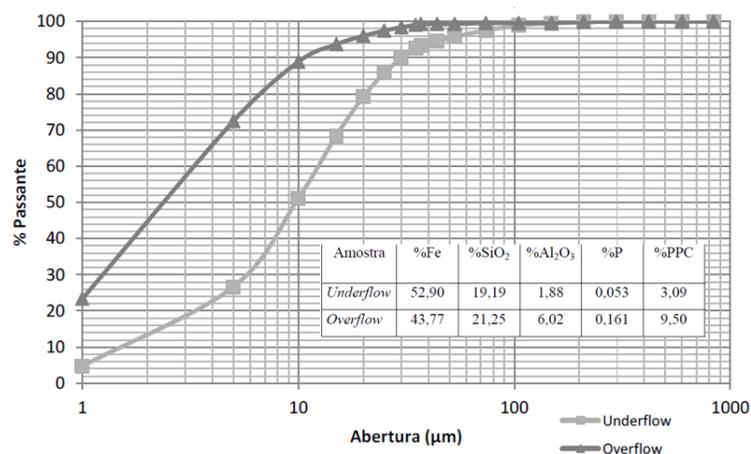
g = Aceleração da Gravidade (m/s²)

η = Viscosidade do Fluido (N·s/m²)

De acordo com essa equação e considerando que o fluido tem as mesmas características da água (densidade de 1.000 kg/m³ e viscosidade de 0,001 N·s/m²) uma partícula de hematita (densidade de 5.300 kg/m³) de 5 µm de diâmetro, tem uma velocidade de sedimentação de 21 cm/h e dessa forma demora 2 horas para percorrer a distância de 42 cm entre o topo do tambor e o registro.

A microdeslamagem resultou em 49,2% de partição em massa para *underflow*. A figura 63 (CASTRO, 2012) mostra a granulometria e os teores do *underflow* e *overflow* obtidos na microdeslamagem e a figura 64 (CASTRO, 2012) mostra a imagem dos produtos da microdeslamagem em tambor após o desaguamento.

Figura 63– Resultados de Microdeslamagem para as Lamas do Concentrador 1 de Germano



Fonte: Castro (2012) Adaptado pelo autor.

Figura 64– Fotografia dos Produtos da Microdeslamagem em Tambor para as Lamas do Concentrador 1 de Germano

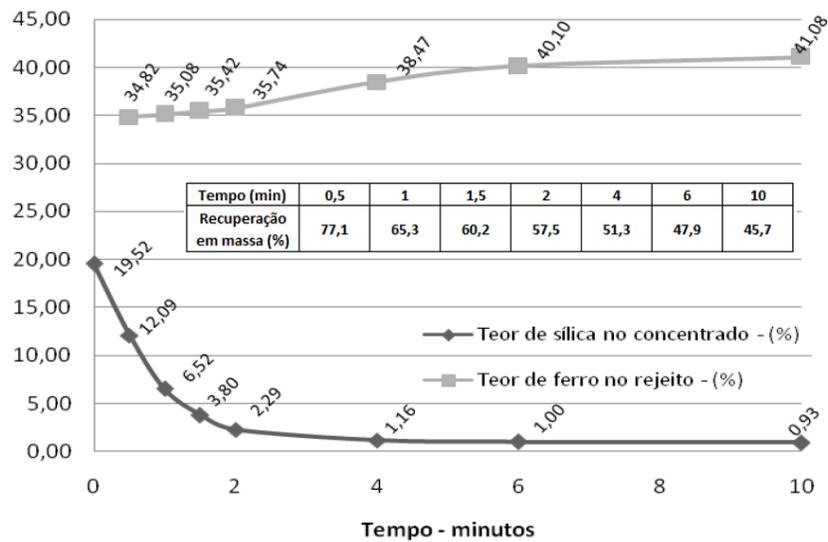


Fonte: Castro (2012).

A microdeslamagem em tambor mostrou ser um eficiente método de classificação, sendo as evidências mais relevantes: as diferenças de cor, granulometria e área superficial apresentadas entre os produtos dessa classificação. Além disso, ocorreu uma concentração de ferro para o *underflow* da microdeslamagem em tambor (alimentação da flotação) concomitantemente com a redução dos argilominerais portadores de alumina e fósforo (CASTRO, 2012).

A partir do *underflow* da microdeslamagem, Castro (2012) realizou um ensaio de cinética de flotação, para obtenção da qualidade e recuperação em massa em função do tempo de flotação. A figura 65 (CASTRO, 2012) mostra o teor de SiO_2 no concentrado, Fe no rejeito e recuperação em massa para a flotação do *underflow* da microdeslamagem, em função do tempo de flotação.

Figura 65– Resultados de Flotação para Lamas do Concentrador 1 de Germano



Fonte: Castro (2012)

A microdeslamagem e a flotação mostraram ser uma rota de processo capaz de concentrar o *overflow* dos ciclones de 101,6 mm (4 polegadas) de diâmetro do Concentrador I da Samarco, revertendo-se em um melhor aproveitamento de seus recursos naturais não renováveis (CASTRO, 2012).

Os estudos de concentração de lamas apresentados mostram ser possível a obtenção de concentrados com teor de SiO_2 abaixo de 1,0% com a rota de “redeslamagem” e flotação catiônica reversa, com reagentes convencionais para todas as amostras testadas, com exceção das lamas da mina do Pico, que gerou um concentrado de 2,65% de SiO_2 . A recuperação em massa global para esta rota variou de 34% para o trabalho de Oliveira (2006) com as lamas da usina de Conceição, a 12% para o trabalho de Sales (2012) com as lamas da usina de Brucutu, sendo função principalmente da recuperação em massa da deslamagem. Esses resultados permitem concluir que as lamas de minério de ferro possuem bom potencial de recuperação, gerando concentrados com qualidade compatível com as especificações estipuladas.

Outro aspecto que ficou evidente foi a presença de caulinita como mineral portador de sílica nas frações menores que 0,010 mm, mostrando que, para a recuperação dos minerais de ferro nessa faixa granulométrica, a flotação catiônica reversa com reagentes convencionais não é a rota mais adequada e que a

deslamagem deve ser eficiente na remoção destes contaminantes para garantir o bom desempenho da flotação.

Os estudos apresentados também comprovaram a variabilidade das lamas, inclusive aquelas investigadas por Sales (2012), revelando variações significativas de teores e granulometria nas três amostragens realizadas na mesma usina de concentração.

4 MATERIAIS E MÉTODOS

Conforme descrito anteriormente, o objetivo deste trabalho foi avaliar a utilização da concentração magnética de alto campo para a concentração de minerais de minério de ferro contidos em frações ultrafinas (lamas). Os equipamentos utilizados foram os concentradores magnéticos de alta intensidade de carrossel e vertical.

As principais etapas do trabalho e respectivos objetivos estão listadas a seguir:

- a) execução de ensaios em escala de bancada. Esta etapa consistiu na realização de ensaios de curta duração, em escala de bancada, em concentradores magnéticos de carrossel. O objetivo desta etapa foi avaliar, de forma qualitativa, a recuperação em massa e a qualidade do concentrado obtidas no processo de concentração magnética das lamaz. Os resultados obtidos, não necessariamente, têm relação direta com a operação industrial, devido ao efeito escala dos equipamentos de laboratório;
- b) execução de ensaios em escala piloto. Nesta etapa foram avaliadas a influência tanto de parâmetros de processo, como percentual de sólidos e campo magnético aplicado nas matrizes, quanto de parâmetros de projeto, como desenho e abertura das matrizes, bem como velocidade de rotação. Nesta etapa do trabalho foram realizados ensaios nos concentradores magnéticos de carrossel e vertical. Para o concentrador magnético de carrossel foi utilizado o concentrador Minimag®, produzido pela empresa Gaustec, e para o concentrador vertical foi utilizado o concentrador LGS-500EX® fabricado pela empresa Longhi. Para a realização dos ensaios em escala de bancada e piloto, foi coletada uma amostra de grande volume de lamaz da usina de VGR 2. A amostra foi obtida no recalque da bomba de underflow do espessador de lamaz, em amostrador de polpa tipo Vezin. A amostragem foi pontual, em um período considerado de estabilidade operacional da usina. Desta forma a

amostra não representa a variabilidade das lamas de VGR 2, porém todos os resultados obtidos nos ensaios são comparáveis, pois se trata da mesma amostra. Essa amostra foi submetida a uma caracterização inicial, composta por análise química via fluorescência de raios X, análise granulométrica, via granulômetro a laser e mineralogia;

- c) execução de ensaios em escala contínua. Nesta etapa foi montada uma estrutura na usina de Vargem Grande 2 (VGR 2), de propriedade da Vale, localizada em Nova Lima, MG que permitiu a realização de ensaios contínuos de concentração de lamas, alimentado a partir do underflow do espessador. Os ensaios em escala contínua foram realizados no mesmo concentrador magnético vertical piloto, utilizado na etapa anterior. A figura 66 mostra uma visão geral da estrutura montada para a realização dos ensaios de concentração magnética em escala contínua e a figura 67 mostra detalhes da instalação, com foco no painel de controle do concentrador magnético (1), estrutura do concentrador magnético (2) e coleta das amostras (3).

Figura 66– Visão Geral da Estrutura para Realização dos Ensaios de Concentração Magnética em Escala Contínua



Fonte: Próprio autor.

Figura 67– Detalhes da Instalação para Ensaio Contínuo de Concentração Magnética



Fonte: Próprio autor.

Os ensaios contínuos de concentração magnética foram divididos em duas fases. Na primeira fase, foi avaliada a influência das variáveis de processo na operação do concentrador magnético vertical. As variáveis avaliadas foram a vazão de alimentação, o percentual de sólidos de alimentação, frequência de pulsação, a intensidade do campo magnético e a velocidade de rotação do anel.

A segunda fase dos ensaios contínuos de concentração teve por objetivo avaliar a influência da variabilidade das lamelas no processo de concentração magnética. Dessa forma, foram realizados 15 ensaios contínuos de concentração magnética, em dias distintos de operação da usina. Nesta última fase os parâmetros de processo foram mantidos constantes.

4.1 Usina de Vargem Grande 2

Como o desenvolvimento deste trabalho foi baseado nas lamas da usina de Vargem Grande 2, segue um resumo dos dados básicos e critérios de processo dessa instalação⁵.

A usina de Vargem Grande 2 foi projetada para processar os itabiritos friáveis da Mina de Abóboras localizada no município de Nova Lima, MG. A rota para processamento destes minérios foi inicialmente traçada através da caracterização mineralógica e ensaios em escala de bancada com amostras de testemunhos de sondagens. Constatou-se a impossibilidade técnica de se produzir granulado e *sinter feed*, tendo em vista a baixa qualidade dos produtos obtidos. Posteriormente, esta rota foi confirmada com ensaios em usina piloto com amostra de grande volume, representativa da cava máxima de itabiritos de Abóboras.

Desta forma, a rota estabelecida se inicia com a britagem primária do minério na própria mina. O produto da britagem primária alimenta um transportador de correia de longa distância (TCLD) que conduz o minério até uma pilha de regularização. O minério é retomado da pilha e alimenta um circuito de peneiramento e britagem em dois estágios. O material passante no peneiramento secundário, em 16 mm (produto da britagem) é transferido para o pátio de alimentação da usina, com a formação de pilhas de homogeneização.

O minério é retomado da pilha de homogeneização para alimentação do circuito de concentração a úmido. O circuito a úmido se inicia com a moagem em moinho de bolas seguida por uma etapa de classificação em dois estágios de ciclonação, com P_{95} de 0,15 mm. O projeto foi desenvolvido de forma a permitir a operação dos 4 moinhos em paralelo, em único estágio de moagem, ou em série, com 2 moinhos primários em circuito aberto e 2 moinhos secundários em circuito fechado.

A fração com granulometria mais fina que 0,15 mm é então deslamada em três estágios de ciclonação, com o *underflow* da deslamagem seguindo para a

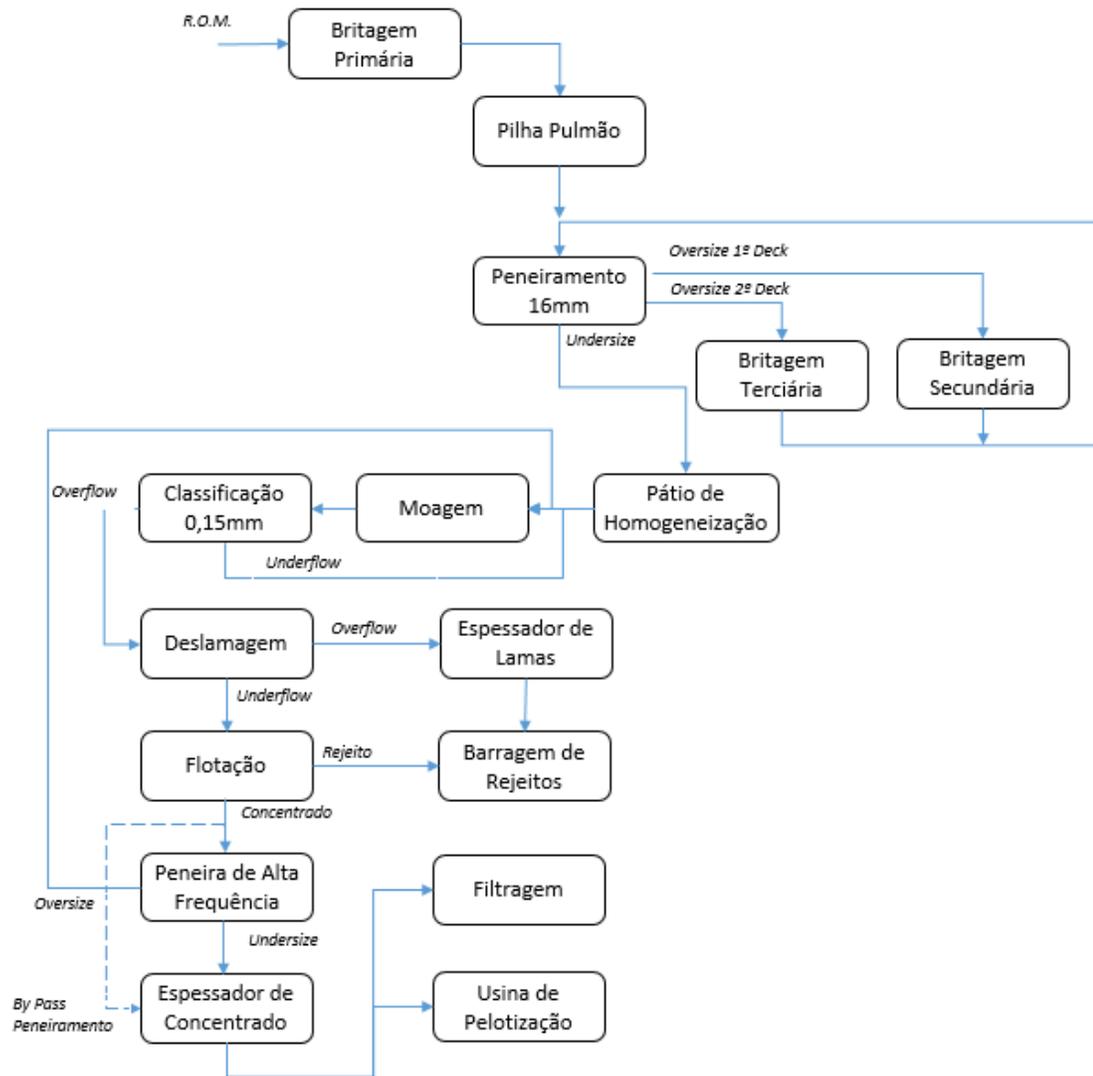
⁵ As informações foram disponibilizadas através do Relatório Técnico GADMF número 0021, Projeto de Expansão Vargem Grande, documento interno Vale emitido em 2010.

flotação em células tanque, em estágios *rougher*, *cleaner*, *recleaner*, *scavenger 1* e *scavenger 2*. O *overflow* da deslamagem (lamas) é espessado e se junta ao rejeito da flotação sendo então bombeados para a barragem de Maravilhas II. O concentrado da flotação passa por uma etapa de peneiramento de alta frequência, em 0,15 mm, para retirar partículas grossas de quartzo remanescentes do processo de flotação. O passante na peneira alimenta o espessador de concentrado, para adequação do percentual de sólidos da polpa para a etapa de filtração à vácuo em filtros de discos. O *pellet feed* filtrado é empilhado no pátio de produtos de Vargem Grande, para carregamento no Terminal Ferroviário de Andaime. O projeto considera também a possibilidade de bombeamento direto do *underflow* do espessador de concentrado para a Unidade de Pelotização de Vargem Grande, sem a necessidade de filtração do *pellet feed*.

A operação da usina de Vargem Grande 2 iniciou-se em dezembro de 2014 e possui uma capacidade de produção de 10 milhões de toneladas por ano de *pellet feed*.

A figura 68 (VALE, 2010) mostra o fluxograma em blocos das instalações industriais de VGR 2, enquanto que a tabela 38 (VALE, 2010), mostra o balanço de massa global da instalação.

Figura 68– Fluxograma de Processo da Usina de Vargem Grande 2



Fonte: Vale (2010).

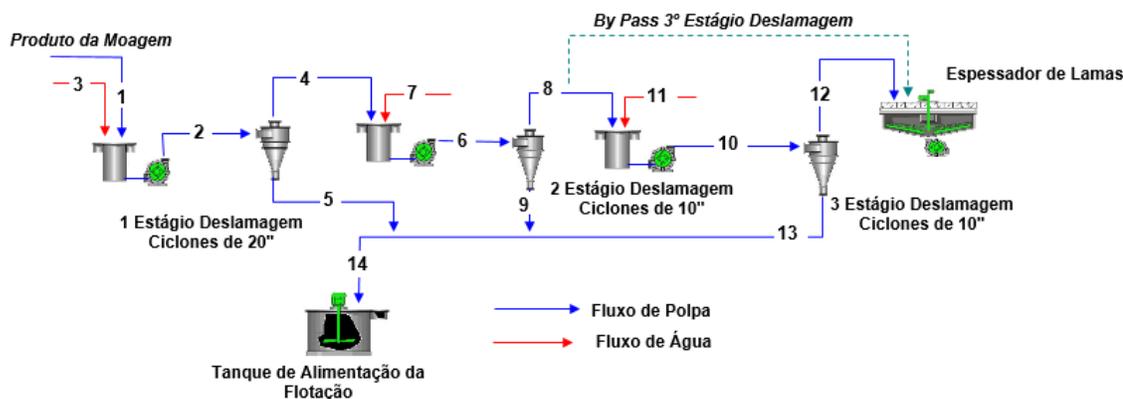
Tabela 46 – Balanço de Massa – Usina de Vargem Grande 2

Fluxo	Massa (Mta)	Partição (%)	Química Global	
			Fe	SiO ₂
Alimentação Usina	22,4	100,0	44,0	35,8
Lamas	4,2	18,6	46,5	31,2
Alimentação Flotação	18,2	81,4	43,4	36,9
Rejeito Flotação	8,2	36,6	12,8	80,8
Rejeito Total	12,4	55,2	24,2	64,1
Pellet Feed	10,0	44,8	68,4	1,0

Fonte: Vale (2010).

O circuito de deslamagem da usina de Vargem Grande 2 foi desenvolvido considerando 3 estágios de ciclonação em série, com reprocessamento do *overflow* do estágio anterior. A figura 69 (VALE, 2010) mostra o fluxograma detalhado do circuito de deslamagem e a tabela 47 (VALE, 2010) o balanço de massa da deslamagem, com as vazões de polpa e referência de granulometria.

Figura 69– Fluxograma da Deslamagem da Usina de Vargem Grande 2



Fonte: Vale (2010).

Tabela 47 – Balanço de Massa – Deslamagem de Vargem Grande 2

Fluxo	Vazão de Massa t/h	% Alimentação Usina	% Sólidos	Vazão de Polpa (m³/h)	Química Global (%)		Granulometria - %Passante Acumulado (µm)			
					Fe	SiO ₂	150	45	25	10
1	2964	103,4	28,0	8.417	44,6	34,8	95,0	56,0	36,6	16,6
2	2964	103,4	25,0	9.696	44,6	34,8	95,0	56,0	36,6	16,6
3				1.279						
4	1205	42,1	12,7	8.635	44,1	34,7	100,0	97,4	80,2	37,9
5	1758	61,3	75,0	1.061	45,0	34,9	91,5	27,7	6,8	1,9
6	1205	42,1	12,5	8.767	44,1	34,7	100,0	97,4	80,2	37,9
7				133						
8	812	28,3	8,9	8.528	44,4	34,0	100,0	100,0	96,4	53,5
9	393	13,7	75,0	239	43,3	36,1	100,0	92,0	46,8	5,7
10	812	28,3	8,7	8.747	44,4	34,0	100,0	100,0	96,4	53,5
11				219						
12	534	18,6	6,1	8.400	46,5	31,2	100,0	100,0	100,0	71,1
13	279	9,7	51,0	347	40,3	39,4	100,0	99,9	89,5	19,9
14	2430	84,8	71,1	1.648	44,2	35,6	93,9	46,4	22,7	4,6

1 - Considera a alimentação nova mais a recirculação do Oversize da Peneira de Alta Frequência

Fonte: Vale (2010).

4.2 Caracterização das Amostras

As amostras de lamas obtidas no *underflow* do espessador de lamas da usina de Vargem Grande 2 foram caracterizadas pelo Centro de Pesquisa Tecnológicas (CPT), localizado em Mariana, MG, de propriedade da Vale, de acordo com os procedimentos descritos abaixo.

Preparação Inicial das Amostras⁶: As amostras foram inicialmente submetidas às etapas de homogeneização e quarteamento. Como as amostras de lamas se encontravam em polpa, foi inicialmente utilizado um divisor de polpa, auxiliado por ar comprimido, conforme mostra a figura 70. Este equipamento mantém a polpa em suspensão pela injeção de ar comprimido e o fluxo é dividido entre as diferentes saídas, em cada uma das quais a alíquota é obtida.

Figura 70– Quarteador de Amostra



Fonte: Vale (2018).

Após a redução do volume de polpa da amostra para um volume inferior a 10 litros, o quarteamento foi realizado via sifonamento, em um pequeno recipiente (volume inferior a 10 litros) onde a polpa foi mantida em suspensão por agitação mecânica.

⁶ Procedimento (PRO) número 007912, documento interno Vale

Caracterização Granulométrica⁷: A alíquota obtida no quarteamento de polpa foi submetida à análise granulométrica a úmido. O material correspondente a cada uma das frações granulométricas foi seco em estufa a 105°C. Para a microanálise granulométrica efetuou-se um peneiramento na malha de 0,045 mm em outra alíquota da amostra. O material passante neste peneiramento foi então submetido à agitação mecânica, sendo sifonada uma alíquota para a realização da análise granulométrica utilizando-se granulômetro a laser (Mastersizer Malvern – modelo 2000). A figura 71 mostra o peneirador série micro e o granulômetro a laser.

Figura 71– Peneirador Série Micro e Granulômetro a Laser



Fonte: Vale (2018).

Para a geração de massa para análise química por faixa granulométrica para frações abaixo de 0,045 mm foi utilizado o *cyclosizer*.

O *cyclosizer* funciona através de um conjunto de hidrociclones invertidos ligados em série. Esse conjunto é utilizado na determinação da distribuição granulométrica de amostras de minérios, na faixa de, aproximadamente, 10 µm a 50 µm. As partículas mais finas são separadas das partículas mais grossas por meio de uma corrente ascendente de fluido (água) de modo que as partículas mais finas acompanhem o fluxo ascendente e as partículas maiores afundem.

O tamanho das partículas nas distribuições medidas com o *cyclosizer* é definido como um tamanho equivalente de Stokes. Estes tamanhos podem ser facilmente convertidos para tamanhos equivalentes de peneira, quando a

⁷ Procedimentos (PRO) número 007913 e 007927, documentos internos Vale

densidade das partículas é conhecida. O *cyclosizer* dispõe de 5 ciclones invertidos, onde ocorre a separação, aprisionando as amostras em seus respectivos compartimentos. Geralmente, os materiais retidos nesses compartimentos são levados para análises químicas (ROCHA, 2008).

Como o *cyclosizer* e o granulômetro a laser utilizam propriedades distintas para separação das partículas por tamanho é comum que ocorram diferenças entre as curvas granulométricas obtidas.

Análise Química: As análises químicas foram realizadas nos laboratórios químico das minas de Alegria e Vargem Grande, localizadas respectivamente em Mariana, MG e Nova Lima, MG, ambas de propriedade da Vale. O método utilizado para as análises foi a fluorescência de raios X - FRX, sendo analisados os seguintes elementos/compostos: Fe, SiO₂, P, Al₂O₃, Mn, TiO₂, CaO e MgO. O valor de PPC foi obtido via gravimetria e pode ser negativo quando o material apresenta compostos não totalmente oxidados e há ganho de massa (oxigênio) durante a calcinação.

Densidade Real⁸: A densidade real dos sólidos foi determinada conforme a norma norte-americana ASTM D5550-14 (*Standard Test Method for Specific Gravity of Soil Solids by Gas Pycnometer*, 2014), pelo método de picnometria a gás (Hélio), em equipamento *Pentapycnometer*, da marca Quantachrome®. Para as análises foi utilizada célula com volume de 60 cm³, sendo a amostra previamente pulverizada em moinho Herzog HSM 100-D e completamente seca em estufa a 105°C ± 5°C. Após a amostra atingir a temperatura ambiente, as determinações foram conduzidas em sala com controle de temperatura (21 ± 2 °C). A análise foi realizada com tempo de purga de 5 minutos, pressão de 17 psi, em triplicata, sendo adotado como resultado final a média dos resultados individuais. A massa da amostra foi obtida em balança de precisão acoplada ao picnômetro, com transferência automática de dados. A figura 72 mostra o picnômetro a Hélio acoplado a balança de precisão.

⁸ Procedimento (PRO) número 007874, documento interno Vale

Figura 72– Picnômetro a Hélio Acoplado a Balança de Precisão



Fonte: Vale (2018).

Análise Mineralógica: A caracterização mineralógica foi realizada no Centro de Desenvolvimento Mineral (CDM), localizado em Santa Luzia, MG, de propriedade da Vale, utilizando a combinação dos métodos analíticos de QEMSCAN, MEV e DRX, conforme descrição abaixo:

- a) QEMSCAN (Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy): análise mineralógica automatizada em microscópio eletrônico de varredura (MEV) com detectores EDS (Energy-Dispersive X-ray Spectroscopy) acoplados, os quais determinam a composição química pontualmente em uma amostra. Através de um software específico (iDiscover), a composição química pontual é comparada com um banco de dados, sendo feita a conversão em fases minerais, gerando assim um mapa mineralógico. Através dessas análises, além da composição modal quantitativa, obtêm-se informações de textura e associações mineralógicas, assim como do grau de liberação dos diferentes minerais.
- b) microscopia eletrônica de varredura (MEV) com sistema FEG (field emission gun) de alto vácuo com EDS: geração de imagem das amostras em alta definição e altas magnificações, permitindo uma melhor caracterização das texturas e das associações mineralógicas. As imagens de elétrons retro espalhados (BSE - back-scattered electron) apresentam tonalidades de cinza proporcionais ao contraste composicional entre as fases constituintes. As análises

pontuais por EDS foram realizadas com o objetivo de determinar a composição química aproximada dos minerais e suas variações.

- c) difração de raios-X (DRX): identificação mineralógica através da estrutura cristalina de um mineral, levando-se em consideração o arranjo dos planos cristalográficos constituintes. Esse método é essencial para a identificação de diferentes fases mineralógicas que apresentam a mesma composição química, como é o caso dos óxidos/hidróxidos de Mn e de Fe.

4.3 Ensaio de Bancada

Os ensaios de bancada de concentração magnética de lamas foram realizados nos centros de pesquisa dos fabricantes de concentradores magnéticos, MBE Coal & Minerals Technology GmbH (MBE) e Inbrás Eriez (Inbrás), localizados respectivamente nas cidades de Colônia, na Alemanha e de Diadema, no estado de São Paulo.

Os ensaios foram realizados com a amostra de grande volume obtida na usina de Vargem Grande. A amostra foi quarteada, conforme procedimento descrito anteriormente, sendo enviada uma alíquota de 200 litros de polpa (1 tambor) para cada um dos laboratórios selecionados.

A campanha da MBE consistiu em dois ensaios de concentração magnética, com a variação do campo magnético aplicado. No primeiro ensaio foi utilizado um campo magnético de 1,6 T, enquanto no segundo ensaio foi praticado um campo magnético de 1,4 T. Os dois ensaios incluíram etapas *rougher* e *scavenger*, mantendo-se as mesmas configurações operacionais em ambas as etapas. O equipamento utilizado para os ensaios foi o concentrador magnético tipo carrossel modelo P40®, cuja foto é mostrada na figura 73 (MBE 2016), incluindo os parâmetros utilizados nos ensaios de bancada.

Figura 73– Concentrador Magnético P40®



Fonte: MBE (2016) Adaptado pelo autor.

A campanha da Inbrás consistiu em seis ensaios de concentração magnética no concentrador magnético de carrossel modelo WHC 01B® com variação da abertura das matrizes e do campo magnético aplicado.

Nos três primeiros ensaios foi realizada uma etapa de concentração magnética e, a partir do quarto ensaio, foram realizadas as etapas *rougher* e *scavenger*. A figura 74 (INBRAS 2016) mostra uma foto do concentrador magnético WHC 01B®, enquanto que a tabela 48 apresenta os parâmetros utilizados em cada ensaio.

Figura 74– Concentrador Magnético WHC 01B®



Fonte: INBRAS (2016).

Tabela 48 – Parâmetros dos Ensaios de Concentração Magnética de Bancada

Ensaio	Etapa	Abertura Matrizes (mm)	Campo Magnético (Tesla)
1	Rougher	5,0	0,8
2	Rougher	2,5	1,3
3	Rougher	1,5	1,5
4	Rougher	2,5	1,3
	Scavenger	2,5	1,3
5	Rougher	2,5	1,3
	Scavenger	1,5	1,5
6	Rougher	1,5	1,5
	Scavenger	1,5	1,5

Fonte: Próprio autor.

4.4 Ensaios Piloto – Concentrador Magnético de Carrossel

Para a realização dos ensaios piloto em concentradores magnéticos de carrossel foi utilizado o equipamento Minimag®, cuja foto segue na figura 75 (GAUSTEC, 2016).

Figura 75– Concentrador Magnético Minimag®



Fonte: GAUSTEC (2016).

O concentrador magnético Minimag® foi desenvolvido com o objetivo de representar, em escala piloto, os concentradores magnéticos de carrossel, inclusive com avaliação quantitativa da influência dos parâmetros de processo no desempenho da concentração magnética. As matrizes do concentrador Minimag® possuem a mesma altura das matrizes dos equipamentos industriais e, desta forma, durante os ensaios em escala piloto, as partículas permanecem sob ação do campo magnético pelo mesmo período da operação industrial.

Paula (2014) avaliou a representatividade dos resultados obtidos nos ensaios piloto de concentração magnética com o equipamento Minimag®. Essa avaliação foi realizada a partir de uma série de amostragens industriais, em diferentes usinas de concentração de minério de ferro da Vale, bem como em

ensaios em escala piloto com as amostras obtidas. A tabela 49 (PAULA, 2014) mostra os resultados obtidos nas amostragens industriais e nos ensaios piloto.

Tabela 49 –Comparativo de Resultados – Piloto e Industrial

Usina / Amostragem	Fluxo	Partição (%)	Química Global (%)		Parâmetros do Concentrador Magnético		
			Fe	SiO ₂	% Sólidos Alimentação	Campo Magnético (Tesla)	Abertura Matriz (mm)
Cauê - Industrial	Alimentação	100,0	40,91	40,38			
	Concentrado	63,2	61,00	11,48	55,0	0,9	2,5
	Rejeito	36,8	6,39	90,02			
Cauê - Piloto	Alimentação	100,0	40,05	41,11			
	Concentrado	61,8	60,96	11,10	52,4	0,9	2,5
	Rejeito	38,3	6,28	89,51			
Alegria - Industrial	Alimentação	100,0	9,54	84,69			
	Concentrado	16,0	40,51	39,46	32,2	1,3	1,5
	Rejeito	84,0	3,64	93,30			
Alegria - Piloto	Alimentação	100,0	9,39	85,24			
	Concentrado	12,7	46,16	32,47	30,3	1,3	1,5
	Rejeito	87,4	4,06	92,88			
Brucutu - Industrial	Alimentação	100,0	57,44	16,12			
	Concentrado	87,7	64,24	6,40	35,0	1,3	2,5
	Rejeito	12,3	8,99	85,43			
Brucutu - Piloto	Alimentação	100,0	56,64	17,81			
	Concentrado	87,0	63,49	8,17	35,1	1,3	2,5
	Rejeito	13,0	10,98	82,04			
Pico - Industrial	Alimentação	100,0	57,25	13,80			
	Concentrado	66,6	63,85	5,14	30,0	1,2	3,8
	Rejeito	33,4	44,12	31,02			
Pico - Piloto	Alimentação	100,0	56,98	15,14			
	Concentrado	60,7	66,23	3,08	29,4	1,2	3,8
	Rejeito	39,3	42,68	33,83			

Fonte: Paula (2014) Adaptado pelo autor.

Os resultados de ensaios piloto realizados no concentrador eletromagnético Minimag® podem ser utilizados num projeto de forma direta, sem aplicação de nenhum fator de escala. Isso porque o Minimag® possui os mesmos mecanismos de atuação do concentrador eletromagnético industrial. (PAULA, 2014).

Os ensaios de concentração magnética de lamas em escala piloto no concentrador magnético de carrossel foram realizados no centro de pesquisa da Gaustec, localizado em Nova Lima, MG, conduzidos pelo autor, em conjunto com a equipe de desenvolvimento da Gaustec. Os ensaios tiveram por objetivo avaliar a influência tanto de parâmetros de processo, como percentual de sólidos, vazão de alimentação e campo magnético aplicado nas matrizes, quanto parâmetros de

projeto, como conformação e abertura das matrizes, além da velocidade de rotação do carrossel.

Para um melhor entendimento da influência de cada variável, os ensaios foram divididos em etapas, nas quais foram investigadas, de forma independente, cada uma das variáveis citadas acima, em apenas um estágio de concentração magnética. A tabela 50 mostra os parâmetros utilizados para os ensaios de concentração magnética, em etapa única, conduzidos na GAUSTEC.

Tabela 50 –Parâmetros dos Ensaios Piloto Conduzidos na GAUSTEC – Etapa Única

Parâmetro / Referência	Pressão de Médio (kgf/cm ²)	Rotação (rpm)	Campo Magnético (T)	Vazão Alimentação (% Nominal)	% Sólidos	Abertura Matriz (mm)	Desenho da Matriz
Referência	1,0	4,0	1,8	100%	30%	1,1	Convencional
	0,0	3,0	1,9	+40%	22% ²	1,5	Big Flux
	2,0	7,0	1,6	+20%		0,5	Wave ¹
Valores Avaliados	3,0		1,5	-20%			
				-40%			
				-60%			

1 - Para a matriz Wave foi avaliada apenas a abertura de 1,5mm em função da impossibilidade de introdução da malha de aço para matrizes mais fechadas

2 - O ensaio com 22% de sólidos foi feito para uma vazão de alimentação 60% abaixo da nominal

Fonte: Próprio autor.

Para aumento da recuperação em massa do circuito de concentração de lamas foram realizados também uma série de ensaios considerando o reprocessamento do rejeito e médio em uma etapa *scavenger*. A etapa *scavenger* foi realizada com o mesmo percentual de sólidos obtido no médio e rejeito da etapa *rougher*, portanto, sem adensamento. A tabela 51 mostra os parâmetros utilizados para os ensaios de concentração magnética, em duas etapas, conduzidos na GAUSTEC.

Tabela 51 – Parâmetros dos Ensaios Piloto em Concentrador Magnético de Carrossel da Gaustec – *Rougher e Scavenger*

Parâmetro	Ensaio 1		Ensaio 2		Ensaio 3		Ensaio 4		Ensaio 5		Ensaio 6	
	Rougher	Scavenger										
Pressão de Médio (kgf/cm ²)	1,0		1,0		1,0		1,0		1,0		1,0	
Rotação (rpm)	4,0		4,0		4,0		4,0		4,0		4,0	
Campo Magnético (T)	1,8		1,8	2,0	1,8		1,8		1,8		1,8	
Vazão Alimentação (% Nominal)	100%		100%		-40%		-40%	-60%	-60%		-60%	
% Sólidos	30%	23%	30%	23%	30%	14%	30%	14%	30%	11%	22%	9%
Abertura Matriz (mm)	1,1		1,1	0,5	1,1		1,1		1,1		1,1	
Desenho da Matriz	Convencional											

Fonte: Próprio autor.

A referência para a vazão volumétrica nominal de alimentação do Minimag (m³/h de polpa alimentada) foi obtida junto ao fornecedor do equipamento, sendo função da abertura das matrizes. A tabela 52 (GAUSTEC, 2016) mostra a vazão nominal considerada para cada abertura de matriz. A vazão mássica de alimentação (t/h) considera a densidade de polpa de 1.290 kg/m³.

Tabela 52 – Referência de Capacidade - Minimag

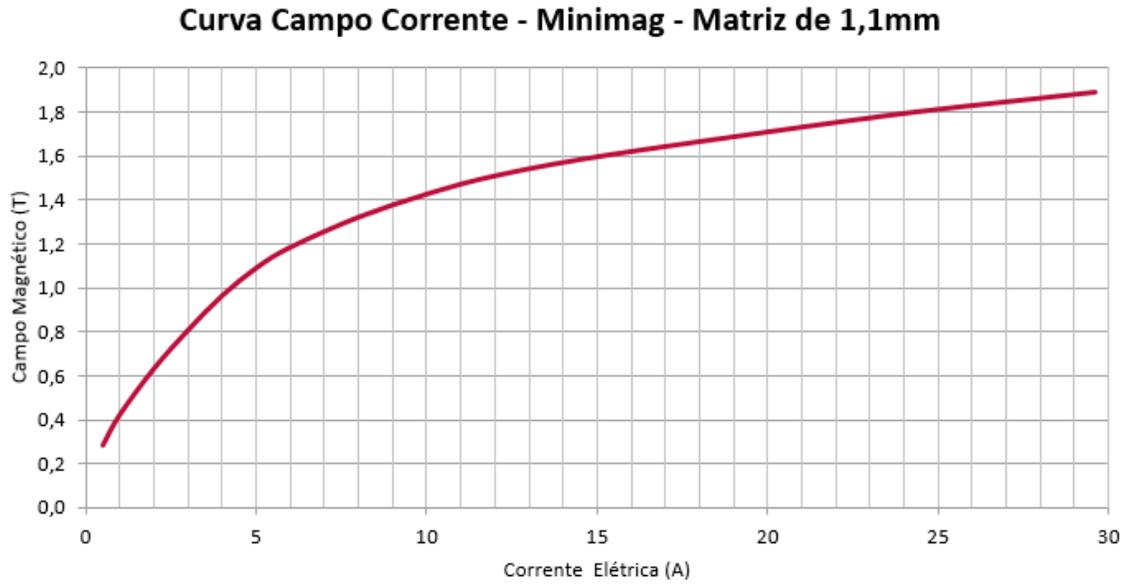
Abertura Matriz (mm)	Vazão Alimentação	
	(m ³ /h)	(t/h)
0,5	0,229	0,090
1,1	0,504	0,198
1,5	0,687	0,270

Fonte: Gaustec (2016), Adaptado pelo autor.

O ensaio de concentração magnética no equipamento Minimag® inicia-se com o acionamento do motor do carrossel para início da rotação deste, seguido pelo acionamento da corrente elétrica nas bobinas do concentrador, para indução do campo magnético. Para controle do campo magnético é monitorada a corrente elétrica que passa nas bobinas, enquanto que o campo magnético teórico no interior das bobinas é determinado a partir de uma relação entre campo magnético e corrente elétrica, previamente determinada para cada tipo de matriz utilizada. De toda forma, no início dos ensaios, foi feita a medição direta do campo magnético

no interior das matrizes. A figura 76 mostra o campo magnético em função da corrente elétrica para uma matriz de 1,1 mm de abertura.

Figura 76– Curva Campo Corrente para Matriz de 1,1 mm – Concentrador Magnético de Carrossel



Fonte: Próprio autor.

A polpa de minério e água é preparada em um tanque agitado de 250 L com percentual de sólidos definido para o teste. A densidade da polpa é determinada pela obtenção de uma alíquota em proveta graduada e pesagem em balança digital. A vazão de alimentação é medida por *flowmeter* instalado na linha e controlada pela variação da rotação da bomba.

Após o início do ensaio aguardam-se 5 minutos para estabilização do circuito e então é feita a tomada de amostras dos fluxos de concentrado, médio e rejeito durante 30 segundos. Caso seja necessária a realização de etapas posteriores, a duração do ensaio é prolongada para a geração de massa. A figura 77 mostra a instalação piloto de concentração magnética da Gaustec, com foco no tanque de preparação de polpa (1), medição do campo magnético do interior das matrizes (2) e estrutura do concentrador magnético (3).

Figura 77– Instalação Piloto de Concentração Magnética - Gaustec



Fonte: Próprio autor.

As amostras obtidas foram secadas, pesadas e enviadas para análise química e granulométrica. A partir dos resultados de massa seca de cada fluxo e de teores foi fechado o balanço de massa, utilizando-se o programa computacional Bilmat®.

4.5 Ensaios Piloto – Concentrador Magnético Vertical

Os ensaios de concentração magnética de lamas em escala piloto no concentrador magnético vertical foram realizados no Centro de Desenvolvimento Mineral (CDM) da Vale, localizado em Santa Luzia, MG. Para a realização dos ensaios foi utilizado o equipamento LGS-500 EX®, fabricado pela Longhi Magnet Co. cuja foto segue na figura 78.

Figura 78– Concentrador Magnético Vertical LGS-500 EX

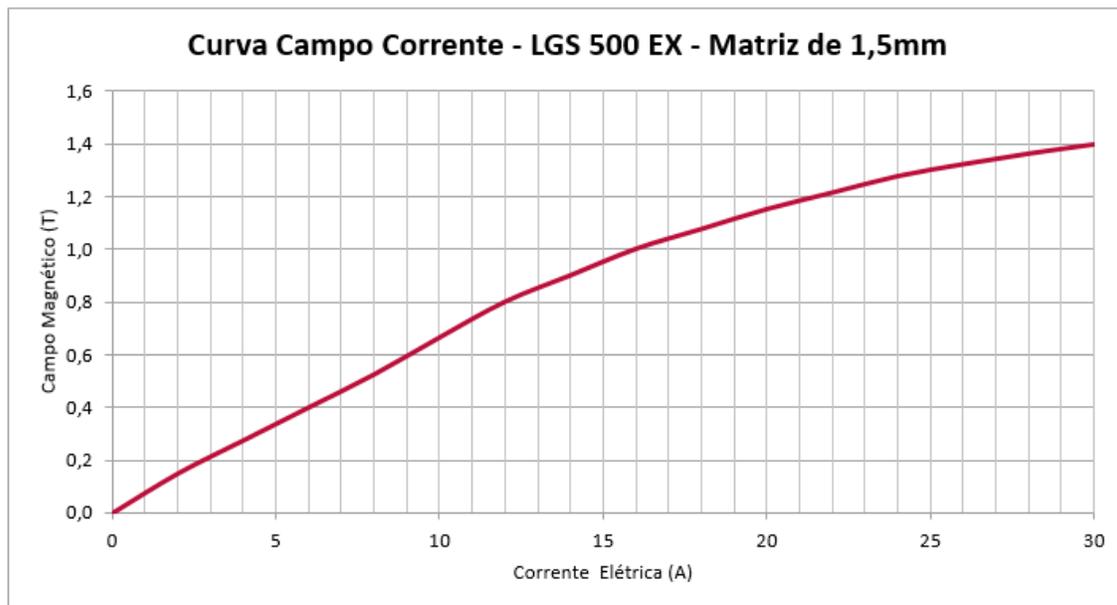


Fonte: Próprio autor.

O ensaio de concentração magnética no equipamento LGS-500 EX inicia-se com acionamento do motor do carrossel para início da rotação deste, seguido pelo acionamento do sistema de pulsação da bacia e posteriormente da corrente elétrica nas bobinas do concentrador, para indução do campo magnético. Para controle do campo magnético é monitorada a corrente elétrica que passa nas bobinas, enquanto que o campo magnético teórico no interior das bobinas é

determinado a partir de uma relação entre campo magnético e corrente elétrica, previamente determinada pelo fabricante, para cada tipo de matriz utilizada. Diferentemente do que ocorre com o concentrador magnético de carrossel não é possível a medição direta do campo magnético no interior das matrizes em função do preenchimento desta com barras de metal, o que impossibilita a introdução da sonda do equipamento para medição do campo magnético (Gaussmeter). A figura 79 (LONGHI, 2016) mostra o campo magnético em função da corrente elétrica para uma matriz de 1,1 mm de abertura, para o concentrador magnético vertical LGS-500 EX®.

Figura 79– Curva Campo Corrente para Matriz de 1,5 mm – Concentrador Magnético Vertical



Fonte: Próprio autor.

A polpa de minério e água é preparada em um tanque agitado de 1000 L com percentual de sólidos definido para o teste. A densidade da polpa é determinada pela obtenção de uma alíquota em proveta graduada e pesagem em balança digital. A vazão de alimentação é medida por *flowmeter* instalado na linha e controlada pela variação da rotação da bomba.

O ensaio é iniciado com a alimentação da bacia de alimentação, que transfere a polpa para a bacia de separação. É necessário aguardar a estabilização

do nível na bacia de separação para iniciar a amostragem. Nos ensaios em escala piloto, esse tempo de estabilização da bacia chegou a ter uma duração superior a uma hora, o que demandou uma massa significativa de amostra para a realização dos ensaios.

Após a estabilização do nível da bacia de separação aguarda-se 5 minutos para início da tomada de amostras. São amostrados os fluxos de concentrado, rejeito e transbordo da bacia de separação durante 30 segundos.

Caso seja necessária a realização de etapas posteriores, a duração do ensaio é prolongada para a geração de massa. As amostras obtidas foram secadas, pesadas e enviadas para análise química, granulométrica e mineralógica. A partir dos resultados de massa seca de cada fluxo e de teores foi fechado o balanço de massa, utilizando-se o programa computacional Bilmat®.

Em função da necessidade de um volume significativo de amostra para a execução dos ensaios, foi realizado um único ensaio piloto e com os rejeitos desse ensaio foram realizados dois ensaios *scavenger*, com avaliação da redução da abertura das matrizes de 1,5 mm para 0,9 mm. A influência dos demais parâmetros de processo foram avaliados nos ensaios contínuos, conforme descrito no próximo item. A tabela 53 mostra os parâmetros utilizados nos ensaios em escala piloto com o concentrador VPHGMS.

Tabela 53 – Parâmetros dos Ensaio Piloto VPHGMS

Parâmetro	Ensaio <i>rougher</i>	Ensaio <i>scavenger</i>
Vazão de Alimentação (l/h)	200,0	200,0
% Sólidos	20,0	20,0
Campo Magnético (T)	1,3	1,3
Rotação do anel (rpm)	2,0	1,5
Abertura Matriz (mm)	1,5	1,5 e 0,9
Frequência de pulsação (1/min)	300	300

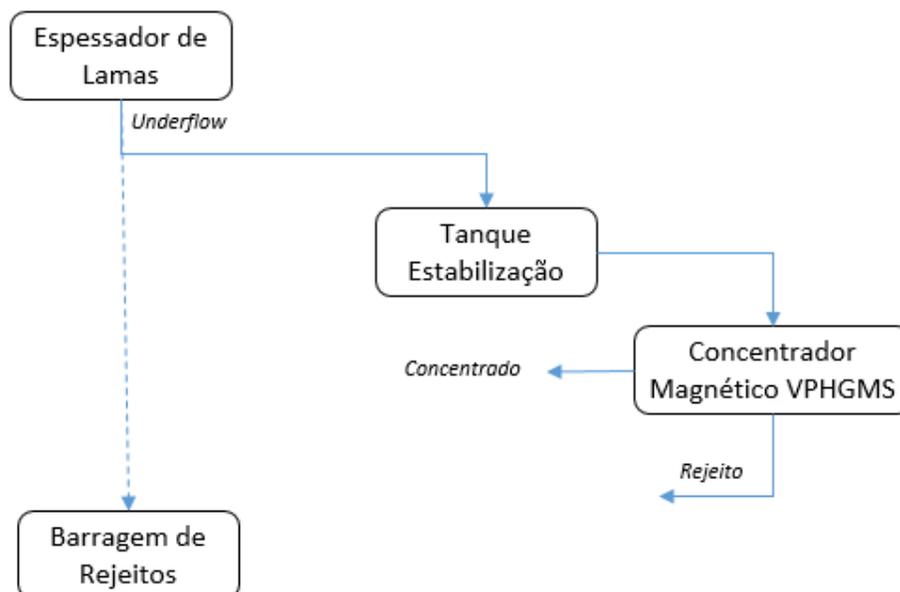
Fonte: Próprio autor.

4.6 Ensaios Contínuos – Concentrador Magnético Vertical

Os ensaios de concentração magnética de lamas em escala contínua no concentrador magnético vertical foram realizados na usina de Vargem Grande 2, de propriedade da Vale, localizada em Nova Lima. Para a realização dos ensaios foi utilizado o mesmo equipamento utilizado nos ensaios piloto, o concentrador magnético LGS-500 EX®, fabricado pela Longhi Magnet Co.

A alimentação do concentrador magnético foi realizada a partir de uma tubulação de duas polegadas de diâmetro instalada na tubulação de recalque do bombeamento do *underflow* do espessador de lamas da usina de VGR 2. Para estabilização da vazão de alimentação do concentrador magnético, foi utilizado um tanque de 1000 L e respectivo sistema de recalque. A figura 80 mostra o fluxograma do circuito adotado para os ensaios contínuos de concentração magnética na usina industrial de VGR 2.

Figura 80– Fluxograma dos Ensaios Contínuos de Concentração Magnética Conduzidos na Usina Industrial de VGR 2



Fonte: Próprio autor.

Os ensaios contínuos de concentração magnética foram divididos em duas fases. Na primeira fase, foi avaliada a influência das variáveis de processo na operação do concentrador magnético vertical. As variáveis avaliadas foram a vazão de alimentação, o percentual de sólidos de alimentação, frequência de pulsação, o campo magnético e a velocidade de rotação do anel. A abertura da matriz foi mantida em 1,5 mm para todos os ensaios realizados, em função dos resultados obtidos nos ensaios piloto, que mostram perda de seletividade para a matriz de 0,9 mm de abertura. Para um melhor entendimento da influência de cada variável, os ensaios foram divididos em etapas, nas quais foram investigadas, de forma independente, cada uma das variáveis citadas acima, em apenas um estágio de concentração magnética. A tabela 54 mostra os parâmetros utilizados nos ensaios contínuos de concentração magnética, em etapa única, com as lamas da usina de Vargem Grande 2.

Tabela 54 – Parâmetros dos Ensaios Contínuos - Concentrador Magnético Vertical

Parâmetro / Referência	Frequência Pulsação (1/min)	Rotação (rpm)	Campo Magnético (T)	Vazão Alimentação (l/h)	Percentual de Sólidos (%)
Referência	300	1,0	1,4	200	23%
	200	2,0	1,2	100	32%
Valores Avaliados	100	3,0	1,0	300	13%
		0,5	0,8	400	6%
				500	

Fonte: Próprio autor.

A segunda fase dos ensaios contínuos de concentração teve por objetivo avaliar a influência da variabilidade das lamas no processo de concentração magnética. Dessa forma, foram realizados 15 ensaios contínuos de concentração magnética, em dias distintos de operação da usina. Nesta fase foram utilizados os parâmetros de processo de referência da tabela 54 e os ensaios tiveram duração mínima de 4 horas cada, com tomada de amostra a cada 15 minutos.

5 RESULTADOS

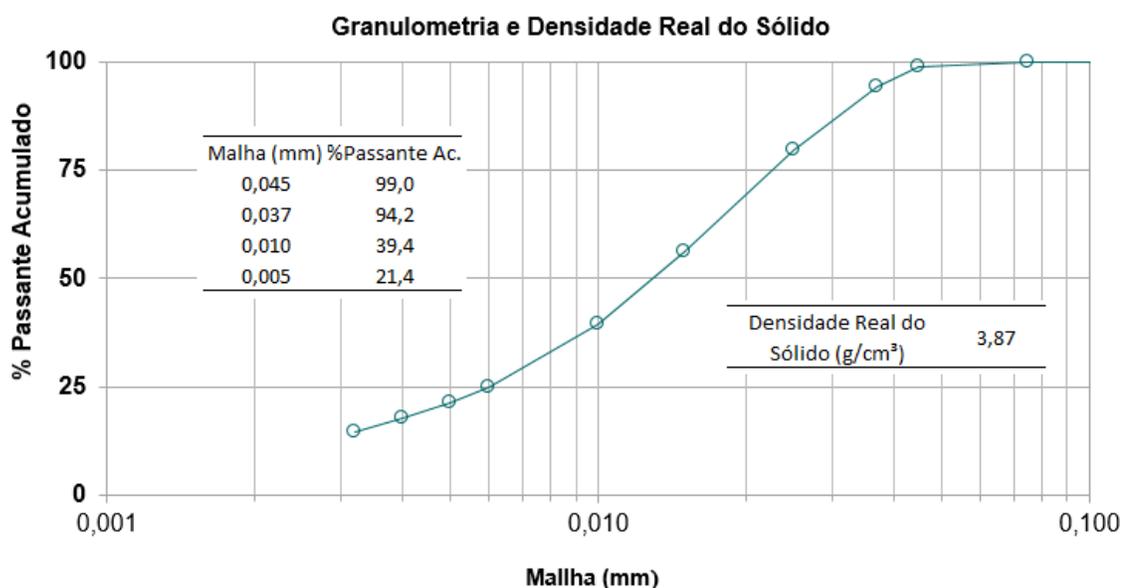
De forma a facilitar a compreensão dos resultados obtidos, estes estão apresentados da seguinte forma:

- a) resultados dos ensaios de caracterização tecnológica;
- b) resultados dos ensaios de concentração magnética em bancada em concentrador magnético de carrossel;
- c) resultados dos ensaios de concentração magnética em escala piloto em concentrador magnético de carrossel;
- d) resultados dos ensaios de concentração magnética em escala piloto em concentrador magnético vertical;
- e) resultados dos ensaios de concentração magnética em escala contínua em concentrador magnético vertical.

5.1 Resultados dos Ensaio de Caracterização Tecnológica

Neste item são apresentados os resultados das análises de granulometria, química global e por faixa granulométrica, densidade real e análise de mineralogia da amostra de grande volume coletada no *underflow* do espessador de lamas da usina de Vargem Grande 2. A figura 81 mostra a distribuição granulométrica e a densidade de sólidos da amostra coletada no *underflow* do espessador de lamas da usina de Vargem Grande 2.

Figura 81– Granulometria e Densidade Real do Sólido - *Underflow* Espessador de Lamas de Vargem Grande 2



Fonte: Próprio autor.

A tabela 55 apresenta os resultados da análise química global e por faixa granulométrica da amostra de grande volume coletada no *underflow* do espessador de lamas da usina de Vargem Grande 2.

Tabela 55 – Composição Química Global e por Faixa - *Underflow* Espessador de Lamas de Vargem Grande 2

Malha (mm)	%Retido Simples	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC
0,022	4,8	22,53	64,87	0,029	0,84	0,021	0,033	0,017	0,001	1,14
0,016	16,6	27,93	58,85	0,030	0,94	0,019	0,040	0,016	0,001	0,99
0,011	10,9	42,92	36,00	0,032	0,99	0,024	0,063	0,018	0,001	1,17
0,085	30,0	51,60	23,52	0,037	1,28	0,031	0,086	0,021	0,014	1,39
-0,085	37,7	50,54	17,89	0,102	4,54	0,104	0,151	0,035	0,072	4,23
Global - Calculado		44,94	30,59	0,059	2,40	0,055	0,098	0,025	0,032	2,36
Global - Analisado		44,50	32,31	0,076	2,04	0,008	0,041	0,022	0,027	1,61

Fonte: Próprio autor.

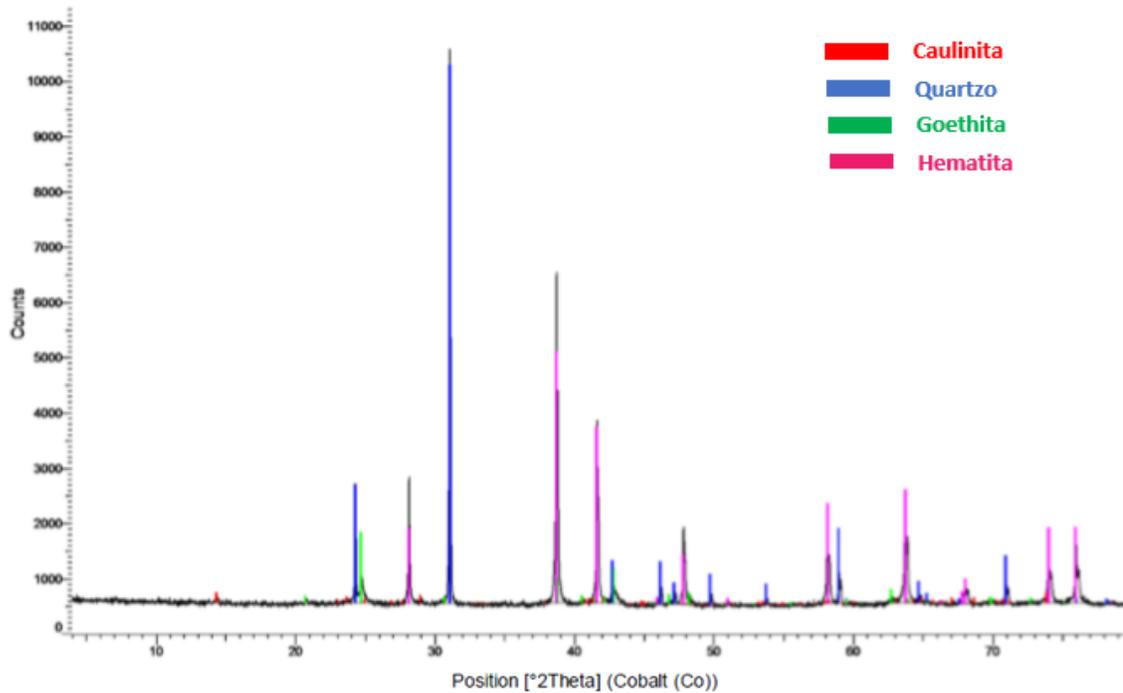
A diferença nos valores de granulometria apresentados na figura 81 e na tabela 55 é função do método utilizado para a análise granulométrica, pois a curva completa de granulometria foi obtida por microgranulômetro a laser e a geração de amostras para a química faixa foi feita em *cyclosizer*.

A tabela 56 mostra a estimativa da composição mineralógica (composição modal) e a figura 82 o difratograma referente a amostra de grande volume coletada no *underflow* do espessador de lamas da usina de Vargem Grande 2.

Tabela 56 – Estimativa de Composição Mineralógica - *Underflow* Espessador de Lamas de Vargem Grande 2

Composição Modal	Participação (%)
Óxidos e Hidróxidos de Ferro	70,2
Quartzo	25,1
Caulinita	4,2
Gibbsita	0,2
Clorita	0,2
Muscovita	0,1
Óxidos e Hidróxidos de Manganês	0,04
Talco	0,03
Outras Fases	0,02

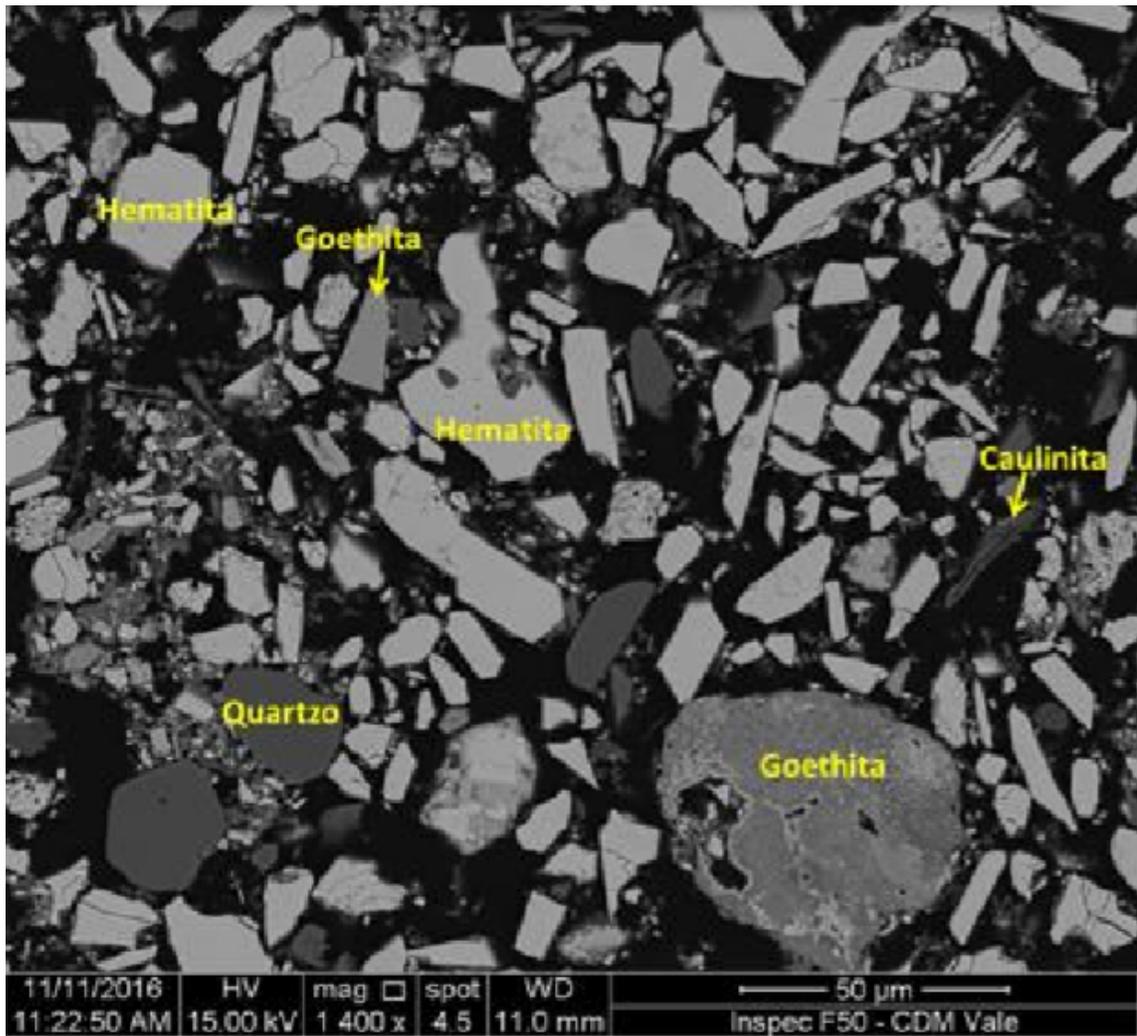
Fonte: Próprio autor.

Figura 82– Difratoograma - *Underflow* Espessador de Lamas de Vargem Grande 2

Fonte: Próprio autor.

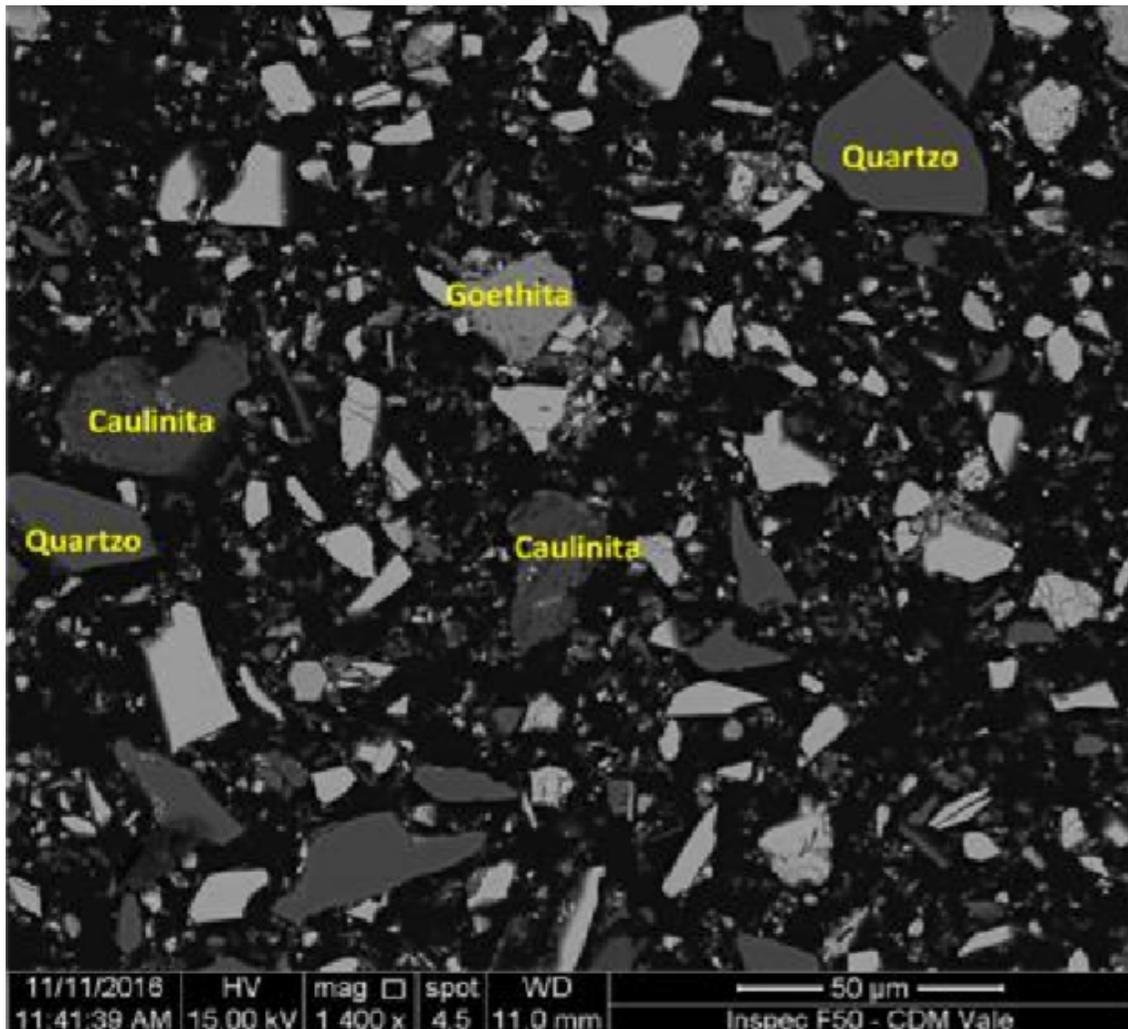
As imagens obtidas na microscopia eletrônica por varredura (MEV) são apresentadas nas figuras 83 e 84.

Figura 83– Imagem de Microscopia Eletrônica de Varredura - *Underflow* Espessador de Lamas de Vargem Grande 2 – 1 de 2



Fonte: Próprio autor.

Figura 84– Imagem de Microscopia Eletrônica de Varredura - *Underflow* Espessador de Lamas de Vargem Grande 2 – 2 de 2



Fonte: Próprio autor.

A partir das imagens apresentadas acima, é possível observar que as partículas dos diferentes minerais se encontram totalmente liberadas, sem ocorrências de partículas mista. Outro ponto a ser considerado é a predominância de hematita nas partículas ultrafinas.

5.2 Resultados dos Ensaio de Bancada em Concentradores Magnéticos de Carrossel

Neste item são apresentados os resultados dos ensaios de concentração magnética de bancada, realizados nos concentradores P40® e WHC01B® fabricados respectivamente pela MBE e Inbrás. Um total de oito ensaios foi realizado nesta etapa e estão descritos nesta seção.

A tabela 57 mostra os resultados dos dois ensaios efetuados no concentrador P40® com campo magnético de 1,4 T e a tabela 58 dos ensaios realizados neste mesmo concentrador com campo magnético de 1,6 T.

Tabela 57 – Resultados no Concentrador Magnético P40® – Campo de 1,4 T

Etapa de Concentração	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
		Global	Etapa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	PPC
Rougher	Alimentação	100,0	100,0	44,14	32,73	2,16	0,058	0,155	1,66
	Concentrado	19,8	19,8	66,51	3,31	0,69	0,022	0,085	0,74
	Médio	10,5	10,5	47,58	27,95	2,04	0,057	0,171	1,63
	Rejeito	69,7	69,7	37,26	41,83	2,59	0,068	0,172	1,93
Scavenger	Alimentação	80,2	100,0	38,52	40,26	2,45	0,063	0,174	1,85
	Concentrado	17,3	21,6	63,23	7,03	1,07	0,044	0,155	1,20
	Médio	16,5	20,6	35,81	43,41	2,83	0,074	0,247	2,08
	Rejeito	46,4	57,8	30,27	51,53	2,83	0,066	0,154	2,01
Concentrado Rougher e Scavenger		37,1		64,98	5,04	0,87	0,032	0,118	0,96

Fonte: Próprio autor.

Tabela 58 – Resultados no Concentrador Magnético P40® – Campo de 1,6 T

Etapa de Concentração	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
		Global	Etapa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	PPC
Rougher	Alimentação	100,0	100,0	43,88	33,10	2,16	0,055	0,191	1,63
	Concentrado	23,7	23,7	65,88	3,92	0,84	0,026	0,123	0,83
	Médio	9,0	9,0	39,70	38,42	2,49	0,066	0,239	1,87
	Rejeito	67,3	67,3	36,70	42,65	2,58	0,063	0,208	1,88
Scavenger	Alimentação	76,3	100,0	36,94	42,46	2,48	0,065	0,186	1,85
	Concentrado	16,3	21,3	63,16	6,86	1,16	0,048	0,242	1,26
	Médio	10,7	14,1	35,67	43,61	2,83	0,074	0,234	2,10
	Rejeito	49,3	64,6	28,58	53,94	2,84	0,069	0,157	1,99
Concentrado Rougher e Scavenger		39,9		64,77	5,12	0,97	0,035	0,171	1,00

Fonte: Próprio autor.

No concentrador magnético WHC 01B® foram realizados seis ensaios de concentração magnética. Os três primeiros ensaios foram realizados em apenas uma etapa, com variação da abertura das matrizes e do campo magnético

aplicado. A tabela 59 mostra os resultados dos ensaios 1 a 3 realizados no concentrador magnético WHC 01B®.

Tabela 59 – Resultados dos Ensaios 1 a 3 - Concentrador Magnético WHC 01B®

Ensaio	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
				Global	Etapa	Fe	SiO2	Al2O3	P	Mn	PPC
1	0,8	5,0	Alimentação	100,0		44,06	32,72	1,97	0,075	0,006	1,65
			Concentrado	29,4		66,70	2,72	0,56	0,049	0,006	0,83
			Rejeito	70,6		34,63	45,21	2,56	0,086	0,006	1,99
2	1,3	2,5	Alimentação	100,0		44,03	32,74	2,00	0,075	0,006	1,66
			Concentrado	26,8		67,32	1,51	0,46	0,046	0,007	0,83
			Rejeito	73,2		35,50	44,17	2,56	0,085	0,006	1,97
3	1,5	1,5	Alimentação	100,0		43,73	32,82	2,03	0,076	0,007	1,66
			Concentrado	39,3		67,71	1,50	0,48	0,049	0,006	0,73
			Rejeito	60,7		28,21	53,09	3,04	0,094	0,007	2,26

Fonte: Próprio autor.

As tabelas 60 a 62 mostram os resultados dos ensaios 4 a 6 realizados no concentrador magnético WHC 01B®. Estes ensaios foram realizados em duas etapas (*rougher* e *scavenger*) com variação do campo magnético aplicado e da abertura das matrizes.

Tabela 60 – Resultados do Ensaio 4 - Concentrador Magnético WHC 01B®

Etapa de Concentração	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
				Global	Etapa	Fe	SiO2	Al2O3	P	Mn	PPC
Rougher	1,3	2,5	Alimentação	100,0	100,0	44,10	32,77	2,01	0,078	0,006	1,51
			Concentrado	26,3	26,3	67,73	2,03	0,60	0,050	0,009	0,80
			Rejeito	73,7	73,7	35,67	43,74	2,51	0,088	0,006	1,76
Scavenger	1,3	2,5	Alimentação	73,7	100,0	35,67	43,74	2,51	0,088	0,006	1,76
			Concentrado	10,4	14,1	67,94	1,14	0,37	0,045	0,003	0,74
			Rejeito	63,3	85,9	30,37	50,74	2,86	0,095	0,006	1,93
Concentrado Rougher e Scavenger				36,7		67,79	1,78	0,53	0,049	0,007	0,78

Fonte: Pinto (2019).

Tabela 61 – Resultados do Ensaio 5 - Concentrador Magnético WHC 01B®

Etapa de Concentração	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
				Global	Etapa	Fe	SiO2	Al2O3	P	Mn	PPC
Rougher	1,3	2,5	Alimentação	100,0	100,0	44,18	32,89	2,01	0,076	0,002	1,49
			Concentrado	25,3	25,3	67,49	1,98	0,61	0,049	0,003	0,76
			Rejeito	74,7	74,7	36,29	43,36	2,48	0,086	0,001	1,74
Scavenger	1,5	1,5	Alimentação	74,7	100,0	36,29	43,36	2,48	0,086	0,001	1,74
			Concentrado	17,7	23,7	67,90	1,15	0,44	0,052	0,003	0,82
			Rejeito	57,0	76,3	26,47	56,47	3,12	0,096	0,001	2,03
Concentrado Rougher e Scavenger				43,0		67,66	1,64	0,54	0,050	0,003	0,78

Fonte: Próprio autor.

Tabela 62 – Resultados do Ensaio 6 - Concentrador Magnético WHC 01B ®

Etapa de Concentração	Campo Magnético (T)	Abertura Matriz (mm)	Fluxo	Partição (%)			Química Global				
				Global	Etapa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	PPC
Rougher	1,5	1,5	Alimentação	100,0	100,0	44,43	32,53	2,00	0,078	0,005	1,53
			Concentrado	34,5	34,5	68,52	1,28	0,48	0,046	0,011	0,74
			Rejeito	65,5	65,5	31,74	48,99	2,80	0,094	0,001	1,94
Scavenger	1,5	1,5	Alimentação	65,5	100,0	31,74	48,99	2,80	0,094	0,001	1,94
			Concentrado	8,1	12,4	68,10	0,96	0,43	0,055	0,004	0,90
			Rejeito	57,4	87,6	26,61	55,77	3,13	0,100	0,001	2,09
Concentrado Rougher e Scavenger				42,6		68,44	1,22	0,47	0,048	0,010	0,77

Fonte: Próprio autor.

5.3 Resultados dos Ensaios em Escala Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel

Neste item são apresentados os resultados dos ensaios de concentração magnética em escala piloto realizados no concentrador magnético de carrossel Minimag® fabricado pela Gaustec. Um total de vinte e sete ensaios, sendo vinte e um na etapa *rougher* e seis na etapa *scavenger* foram realizados nesta etapa e estão descritos nesta seção.

Conforme descrito na metodologia, os ensaios foram divididos em duas fases, sendo a primeira fase com ensaios realizados em uma única etapa, com o objetivo de compreender a influência das variáveis operacionais do concentrador magnético de carrossel na concentração de minérios ultrafinos. Na segunda fase os ensaios foram realizados em duas etapas (*rougher* e *scavenger*) com objetivo de maximizar a recuperação em massa.

A tabela 63 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência do tipo e abertura das matrizes.

Tabela 63 – Resultados dos Ensaios Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel –
Avaliação do Tipo e Abertura das Matrizes

Ensaio	Tipo de Matriz	Abertura Matriz (mm)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
					Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
1	Convencional	0,5	Alimentação	100,0	44,06	30,35	0,080	3,16	0,186	3,07
			Concentrado	36,1	62,43	7,35	0,054	1,34	0,118	1,77
			Médio	16,9	35,58	40,54	0,098	4,19	0,236	3,88
			Rejeito	47,1	33,02	44,33	0,093	4,19	0,221	3,78
2	Convencional	1,1	Alimentação	100,0	43,95	30,53	0,079	3,20	0,181	3,03
			Concentrado	33,2	64,32	5,01	0,050	1,12	0,118	1,64
			Médio	9,6	39,95	34,71	0,097	3,85	0,229	3,81
			Rejeito	57,3	32,84	44,57	0,092	4,29	0,209	3,70
3	Convencional	1,5	Alimentação	100,0	43,87	30,48	0,080	3,23	0,202	3,13
			Concentrado	27,4	64,36	4,81	0,051	1,19	0,128	1,71
			Médio	7,9	38,85	35,94	0,098	4,02	0,263	3,93
			Rejeito	64,7	35,81	40,68	0,090	3,99	0,225	3,63
4	Big Flux	0,5	Alimentação	100,0	43,99	30,41	0,079	3,19	0,196	3,08
			Concentrado	38,9	62,17	7,19	0,061	1,51	0,157	2,07
			Médio	14,5	34,81	41,65	0,091	4,31	0,225	3,77
			Rejeito	46,6	31,69	46,28	0,090	4,23	0,219	3,70
5	Big Flux	1,1	Alimentação	100,0	43,76	30,69	0,080	3,21	0,198	3,10
			Concentrado	25,5	62,42	6,99	0,059	1,48	0,153	1,96
			Médio	7,8	37,09	38,71	0,092	4,09	0,233	3,67
			Rejeito	66,6	37,39	38,84	0,086	3,76	0,212	3,48
6	Big Flux	1,5	Alimentação	100,0	43,89	30,49	0,079	3,19	0,197	3,13
			Concentrado	18,1	61,85	7,69	0,058	1,54	0,153	2,02
			Médio	7,8	36,81	39,24	0,090	4,04	0,232	3,60
			Rejeito	74,1	40,25	35,14	0,083	3,51	0,204	3,36
7	Wave - Com Preenchimento	1,5	Alimentação	100,0	43,34	31,08	0,081	3,29	0,205	3,16
			Concentrado	29,2	60,63	10,00	0,064	1,83	0,165	2,28
			Médio	13,6	35,36	41,51	0,092	4,14	0,232	3,65
			Rejeito	57,2	36,42	39,36	0,087	3,83	0,218	3,49

Fonte: Próprio autor.

A tabela 64 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência da pressão de água de lavagem de médio.

Tabela 64 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel –
Avaliação da Pressão de Água de Médio

Ensaio	Pressão de Médio (kgf/cm ²)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
8	0,0	Alimentação	100,0	43,92	30,66	0,078	3,15	0,166	3,01
		Concentrado	33,3	62,26	7,52	0,055	1,33	0,118	1,85
		Médio	0,0	0,00	0,00	0,000	0,00	0,000	0,00
		Rejeito	66,7	34,77	42,21	0,089	4,06	0,190	3,58
2	1,0	Alimentação	100,0	43,95	30,53	0,079	3,20	0,181	3,03
		Concentrado	33,2	64,32	5,01	0,050	1,12	0,118	1,64
		Médio	9,6	39,95	34,71	0,097	3,85	0,229	3,81
		Rejeito	57,3	32,84	44,57	0,092	4,29	0,209	3,70
9	2,0	Alimentação	100,0	44,08	30,64	0,077	3,13	0,158	2,84
		Concentrado	27,7	65,27	4,16	0,044	0,98	0,088	1,33
		Médio	12,5	46,90	26,11	0,087	3,26	0,184	3,15
		Rejeito	59,8	33,67	43,84	0,090	4,10	0,186	3,48
10	3,0	Alimentação	100,0	44,30	30,22	0,076	3,12	0,163	2,94
		Concentrado	26,4	65,89	3,44	0,039	0,91	0,083	1,25
		Médio	10,8	49,98	22,23	0,082	2,78	0,185	3,10
		Rejeito	62,7	34,22	42,88	0,091	4,11	0,194	3,62

Fonte: Próprio autor.

A tabela 65 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência da velocidade de rotação do rotor.

Tabela 65 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel –
Avaliação da Velocidade de Rotação do Rotor

Ensaio	Velocidade de Rotação do Rotor (rpm)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
11	3,0	Alimentação	100,0	43,77	31,05	0,076	3,15	0,159	2,85
		Concentrado	25,4	65,95	3,40	0,040	0,85	0,083	1,26
		Médio	7,0	45,80	27,51	0,089	3,30	0,192	3,26
		Rejeito	67,6	35,23	41,79	0,089	4,00	0,184	3,40
2	4,0	Alimentação	100,0	43,95	30,53	0,079	3,20	0,181	3,03
		Concentrado	33,2	64,32	5,01	0,050	1,12	0,118	1,64
		Médio	9,6	39,95	34,71	0,097	3,85	0,229	3,81
		Rejeito	57,3	32,84	44,57	0,092	4,29	0,209	3,70
12	7,0	Alimentação	100,0	43,91	30,83	0,076	3,09	0,158	2,92
		Concentrado	34,1	61,12	9,17	0,053	1,41	0,109	1,77
		Médio	19,8	35,86	40,72	0,090	4,01	0,189	3,55
		Rejeito	46,1	34,62	42,63	0,087	3,94	0,181	3,50

Fonte: Próprio autor.

A tabela 66 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência da vazão de alimentação.

Tabela 66 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel –
Avaliação da Vazão de Alimentação Nova

Ensaio	Vazão de Alimentação (% Nominal)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
13	-60%	Alimentação	100,0	44,34	30,13	0,077	3,11	0,169	2,98
		Concentrado	45,3	62,68	6,49	0,060	1,43	0,145	2,14
		Médio	13,1	35,23	41,03	0,091	4,34	0,215	3,77
		Rejeito	41,6	27,22	52,46	0,090	4,55	0,182	3,63
14	-40%	Alimentação	100,0	44,37	30,08	0,076	3,13	0,175	2,96
		Concentrado	37,6	64,56	4,70	0,050	1,10	0,119	1,63
		Médio	10,8	40,16	34,33	0,096	3,91	0,228	3,83
		Rejeito	51,6	30,54	47,69	0,092	4,44	0,205	3,74
15	-20%	Alimentação	100,0	44,19	30,17	0,078	3,21	0,181	3,02
		Concentrado	35,3	64,36	4,98	0,052	1,13	0,116	1,60
		Médio	10,9	39,70	35,02	0,096	3,99	0,224	3,73
		Rejeito	53,8	31,88	45,72	0,092	4,42	0,215	3,80
2	Nominal	Alimentação	100,0	43,95	30,53	0,079	3,20	0,181	3,03
		Concentrado	33,2	64,32	5,01	0,050	1,12	0,118	1,64
		Médio	9,6	39,95	34,71	0,097	3,85	0,229	3,81
		Rejeito	57,3	32,84	44,57	0,092	4,29	0,209	3,70
16	+20%	Alimentação	100,0	44,36	29,95	0,078	3,17	0,179	3,05
		Concentrado	29,1	64,71	4,77	0,048	1,03	0,108	1,42
		Médio	14,0	42,23	32,13	0,087	3,61	0,201	3,43
		Rejeito	56,9	34,47	42,30	0,092	4,15	0,209	3,79
17	+40%	Alimentação	100,0	44,17	30,22	0,079	3,19	0,179	3,03
		Concentrado	28,9	64,24	5,34	0,048	1,08	0,108	1,49
		Médio	13,9	40,38	34,49	0,092	3,75	0,209	3,54
		Rejeito	57,2	34,96	41,75	0,091	4,11	0,208	3,69

Fonte: Próprio autor.

A tabela 67 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência do campo magnético.

Tabela 67 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel –
Avaliação do Campo Magnético

Ensaio	Campo Magnético (T)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
18	1,9	Alimentação	100,0	43,81	30,05	0,080	3,21	0,179	3,00
		Concentrado	32,6	64,67	5,08	0,057	1,19	0,116	1,61
		Médio	11,0	40,57	33,63	0,091	3,75	0,217	3,56
		Rejeito	56,4	32,39	43,78	0,091	4,26	0,208	3,70
2	1,8	Alimentação	100,0	43,95	30,53	0,079	3,20	0,181	3,03
		Concentrado	33,2	64,32	5,01	0,050	1,12	0,118	1,64
		Médio	9,6	39,95	34,71	0,097	3,85	0,229	3,81
		Rejeito	57,3	32,84	44,57	0,092	4,29	0,209	3,70
19	1,6	Alimentação	100,0	44,09	30,30	0,079	3,22	0,181	3,04
		Concentrado	30,6	64,26	5,21	0,048	1,08	0,116	1,57
		Médio	9,6	39,17	35,82	0,096	3,95	0,224	3,72
		Rejeito	59,8	34,56	42,23	0,092	4,20	0,207	3,68
20	1,5	Alimentação	100,0	44,11	30,29	0,078	3,21	0,179	3,03
		Concentrado	28,0	64,60	4,96	0,044	1,03	0,101	1,43
		Médio	11,0	41,30	33,24	0,092	3,71	0,209	3,52
		Rejeito	61,0	35,23	41,36	0,092	4,11	0,209	3,68

Fonte: Próprio autor.

A tabela 68 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência do percentual de sólidos da alimentação. É importante ressaltar que, conforme descrito na metodologia, os ensaios para avaliação do percentual de sólidos foram realizados com uma redução de 60% na vazão de alimentação.

Tabela 68 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel –
Avaliação do Percentual de Sólidos da Alimentação

Ensaio	% Sólidos Alimentação	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
13	30%	Alimentação	100,0	44,34	30,13	0,077	3,11	0,169	2,98
		Concentrado	45,3	62,68	6,49	0,060	1,43	0,145	2,14
		Médio	13,1	35,23	41,03	0,091	4,34	0,215	3,77
		Rejeito	41,6	27,22	52,46	0,090	4,55	0,182	3,63
21	22%	Alimentação	100,0	44,95	29,28	0,080	3,10	0,168	2,96
		Concentrado	41,5	64,43	4,71	0,055	1,10	0,130	1,78
		Médio	9,7	38,54	36,52	0,095	4,08	0,216	3,81
		Rejeito	48,8	29,64	48,75	0,099	4,61	0,190	3,80

Fonte: Próprio autor.

Na segunda fase dos ensaios pilotos no concentrador magnético de carrossel foram realizados os ensaios *scavenger*, para maximização da

recuperação em massa. A tabela 69 mostra os resultados dos ensaios *scavenger* para avaliação da abertura das matrizes.

Tabela 69 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – 2
Etapas – Avaliação da Abertura das Matrizes

Etapa de Concentração	Abertura Matriz (mm)	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
			Global	Etapa	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
Rougher	1,1	Alimentação	100,0	100,0	44,12	30,46	0,077	3,13	0,165	2,94
		Concentrado	31,0	31,0	64,71	4,74	0,047	1,02	0,099	1,49
		Médio	7,8	7,8	44,37	29,14	0,092	3,44	0,205	3,50
		Rejeito	61,1	61,1	33,63	43,69	0,091	4,17	0,194	3,60
Scavenger Ensaio 1	1,1	Alimentação	69,0	100,0	35,87	40,70	0,088	3,98	0,194	3,58
		Concentrado	12,2	17,7	62,46	7,02	0,062	1,36	0,132	2,01
		Médio	3,5	5,0	34,58	42,01	0,098	4,27	0,214	3,78
		Rejeito	53,3	77,3	29,88	48,31	0,093	4,56	0,207	3,93
Concentrado Rougher e Scavenger 1			43,2		64,07	5,38	0,051	1,12	0,109	1,64
Scavenger Ensaio 2	0,5	Alimentação	69,0	100,0	35,45	41,30	0,088	4,00	0,195	3,57
		Concentrado	13,4	19,4	61,99	7,51	0,067	1,36	0,140	2,16
		Médio	5,6	8,1	34,12	42,22	0,103	4,38	0,232	4,08
		Rejeito	50,0	72,5	28,49	50,24	0,092	4,66	0,206	3,89
Concentrado Rougher e Scavenger 2			44,4		63,89	5,57	0,053	1,12	0,112	1,69

Fonte: Próprio autor.

A tabela 70 mostra os resultados dos ensaios em duas etapas para avaliação da vazão de alimentação na etapa *scavenger*.

Tabela 70 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel – 2
Etapas – Avaliação da Vazão de Alimentação

Etapa de Concentração	Vazão de Alimentação (% Nominal)	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
			Global	Etapa	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
Rougher	-40%	Alimentação	100,0	100,0	44,50	30,01	0,075	3,06	0,169	2,92
		Concentrado	37,5	37,5	64,92	4,26	0,048	1,04	0,115	1,62
		Médio	10,7	10,7	40,21	34,33	0,096	3,90	0,223	3,78
		Rejeito	51,8	51,8	30,59	47,77	0,091	4,35	0,196	3,68
Scavenger Ensaio 1	-40%	Alimentação	62,5	100,0	33,17	44,05	0,091	4,28	0,203	3,77
		Concentrado	13,9	22,2	58,65	10,72	0,082	2,01	0,210	2,95
		Médio	6,3	10,0	31,46	45,75	0,096	4,77	0,225	3,99
		Rejeito	42,3	67,7	25,07	54,75	0,093	4,95	0,197	4,00
Concentrado Rougher e Scavenger 1			51,4		63,23	6,01	0,057	1,30	0,141	1,98
Scavenger Ensaio 2	-60%	Alimentação	62,5	100,0	32,97	44,48	0,091	4,20	0,203	3,72
		Concentrado	14,6	23,4	57,35	12,43	0,082	2,13	0,211	2,98
		Médio	7,5	12,0	29,68	48,47	0,091	4,69	0,218	3,91
		Rejeito	40,4	64,6	24,76	55,33	0,093	4,86	0,197	3,95
Concentrado Rougher e Scavenger 2			52,1		62,80	6,55	0,057	1,34	0,142	2,00

Fonte: Próprio autor.

A tabela 71 mostra os resultados dos ensaios em duas etapas para avaliação do percentual de sólidos da alimentação. Conforme descrito na

metodologia, a etapa *scavenger* foi realizada com os fluxos de médio e rejeito da etapa *rougher*, sem adequação do percentual de sólidos. Desta forma o percentual de sólidos foi alterado na alimentação da etapa *rougher*, de forma a se obter uma alimentação *scavenger* com percentual de sólidos diferente. Para os dois ensaios a vazão de alimentação foi reduzida para 60% da nominal

Tabela 71 – Resultados dos Ensaios Piloto no Concentrador Magnético de Carrossel –
Etapa Scavenger – Avaliação do Percentual de Sólidos

Etapa de Concentração	% Sólidos Alimentação	Fluxo	Partição (%)		Química Global					
			Global	Etapa	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
Rougher Ensaio 1	30%	Alimentação	100,0	100,0	44,34	30,13	0,077	3,11	0,169	2,98
		Concentrado	45,3	45,3	62,68	6,49	0,060	1,43	0,145	2,14
		Médio	13,1	13,1	35,23	41,03	0,091	4,34	0,215	3,77
		Rejeito	41,6	41,6	27,22	52,46	0,090	4,55	0,182	3,63
Scavenger Ensaio 1	11%	Alimentação	54,7	100,0	29,94	48,53	0,091	4,49	0,191	3,72
		Concentrado	10,5	19,3	56,76	13,26	0,083	2,17	0,200	2,98
		Médio	6,6	12,1	28,29	50,40	0,096	4,71	0,178	3,99
		Rejeito	37,5	68,6	22,70	58,11	0,092	5,11	0,190	3,88
Concentrado Rougher e Scavenger 1			55,8		61,56	7,77	0,065	1,57	0,155	2,30
Rougher Ensaio 2	22%	Alimentação	100,0	100,0	44,95	29,28	0,080	3,10	0,168	2,96
		Concentrado	41,5	41,5	64,43	4,71	0,055	1,10	0,130	1,78
		Médio	9,7	9,7	38,54	36,52	0,095	4,08	0,216	3,81
		Rejeito	48,8	48,8	29,64	48,75	0,099	4,61	0,190	3,80
Scavenger Ensaio 2	9%	Alimentação	58,5	100,0	31,68	45,94	0,093	4,44	0,196	3,86
		Concentrado	11,3	19,4	58,24	11,47	0,083	1,95	0,196	2,87
		Médio	5,9	10,0	30,04	47,69	0,096	4,69	0,210	4,18
		Rejeito	41,3	70,6	24,62	55,15	0,095	5,09	0,193	4,09
Concentrado Rougher e Scavenger 2			52,8		63,10	6,16	0,061	1,28	0,144	2,01

Fonte: Próprio autor.

5.4 Resultados dos Ensaios em Escala Piloto no Concentrador Magnético Vertical

Neste item são apresentados os resultados dos ensaios de concentração magnética em escala piloto, realizados no concentrador magnético vertical, modelo LGS-500 EX®, fabricado pela Longhi Magnet Co. Os ensaios foram realizados no Centro de Desenvolvimento Mineral (CDM) de propriedade da Vale. Nesta etapa foram realizados três ensaios de concentração magnética, sendo um para a etapa *rougher* e dois para a etapa *scavenger*.

A tabela 72 mostra os resultados dos ensaios piloto efetuados no concentrador magnético vertical.

Tabela 72 – Resultados dos Ensaio Piloto no Concentrador Magnético Vertical

Ensaio	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
			Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	PPC
Rougher	Alimentação	100,0	45,53	27,58	3,17	0,081	0,084	2,98
	Concentrado	47,1	63,59	5,03	1,60	0,066	0,071	2,16
	Rejeito	53,7	29,02	46,96	4,50	0,093	0,095	3,65
Scavenger - Matriz 1,1 mm	Alimentação	100,0	29,49	47,89	4,52	0,094	0,101	3,76
	Concentrado	22,8	58,73	9,36	2,55	0,098	0,120	3,54
	Rejeito	77,2	20,85	59,28	5,11	0,093	0,096	3,83
Scavenger - Matriz 0,9 mm	Alimentação	100,0	29,28	48,62	4,59	0,095	0,099	3,64
	Concentrado	17,4	56,57	12,81	2,66	0,091	0,104	3,08
	Rejeito	82,6	23,52	56,17	4,99	0,095	0,098	3,76

Fonte: Próprio autor.

A utilização de matriz com abertura de 0,9 mm na etapa *scavenger* levou a uma redução significativa do desempenho da concentração magnética, com redução tanto da qualidade do concentrado, quanto da recuperação em massa. Dessa forma os ensaios contínuos no concentrador magnético vertical foram realizados apenas com as matrizes de 1,1mm.

5.5 Resultados dos Ensaio Contínuos no Concentrador Magnético Vertical

Neste item são apresentados os resultados dos ensaios de concentração magnética contínuos, realizados no concentrador magnético vertical, modelo LGS-500 EX, fabricado pela Longhi Magnet Co. Os ensaios foram realizados na usina de Vargem Grande 2 de propriedade da Vale. Um total de trinta e dois ensaios foi realizado nesta etapa e estão descritos nesta seção.

Os ensaios foram divididos em duas fases. Na primeira fase os ensaios tiveram por objetivo avaliar os efeitos de diferentes parâmetros de operação no desempenho do concentrador magnético vertical. Nesta fase foram realizados dezessete ensaios.

Na segunda fase foram realizados quinze ensaios na mesma condição operacional, porém em datas diferentes. Esses ensaios tiveram por objetivo avaliar o efeito da variabilidade das lamas geradas na usina de Vargem Grande 2 na concentração magnética.

A tabela 73 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência da velocidade de rotação do rotor.

Tabela 73 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Velocidade de Rotação

Ensaio	Velocidade de Rotação (rpm)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
1	0,5	Alimentação	100,0	42,40	34,08	0,064	2,98	0,084	2,06
		Concentrado	47,0	63,96	5,61	0,057	1,27	0,068	1,45
		Rejeito	53,0	23,30	59,30	0,071	4,49	0,098	2,61
2	1,0	Alimentação	100,0	41,66	35,07	0,059	2,98	0,077	2,16
		Concentrado	50,0	63,00	6,87	0,055	1,28	0,061	1,58
		Rejeito	50,0	20,30	63,30	0,064	4,67	0,092	2,74
3	2,0	Alimentação	100,0	42,40	34,07	0,064	2,99	0,084	2,06
		Concentrado	53,1	63,01	6,75	0,062	1,39	0,073	1,54
		Rejeito	46,9	19,11	64,95	0,066	4,80	0,096	2,65
4	3,0	Alimentação	100,0	42,43	34,04	0,064	2,98	0,085	2,06
		Concentrado	57,1	61,81	8,29	0,062	1,51	0,076	1,59
		Rejeito	42,9	16,67	68,27	0,066	4,93	0,096	2,69

Fonte: Próprio autor.

A tabela 74 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência da frequência de pulsação da bacia.

Tabela 74 – Resultados dos Ensaios Contínuos em Concentrador Magnético Vertical –
Avaliação da Frequência de Pulsação

Ensaio	Frequência de Pulsação (1/min)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
5	100,0	Alimentação	100,0	41,90	34,48	0,059	3,09	0,080	2,28
		Concentrado	59,1	49,99	23,26	0,059	2,79	0,081	2,24
		Rejeito	40,9	30,24	50,65	0,060	3,53	0,080	2,35
6	200,0	Alimentação	100,0	42,00	34,35	0,061	3,06	0,082	2,28
		Concentrado	54,7	59,61	10,59	0,062	1,96	0,078	1,98
		Rejeito	45,3	20,75	63,05	0,059	4,39	0,087	2,65
2	300,0	Alimentação	100,0	41,66	35,07	0,059	2,98	0,077	2,16
		Concentrado	50,0	63,00	6,87	0,055	1,28	0,061	1,58
		Rejeito	50,0	20,30	63,30	0,064	4,67	0,092	2,74

Fonte: Próprio autor.

A tabela 75 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência do campo magnético.

Tabela 75 – Resultados dos Ensaios Contínuos em Concentrador Magnético Vertical –
Avaliação do Campo Magnético

Ensaio	Campo Magnético (T)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
7	0,8	Alimentação	100,0	41,93	34,47	0,067	3,11	0,100	2,18
		Concentrado	48,1	63,80	5,85	0,058	1,25	0,074	1,45
		Rejeito	51,9	21,67	61,00	0,076	4,83	0,124	2,86
8	1,0	Alimentação	100,0	42,12	34,16	0,068	3,13	0,101	2,21
		Concentrado	51,6	63,92	5,47	0,062	1,32	0,081	1,57
		Rejeito	48,4	18,87	64,74	0,075	5,05	0,122	2,89
9	1,2	Alimentação	100,0	42,09	34,18	0,068	3,11	0,099	2,24
		Concentrado	52,8	63,56	5,84	0,062	1,36	0,081	1,67
		Rejeito	47,2	18,06	65,90	0,075	5,07	0,118	2,89
2	1,4	Alimentação	100,0	41,66	35,07	0,059	2,98	0,077	2,16
		Concentrado	50,0	63,00	6,87	0,055	1,28	0,061	1,58
		Rejeito	50,0	20,30	63,30	0,064	4,67	0,092	2,74

Fonte: Próprio autor.

A tabela 76 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência do percentual de sólidos da alimentação.

Tabela 76 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical –
Avaliação do Percentual de Sólidos da Alimentação

Ensaio	% Sólidos Alimentação	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
10	32%	Alimentação	100,0	42,71	32,79	0,074	3,25	0,122	2,57
		Concentrado	41,0	64,03	5,07	0,061	1,34	0,087	1,79
		Rejeito	59,0	27,86	52,09	0,083	4,59	0,147	3,11
11	23%	Alimentação	100,0	42,90	32,29	0,076	3,40	0,112	2,65
		Concentrado	43,7	63,80	5,29	0,069	1,39	0,081	1,85
		Rejeito	56,3	26,69	53,25	0,082	4,95	0,136	3,28
12	13%	Alimentação	100,0	43,09	31,97	0,078	3,42	0,111	2,68
		Concentrado	41,3	64,13	4,84	0,069	1,32	0,078	1,90
		Rejeito	58,7	28,26	51,09	0,084	4,91	0,135	3,22
13	6%	Alimentação	100,0	43,51	31,16	0,079	3,56	0,098	2,76
		Concentrado	51,4	63,93	4,98	0,072	1,41	0,073	1,95
		Rejeito	48,6	21,95	58,82	0,088	5,83	0,125	3,61

Fonte: Próprio autor.

A tabela 77 apresenta os resultados obtidos nos ensaios realizados para avaliação da influência da vazão de alimentação.

Tabela 77 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical –
Avaliação da Vazão de Alimentação

Ensaio	Vazão de Alimentação (l/h)	Fluxo	Partição (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	PPC
14	100	Alimentação	100,0	40,73	33,32	0,092	4,77	0,077	3,36
		Concentrado	40,1	62,84	5,64	0,087	1,85	0,063	2,38
		Rejeito	59,9	25,93	51,85	0,096	6,72	0,087	4,02
11	200	Alimentação	100,0	42,90	32,29	0,076	3,40	0,112	2,65
		Concentrado	43,7	63,80	5,29	0,069	1,39	0,081	1,85
		Rejeito	56,3	26,69	53,25	0,082	4,95	0,136	3,28
15	300	Alimentação	100,0	40,43	33,88	0,089	4,71	0,076	3,30
		Concentrado	36,1	63,42	5,29	0,079	1,68	0,057	2,11
		Rejeito	63,9	27,44	50,04	0,094	6,42	0,086	3,98
16	400	Alimentação	100,0	40,91	34,00	0,084	4,19	0,071	3,03
		Concentrado	34,0	63,61	5,37	0,070	1,57	0,052	1,88
		Rejeito	66,0	29,21	48,76	0,091	5,54	0,080	3,63
17	500	Alimentação	100,0	40,91	33,78	0,088	4,32	0,076	3,10
		Concentrado	31,5	63,54	5,41	0,074	1,61	0,054	1,90
		Rejeito	68,5	30,49	46,84	0,095	5,57	0,086	3,66

Fonte: Próprio autor.

A tabela 78 apresenta os resultados obtidos nos quinze ensaios realizados para avaliação da variabilidade das lamas no desempenho do concentrador magnético vertical.

Tabela 78 – Resultados dos Ensaio Contínuos em Concentrador Magnético Vertical –
Avaliação da Variabilidade

Ensaio	Fluxo	Partição (%)	Recuperação Metalúrgica (%)	Química Global					
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	PPC
1	Alimentação	100,0	33,6	44,74	26,57	5,10	0,083	0,104	3,02
	Concentrado	23,1		65,00	4,65	1,22	0,046	0,064	0,98
	Rejeito	76,9		38,65	34,88	5,35	0,084	0,104	3,18
2	Alimentação	100,0	57,8	47,55	25,75	3,58	0,075	0,050	2,43
	Concentrado	43,3		63,54	5,52	1,66	0,060	0,048	1,49
	Rejeito	56,7		31,67	43,71	6,15	0,103	0,084	3,63
3	Alimentação	100,0	63,0	49,12	20,31	5,14	0,084	0,066	2,99
	Concentrado	47,7		64,81	3,85	1,65	0,056	0,048	1,41
	Rejeito	52,3		31,94	39,32	9,05	0,111	0,089	4,74
4	Alimentação	100,0	66,4	48,00	22,09	5,13	0,091	0,070	3,01
	Concentrado	49,0		65,02	3,22	1,62	0,066	0,052	1,59
	Rejeito	51,0		31,18	40,16	9,01	0,118	0,092	4,76
5	Alimentação	100,0	73,3	47,28	25,11	4,02	0,087	0,061	2,64
	Concentrado	54,1		64,01	4,69	1,54	0,062	0,045	1,56
	Rejeito	45,9		27,22	49,63	6,72	0,103	0,076	3,71
6	Alimentação	100,0	58,9	47,06	25,06	3,94	0,085	0,060	2,60
	Concentrado	42,5		65,17	3,20	1,35	0,061	0,042	1,42
	Rejeito	57,5		31,82	43,76	5,77	0,102	0,073	3,56
7	Alimentação	100,0	79,2	48,93	22,44	4,01	0,081	0,137	2,72
	Concentrado	61,9		62,64	5,89	1,79	0,067	0,127	1,48
	Rejeito	38,1		25,92	51,01	6,88	0,097	0,153	3,74
8	Alimentação	100,0	68,7	47,12	26,57	3,15	0,066	0,133	2,07
	Concentrado	50,1		64,55	4,55	1,32	0,056	0,122	1,24
	Rejeito	49,9		25,62	54,10	5,22	0,076	0,142	3,42
9	Alimentação	100,0	64,7	48,45	23,90	3,22	0,090	0,552	2,75
	Concentrado	48,5		64,55	3,85	1,25	0,058	0,344	1,60
	Rejeito	51,5		35,93	39,64	4,22	0,092	0,565	3,26
10	Alimentação	100,0	75,1	49,43	20,74	3,88	0,103	0,618	3,14
	Concentrado	59,4		62,46	5,25	1,65	0,076	0,477	1,96
	Rejeito	40,6		28,40	48,31	5,43	0,100	0,545	3,72
11	Alimentação	100,0	57,5	50,17	20,01	3,26	0,091	0,714	2,98
	Concentrado	44,8		64,31	4,11	1,24	0,056	0,416	1,54
	Rejeito	55,2		38,19	35,53	4,23	0,096	0,749	3,64
12	Alimentação	100,0	59,6	49,14	20,82	3,54	0,096	0,783	3,26
	Concentrado	47,9		61,17	6,89	2,07	0,080	0,650	2,33
	Rejeito	52,1		39,16	34,31	4,67	0,104	0,842	3,84
13	Alimentação	100,0	76,3	44,18	31,60	3,24	0,078	0,020	2,03
	Concentrado	51,1		65,92	3,36	0,91	0,055	0,020	0,91
	Rejeito	48,9		21,45	60,94	5,51	0,098	0,028	2,96
14	Alimentação	100,0	65,0	42,90	32,29	3,40	0,076	0,112	2,65
	Concentrado	43,7		63,80	5,29	1,39	0,069	0,081	1,85
	Rejeito	56,3		26,69	53,25	4,95	0,082	0,136	3,28
15	Alimentação	100,0	75,7	41,66	35,07	2,98	0,059	0,077	2,16
	Concentrado	50,0		63,00	6,87	1,28	0,055	0,061	1,58
	Rejeito	50,0		20,30	63,30	4,67	0,064	0,092	2,74

Fonte: Próprio autor.

6 DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

As análises e discussões dos resultados obtidos estão apresentados neste capítulo conforme a seguinte estrutura:

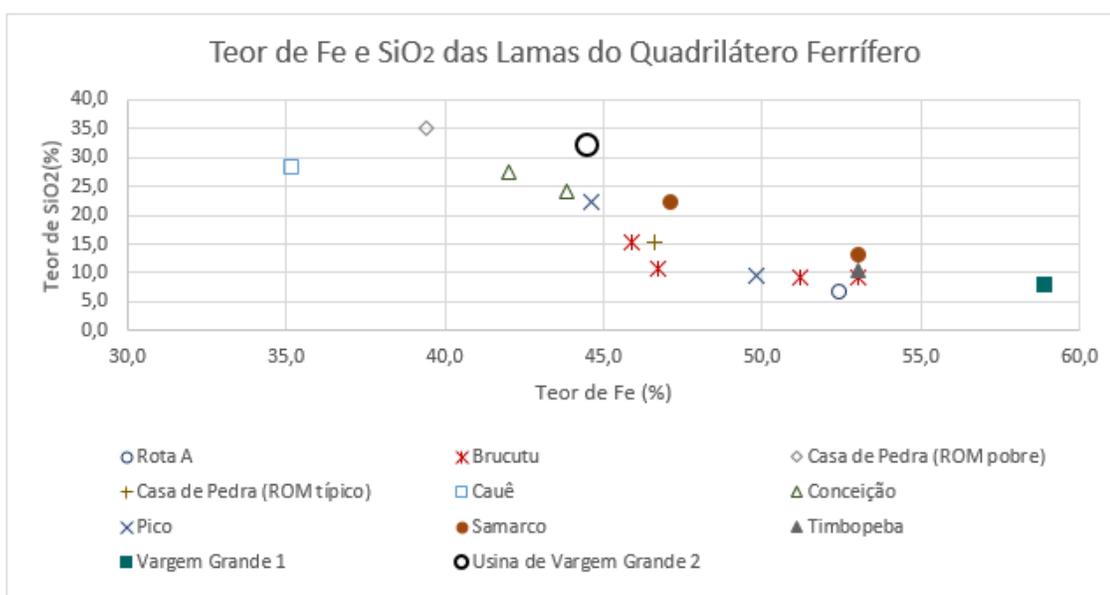
- a) análise dos resultados obtidos na caracterização tecnológica das lamas da usina de Vargem Grande 2 e comparação com as demais lamas do Quadrilátero Ferrífero, conforme trabalhos apresentados na revisão bibliográfica;
- b) avaliação da influência das variáveis de operação no desempenho dos concentradores magnéticos de carrossel para a concentração de lamas;
- c) avaliação da influência das variáveis de operação no desempenho dos concentradores magnéticos verticais para a concentração de lamas;
- d) avaliação da influência da variabilidade das lamas da usina de Vargem Grande 2 no desempenho da concentração magnética vertical
- e) comparação dos resultados obtidos para a concentração magnética das lamas de Vargem Grande 2 com resultados apresentados em trabalhos anteriores de concentração de lamas do Quadrilátero Ferrífero.
- f) avaliação dos ganhos potenciais com a implantação de um circuito para concentração magnética de lamas na usina de Vargem Grande 2.

6.1 Análise dos Resultados de Caracterização Tecnológica

Neste item são comparados os resultados obtidos na caracterização tecnológica das lamas de Vargem Grande 2 com as demais lamas do Quadrilátero Ferrífero, conforme trabalhos apresentados na revisão bibliográfica.

A figura 85 apresenta um gráfico comparativo dos teores de Fe e SiO₂ das lamas da usina de Vargem Grande 2, com as lamas de diferentes usinas do Quadrilátero Ferrífero.

Figura 85– Comparativo dos Teores de Fe e SiO₂ das Lamas do Quadrilátero Ferrífero

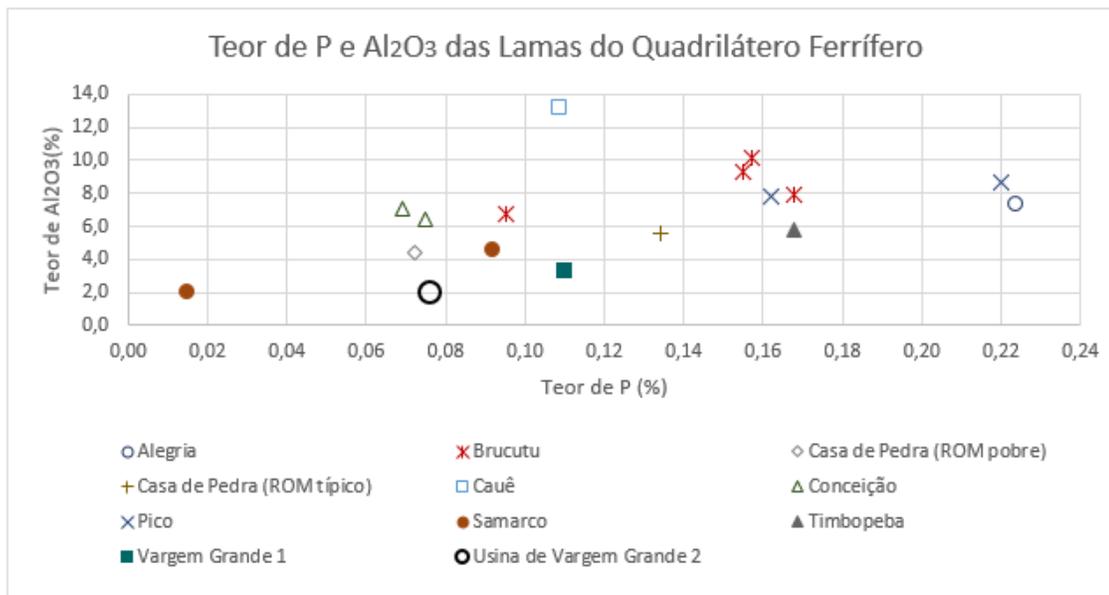


Fonte: Próprio autor.

De acordo com as informações apresentadas na figura 85 é possível observar que as lamas da usina de Vargem Grande 2 apresentam um teor de SiO₂ significativamente superior a maioria das demais usinas avaliadas, sendo inferior apenas as lamas do R.O.M. pobre da Usina de Casa de Pedra. Quanto ao teor de Fe das lamas de Vargem Grande 2, este se mostra inferior a maioria das usinas avaliadas, sendo superior apenas para as lamas das usinas de Cauê, Conceição e ao R.O.M. pobre da Usina de Casa de Pedra.

A figura 86 apresenta um gráfico comparativo dos teores de P e Al_2O_3 das lamas da usina de Vargem Grande 2, com as lamas de diferentes usinas do Quadrilátero Ferrífero.

Figura 86– Comparativo dos Teores de P e Al_2O_3 das Lamas do Quadrilátero Ferrífero

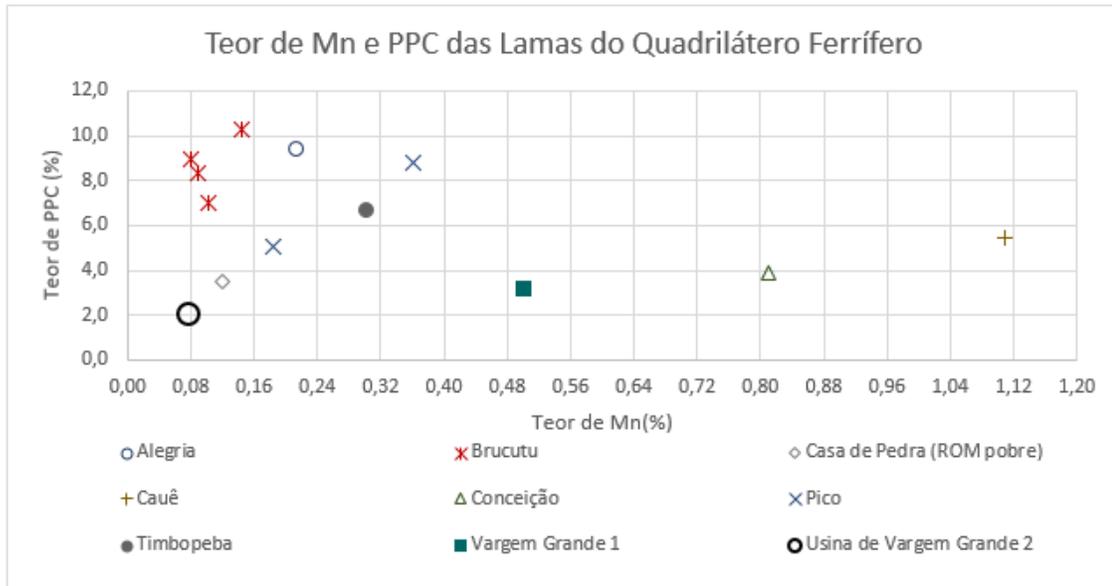


Fonte: Próprio autor.

De acordo com as informações apresentadas na figura 86, é possível observar que as lamas da usina de Vargem Grande 2 apresentam um teor de Al_2O_3 significativamente inferior a maioria das demais usinas avaliadas, ficando próximo apenas para uma, das duas amostras, de lamas das usinas da Samarco. Quanto ao teor de P das lamas de Vargem Grande 2, este se mostra inferior a maioria das usinas avaliadas, ficando próximo para as lamas das usinas de Conceição e ao R.O.M. pobre da Usina de Casa de Pedra e superior apenas para uma, das duas amostras, de lamas das usinas da Samarco.

A figura 87 apresenta um gráfico comparativo dos teores de Mn e PPC das lamas da usina de Vargem Grande 2, com as lamas de diferentes usinas do Quadrilátero Ferrífero.

Figura 87– Comparativo dos Teores de Mn e PPC das Lamas do Quadrilátero Ferrífero



Fonte: Próprio autor.

De acordo com as informações apresentadas na figura 87 é possível observar que as lamas da usina de Vargem Grande 2 apresentam teores de Mn e PPC significativamente inferiores a todas as demais usinas avaliadas.

O baixo teor de Al_2O_3 , P Mn e PPC das lamas de Vargem Grande 2 é um indicativo de ausência, ou baixa participação de minerais como a gibbsita, caulinita, muscovita e óxidos de manganês na composição mineralógica. Este indicativo foi confirmado pela quantificação mineralógica que apontou uma participação de 95% de quartzo e óxidos de ferro.

A alta participação de quartzo e óxidos de ferro encontrada nas lamas de Vargem Grande 2 não é usual para as lamas das demais usinas do Quadrilátero Ferrífero, que apresentam participações significativas de outros minerais, principalmente caulinita, gibbsita e muscovita. A tabela 79 mostra um resumo comparativo das análises mineralógicas encontradas na literatura para lamas de diferentes usinas do Quadrilátero Ferrífero.

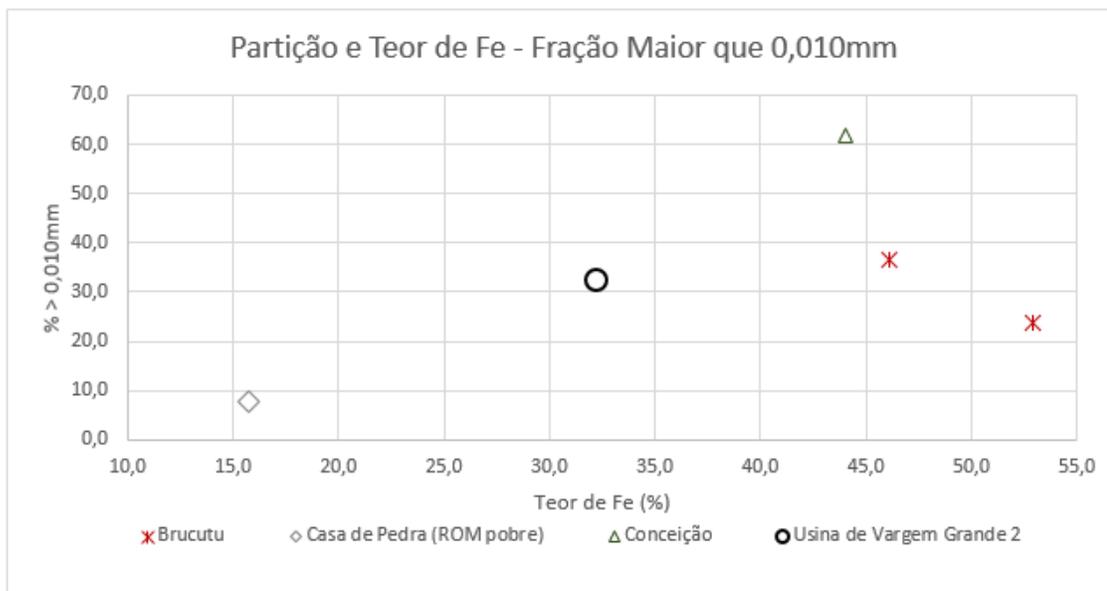
Tabela 79 – Resumo dos Resultados de Mineralogia para Diferentes Lamas do Quadrilátero Ferrífero

Autor	Usinas Avaliadas	Forma de Apresentação	Principais Conclusões
Marques (2013)	Conceição Fábrica Nova Sapecado e Galinheiro Alegria	Difratograma com avaliação semi-quantitativa, com a seguinte convenção: • Dominante (>50%); • Presente (5-50%); • Traço (< 5%)	1 - Presença goethita em todas as amostras de lama, sendo dominante (acima de 50%) nas amostras de Alegria, Fábrica Nova e Sapecado e Galinheiro 2 - Presença de caulinita entre 5% e 50% nas lamas de Fábrica Nova, Conceição e Sapecado e Galinheiro e abaixo de 5% para as lamas de Alegria. 3 - Presença de quartzo entre 5% e 50% nas lamas de Alegria e Sapecado e Galinheiro e acima de 50% para as lamas de Conceição.
Oliveira (2006)	Conceição	Quantificação mineralógica por faixa granulométrica	1 - Para a fração maior que 0,045mm predominância de quartzo 2 - Para a fração entre 0,045mm e 0,020mm predominância de quartzo e hematita (>95%) 3 - Para a fração abaixo de 0,020mm percentual de quartzo inferior a 10% 4 - Para a fração ultrafina (menor que 0,009mm) presença significativa de caulinita (39%), muscovita (8%) e goethita (9%)
Rocha (2008)	Casa de Pedra	Imagens de Microscopia Eletrônica de Varredura	1 - Ocorrência de partículas de muscovita, quartzo e silicatos 2 - Liberação das partículas dos minerais de ganga em relação as partículas dos minerais de ferro
Sales (2012)	Brucutu	Quantificação mineralógica por faixa granulométrica	1 - Predominância da goethita como mineral portador de Ferro, principalmente para a fração menor que 0,020 mm 2 - Baixa ocorrência de quartzo na composição global (<10%) com concentração na fração maior que 0,045 mm 3 - Predominância da caulinita como mineral de ganga para a fração menor que 0,010 mm

Fonte: Próprio autor.

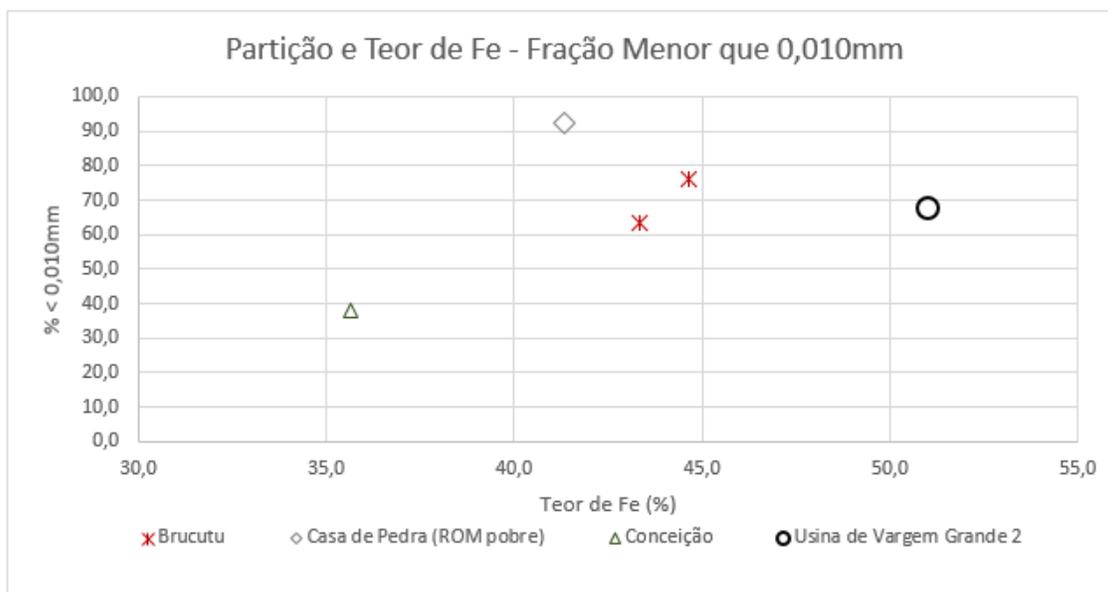
As figura 88 e 89 apresentam um gráfico comparativo da partição em massa e do teor de Fe para a fração retida e passante, respectivamente, na malha de 0,010 mm das lamas da usina de Vargem Grande 2 com as lamas das usinas de Conceição, Casa de Pedra e Brucutu. Os resultados consideram amostragem no circuito industrial e análise granulométrica via cyclosizer.

Figura 88– Comparativo da Partição e do Teor de Fe para a Fração Retida na Malha de 0,010 mm para Lamas do Quadrilátero Ferrífero



Fonte: Próprio autor.

Figura 89– Comparativo da Partição e do Teor de Fe para a Fração Retida na Malha de 0,010 mm para Lamas do Quadrilátero Ferrífero



Fonte: Próprio autor.

De acordo com as informações apresentadas nas figuras 88 e 89 é possível observar que as lamas da usina de Vargem Grande 2 apresentam um percentual

de massa retido na fração de 0,010 mm superior as lamas da usina de Casa de Pedra, próximo as lamas da usina de Brucutu, e inferior as lamas da usina de Conceição. Quanto ao teor de Fe da fração retida na malha de 0,010 mm, a lama de Vargem Grande 2 apresenta um teor superior as lamas da usina de Casa de Pedra e inferior as lamas das usinas de Brucutu e Conceição. Para a fração passante na malha de 0,010 mm as lamas da usina de Vargem Grande 2 apresentam um teor de Fe superior a todas as demais usinas avaliadas.

6.2 Avaliação das Variáveis Operacionais no Desempenho do Concentrador Magnético de Carrossel

Neste item foi avaliada a influência das principais variáveis de operação no desempenho do concentrador magnético de carrossel na concentração de lamas de Vargem Grande. Como referência foram utilizados os resultados obtidos nos ensaios em escala piloto, no concentrador magnético Minimag®.

A avaliação foi realizada de forma individual para cada variável de operação. De forma a ilustrar os resultados obtidos são apresentados gráficos comparativos de recuperação em massa e metalúrgica, teor de Fe e SiO₂ do concentrado, teor de Fe no rejeito (sem considerar o fluxo de médio) e índice de seletividade de Gaudin, calculado conforme equação 4.1.

$$Is = \sqrt{\frac{R1 \times T2}{R2 \times T1}} \quad (4.1)$$

Onde:

Is = Índice de Seletividade de Gaudin

R1 = Partição para concentrado da espécie 1, no caso Fe

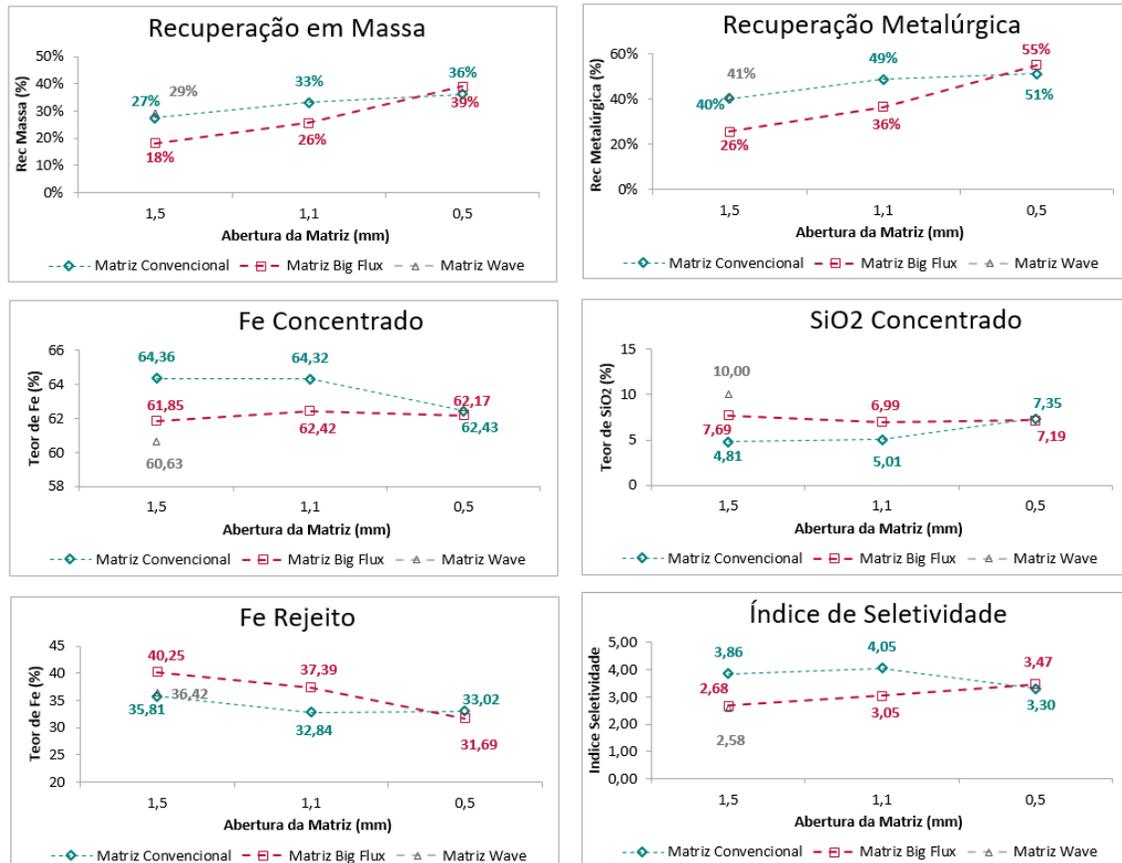
T2 = Partição para rejeito da espécie 2, no caso SiO₂

R2 = Partição para concentrado da espécie 2

T1 = Partição para rejeito da espécie 1

A influência da abertura e do tipo de matriz na performance da concentração magnética de carrossel é apresentada na figura 90.

Figura 90– Influência da Abertura e Tipo da Matriz na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel



Fonte: Próprio autor.

A partir das informações apresentadas na figura 90 é possível tecer as seguintes análises sobre a influência da abertura e tipo da matriz na concentração de lamelas de minério de ferro da usina de Vargem Grande 2 em concentradores magnéticos de carrossel:

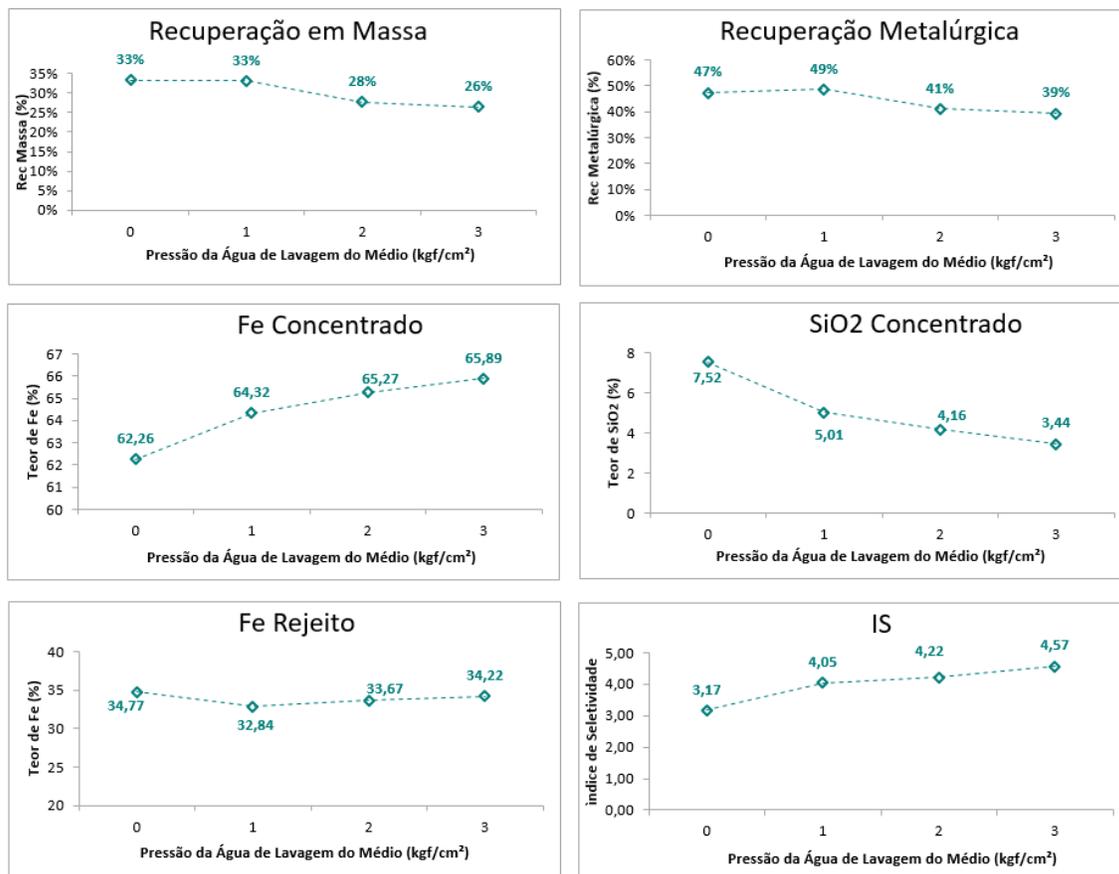
- a) a redução da abertura das matrizes levou a uma redução do teor de Fe no rejeito, com conseqüente aumento da recuperação em massa e metalúrgica. O mecanismo aqui proposto para essa redução do teor de Fe no rejeito é o menor arraste de partículas de minerais de ferro para rejeito com a matriz mais fechada e também pelo maior campo magnético aplicado as partículas, pois como os ensaios foram realizados com a mesma corrente elétrica nas bobinas do concentrador magnético, a redução da abertura das matrizes leva a

um aumento da concentração das linhas de fluxo magnético no interior das matrizes;

- b) não foi observado alteração na qualidade do concentrado com a redução da abertura das matrizes para a matriz Big Flux. Por outro lado, para a matriz convencional, a utilização de matriz com abertura de 0,5 mm levou a um aumento significativo do teor de SiO_2 no concentrado, com redução na seletividade do processo. A hipótese para a redução na qualidade é o aumento do preenchimento da área livre da matriz, o que impediu que as partículas de minerais de ganga fossem descartadas no fluxo de rejeito. Como a matriz Big Flux possui uma maior área aberta, não houve alteração na qualidade do concentrado;
- c) para as aberturas de 1,5 mm e 1,1 mm a matriz convencional apresentou um desempenho superior a matriz Big Flux, tanto para a qualidade do concentrado, quanto para o Fe no rejeito e recuperação em massa. O mecanismo proposto para explicar o desempenho inferior da matriz Big Flux é o maior espaço entre os dentes da matriz, o que leva a uma maior probabilidade das partículas ultrafinas de hematita serem direcionadas para o rejeito por arraste hidráulico;
- d) a utilização de matriz Wave com preenchimento levou a um aumento do teor de SiO_2 no concentrado, sem alteração significativa do teor de Fe no rejeito, o que levou a uma redução da seletividade, quando comparado a matriz convencional de mesma abertura. Aqui o mecanismo proposto é a dificuldade de descarte das partículas dos minerais de ganga para rejeito, em função do preenchimento da matriz com uma tela metálica.

A influência da pressão da água de lavagem de médio na performance da concentração magnética de carrossel é apresentada na figura 91.

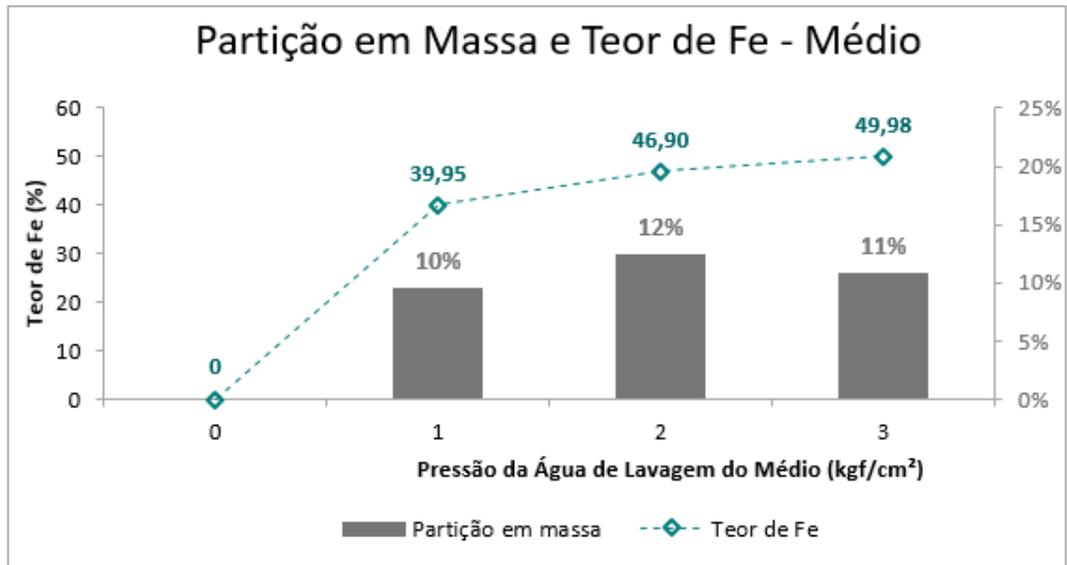
Figura 91– Influência da Pressão de Água de Lavagem de Médio na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel



Fonte: Próprio autor.

A partir dos dados e das informações apresentadas na figura 91 é possível observar que o aumento na pressão da água de lavagem de médio levou a uma melhora na qualidade do concentrado, sendo possível a obtenção de um concentrado com 65,89% de Fe e 3,44% de SiO₂ com a utilização de uma pressão de 3 kgf/cm². O teor de Fe do rejeito não sofreu alterações com a variação da pressão da água de médio, porém a recuperação para concentrado diminuiu em função da maior partição em massa e do teor de Fe do fluxo de médio. A figura 92 mostra a partição em massa e o teor de Fe para o fluxo de médio em função da pressão de água de lavagem.

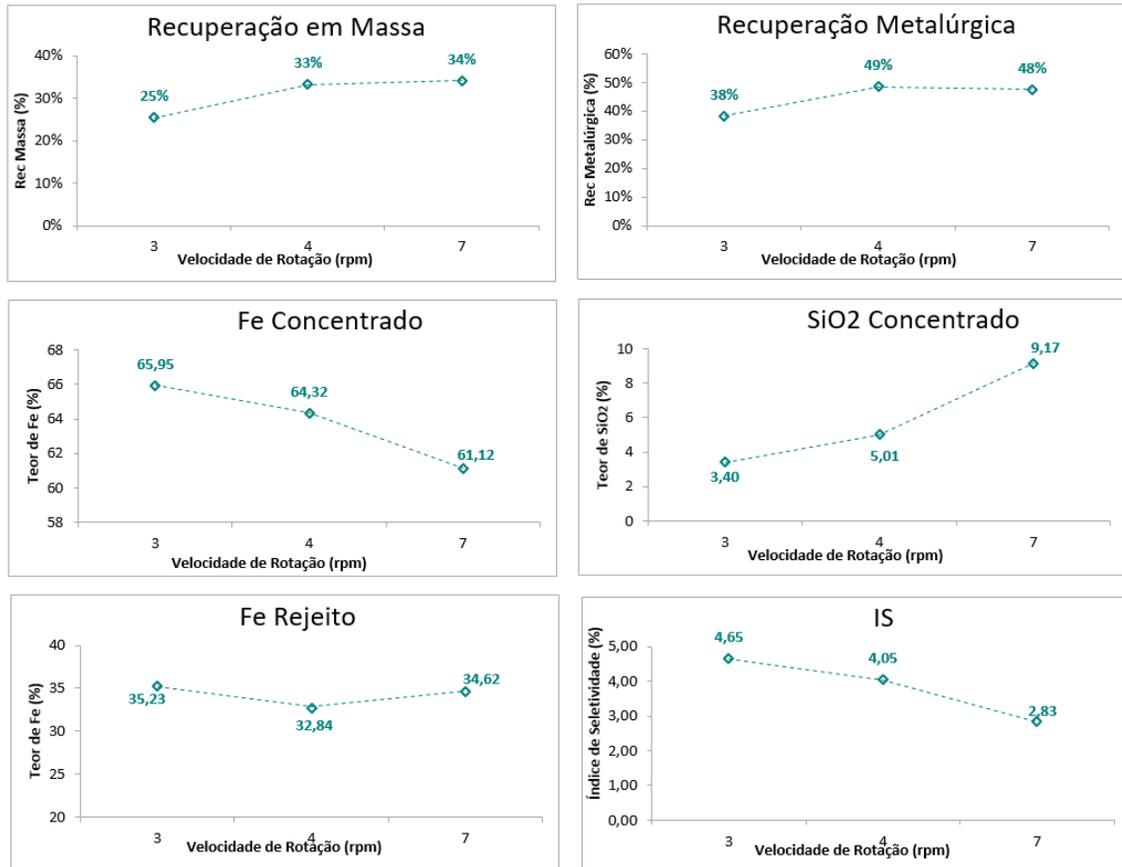
Figura 92– Partição em Massa e Teor de Fe do Fluxo de Médio em Função da Pressão da Água de Lavagem de Médio



Fonte: Próprio autor.

A influência da velocidade de rotação do rotor na performance da concentração magnética de carrossel é apresentada na figura 93.

Figura 93– Influência da Velocidade de Rotação do Rotor na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel

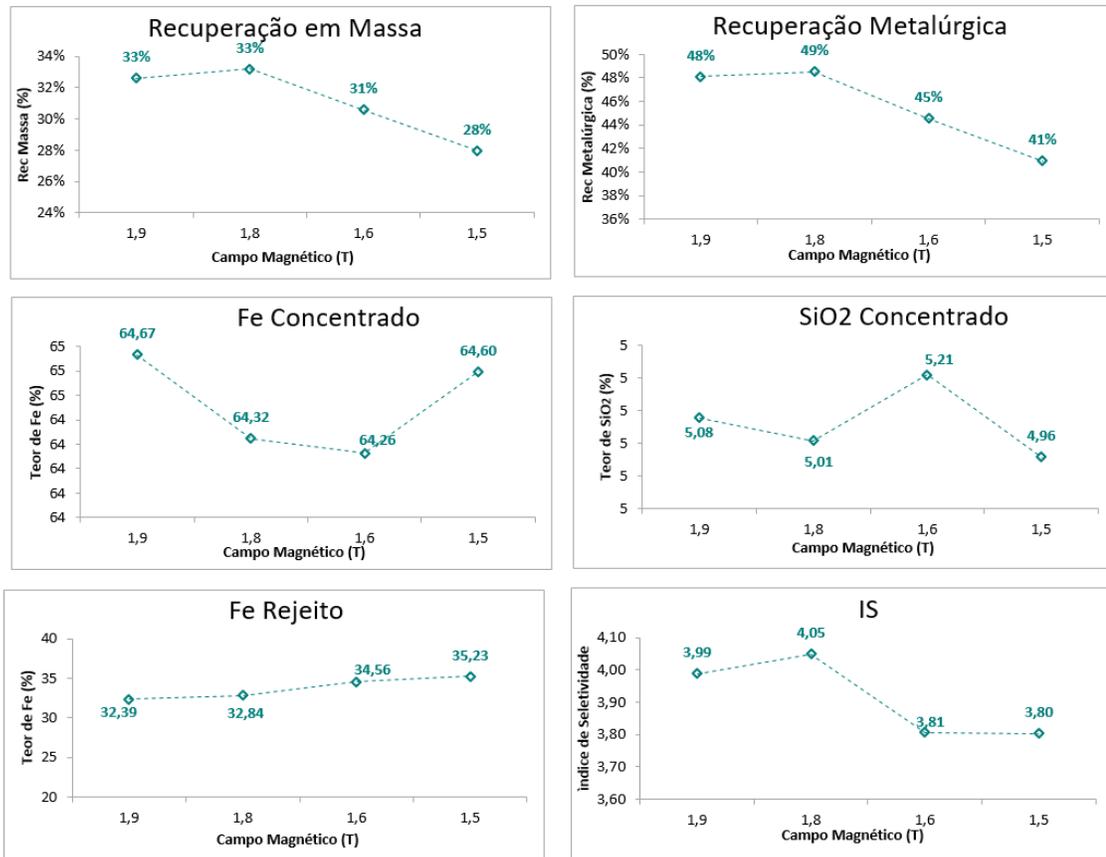


Fonte: Próprio autor.

A partir das informações apresentadas na figura 93 é possível observar que a redução na velocidade de rotação do carrossel levou a uma melhora na qualidade do concentrado, sendo possível a obtenção de um concentrado com 65,95% de Fe e 3,40% de SiO₂ com uma rotação de 3 rpm. Essa melhora na qualidade é aqui atribuída ao maior tempo de permanência da matriz sob ação do campo magnético, o que favorece o descarte para rejeito das partículas dos minerais de ganga e também aumenta a perda de partículas ultrafinas de ferro para o rejeito, com redução da recuperação em massa.

A influência da intensidade do campo magnético na performance da concentração magnética de carrossel é apresentada na figura 94.

Figura 94– Influência do Campo Magnético na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel



Fonte: Próprio autor.

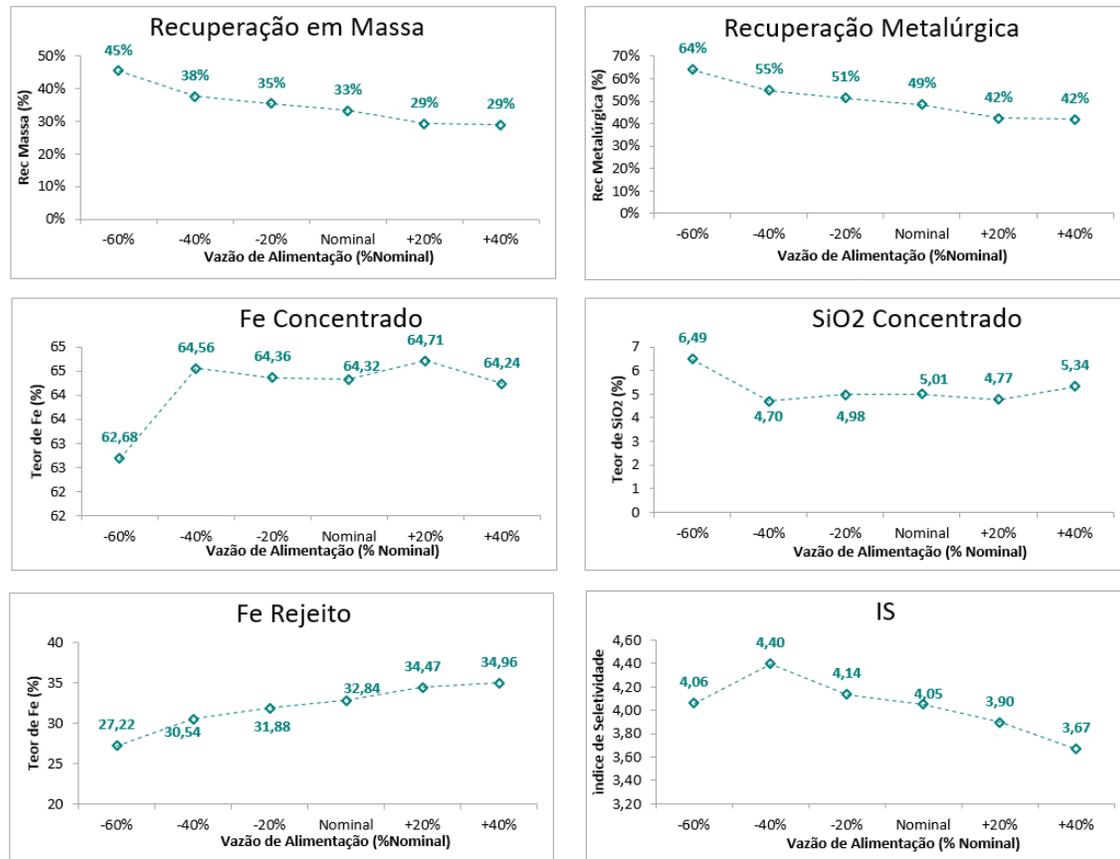
A partir das informações apresentadas na figura 94 é possível tecer as seguintes análises a respeito da influência da intensidade do campo magnético na performance da concentração de lamelas de minério de ferro de Vargem Grande em concentradores magnéticos de carrossel:

- a) a redução do campo magnético não apresentou influência significativa na qualidade do concentrado. Ou seja, a força magnética não se mostrou significativa para o direcionamento das partículas dos minerais de ganga para o concentrado;
- b) a redução do campo magnético para valores inferiores a 1,8 T levou a uma redução da recuperação em massa, com aumento do teor de Fe no rejeito. O entendimento aqui é que houve um maior arraste

hidráulico de partículas ultrafinas de hematita para o rejeito com a redução da força magnética.

A influência da vazão de alimentação na performance da concentração magnética de carrossel é apresentada na figura 95.

Figura 95– Influência da Vazão de Alimentação na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel



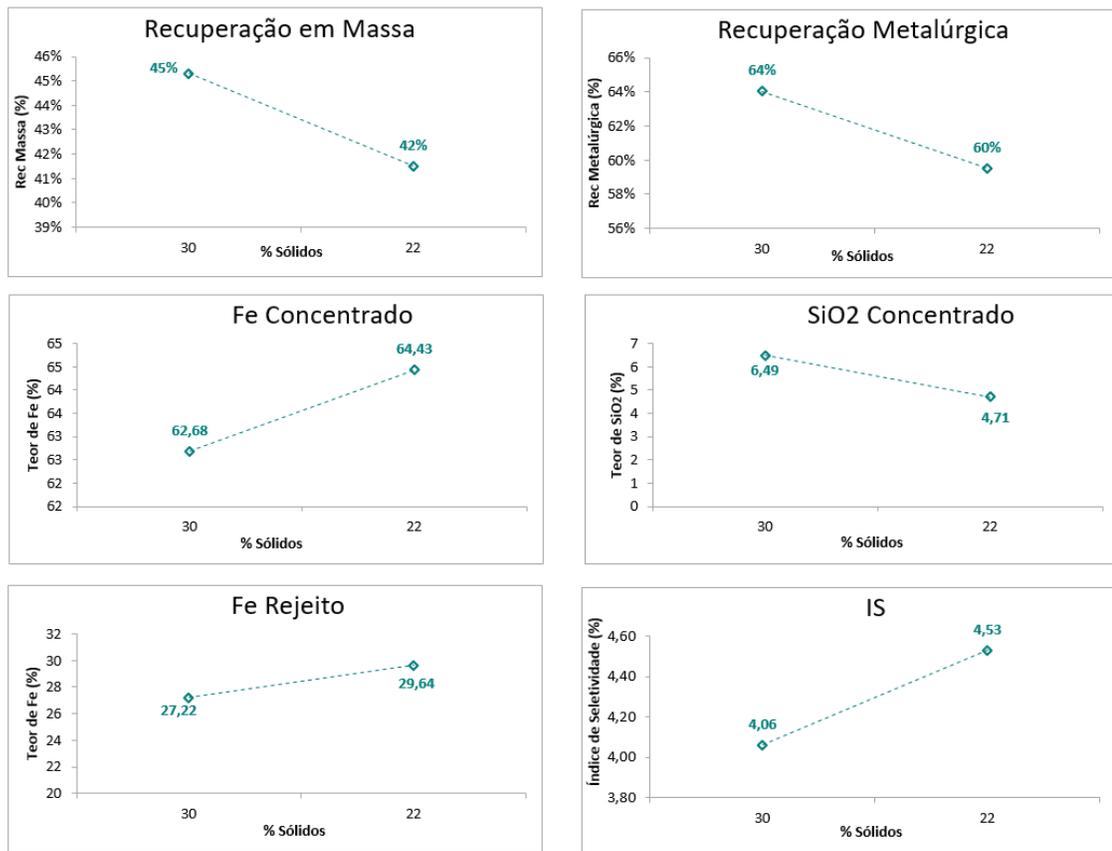
Fonte: Próprio autor.

A partir dos dados e das informações apresentadas na figura 95 é possível observar que a redução na vazão de alimentação levou a redução do teor de Fe do rejeito, com aumento da recuperação em massa e metalúrgica. Essa melhora de performance é aqui atribuída à redução da velocidade inicial da polpa, o que reduz o arraste hidráulico de partículas ultrafinas de ferro para o rejeito. Essa redução do arraste hidráulico é mais intensa quanto menor for a vazão de alimentação e explica, inclusive, o aumento no teor de SiO₂ do concentrado para

o ensaio realizado com 60% de redução da vazão de alimentação, no qual o entendimento é que a redução do arraste hidráulico foi tão significativa que afetou inclusive o descarte das partículas dos minerais de ganga para o rejeito.

A influência do percentual de sólidos da alimentação na performance da concentração magnética de carrossel é apresentada na figura 96.

Figura 96– Influência do Percentual de Sólidos da Alimentação na Performance do Concentrador Magnético de Carrossel



Fonte: Próprio autor.

A partir das informações apresentadas na figura 96 é possível observar que a redução do percentual de sólidos da alimentação leva a uma melhora na qualidade do concentrado, porém com uma redução da recuperação em massa, com aumento do teor de Fe no rejeito. Embora não houvesse medição é razoável supor que a redução do percentual de sólidos resulte em redução da viscosidade da polpa, o que favoreceria o descarte das partículas de ganga para o rejeito. No

entanto, a redução da viscosidade da polpa aumentaria a perda de partículas de hematita para o rejeito em função da menor resistência da polpa ao movimento inicial descendente dessas partículas. É importante reiterar que os ensaios foram realizados com uma redução de 60% na vazão de alimentação, em relação a vazão nominal do equipamento.

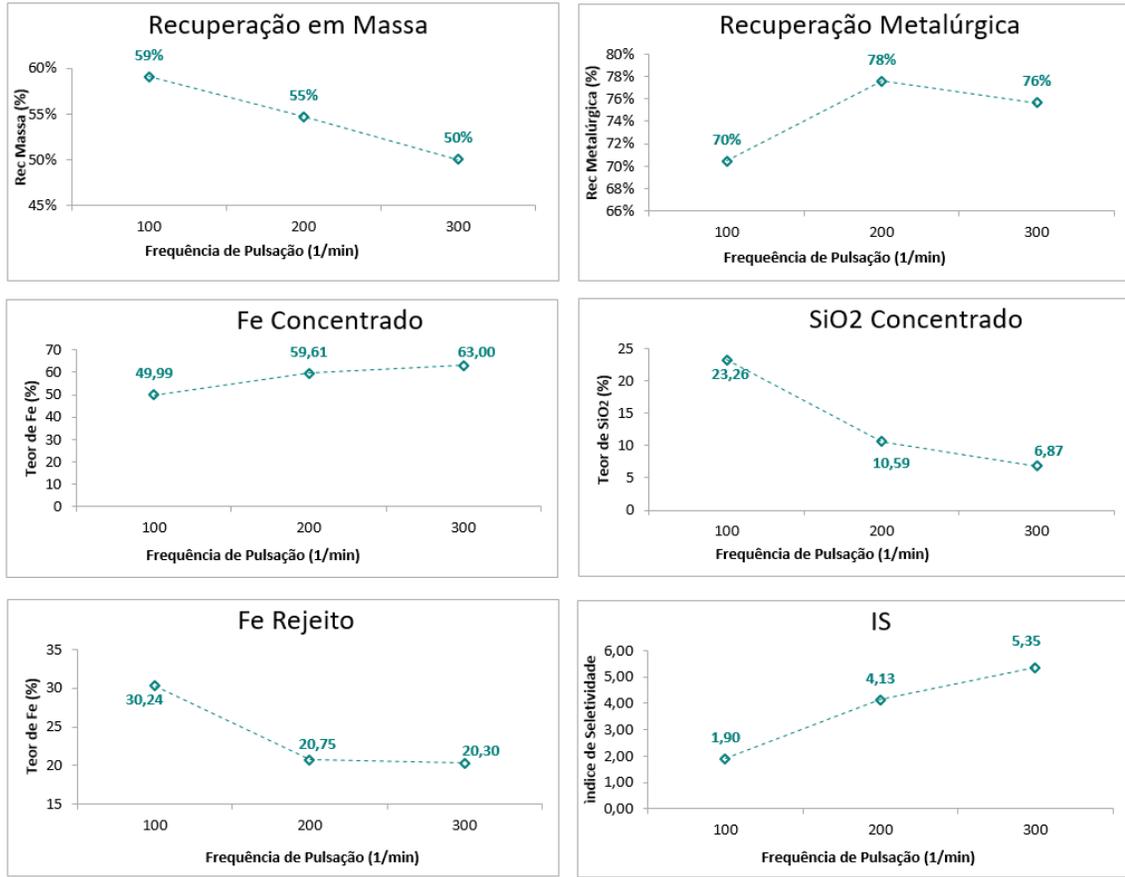
6.3 Avaliação das Variáveis Operacionais na Performance do Concentrador Magnético Vertical

Neste item foi avaliada a influência das principais variáveis de operação na performance do concentrador magnético vertical na concentração de lamas da usina industrial de Vargem Grande 2. Como referência foram utilizados os resultados obtidos nos ensaios em escala contínua no concentrador magnético modelo LGS-500 EX®.

Assim como no item anterior, a avaliação foi realizada de forma individual para cada variável de operação e, de forma a ilustrar os resultados obtidos, são apresentados gráficos comparativos de recuperação em massa e metalúrgica, teor de Fe e SiO₂ do concentrado, teor de Fe no rejeito e índice de seletividade de Gaudin.

A influência da frequência de pulsação na performance do concentrador magnético vertical é apresentada na figura 97.

Figura 97– Influência da Frequência de Pulsação na Performance do Concentrador Magnético Vertical

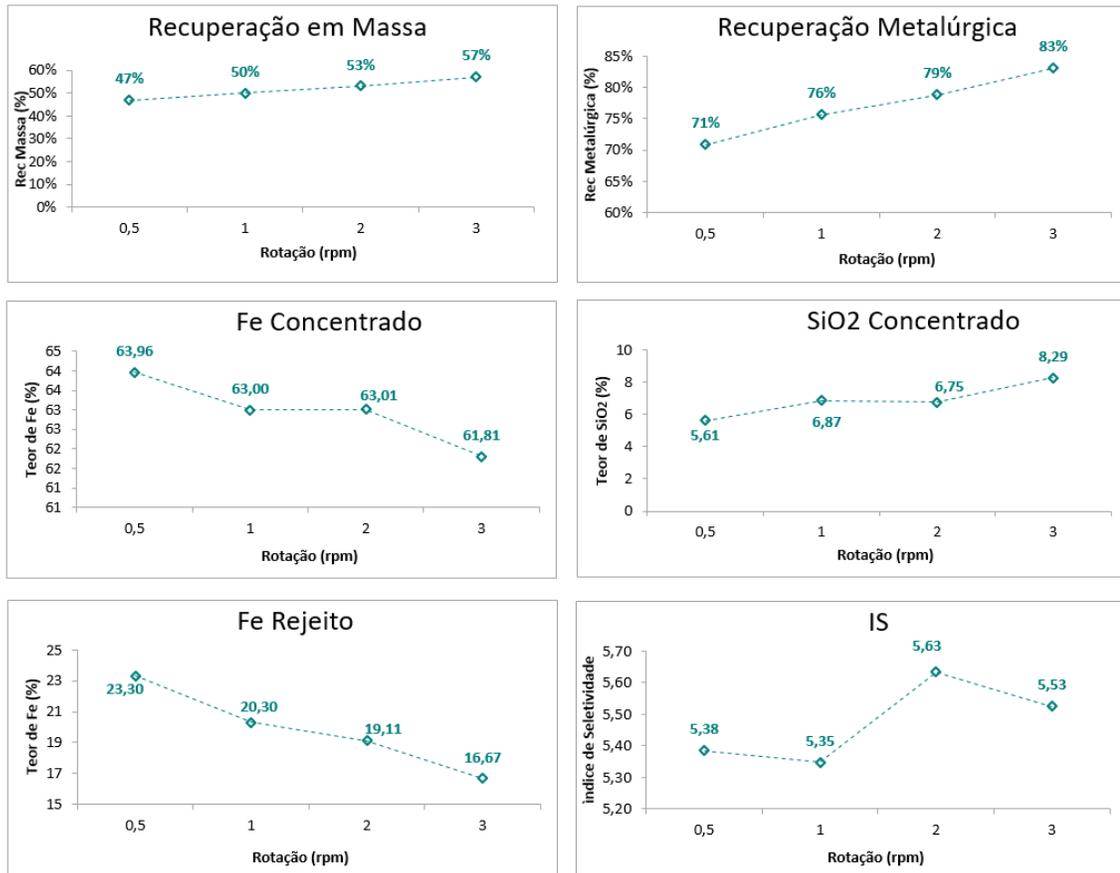


Fonte: Próprio autor.

A partir das informações apresentadas na figura 97 é possível observar que a redução na frequência de pulsação acarretou redução significativa da seletividade do processo de concentração, levando ao aumento tanto do teor de SiO₂ do concentrado quanto do teor de Fe do rejeito. A manutenção das partículas em suspensão, pela pulsação do diafragma, é, portanto, fundamental para a performance do concentrador magnético vertical.

A influência da velocidade de rotação do rotor na performance do concentrador magnético vertical é apresentada na figura 98.

Figura 98– Influência da Velocidade de Rotação na Performance do Concentrador Magnético Vertical

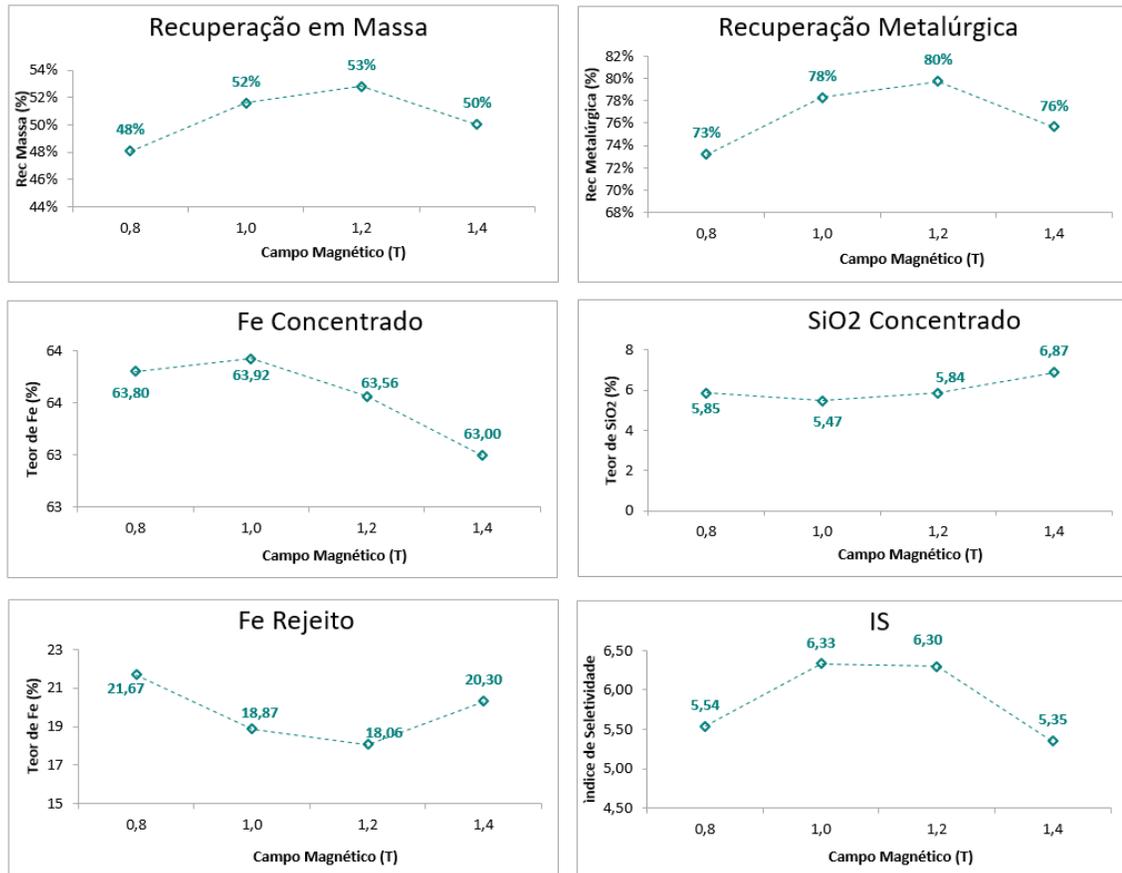


Fonte: Próprio autor.

A partir das informações apresentadas na figura 98 é possível observar que o aumento da velocidade de rotação do carrossel leva ao aumento da recuperação em massa e metalúrgica, com redução do teor de Fe do rejeito e aumento do teor de SiO₂ do concentrado. O mecanismo aqui proposto é que o aumento da velocidade de rotação do carrossel resulta em maior capacidade de transporte de partículas pela matriz e, conseqüente maior arraste tanto de partículas ultrafinas de ferro quanto de partículas de quartzo para o concentrado.

A influência da intensidade do campo magnético na performance do concentrador magnético vertical é apresentada na figura 99.

Figura 99– Influência do Campo Magnético na Performance do Concentrador Magnético Vertical



Fonte: Próprio autor.

A partir das informações apresentadas na figura 99 é possível tecer as seguintes análises a respeito da influência da intensidade do campo magnético na performance dos concentradores magnéticos verticais no processamento de lamaz da usina de Vargem Grande 2.

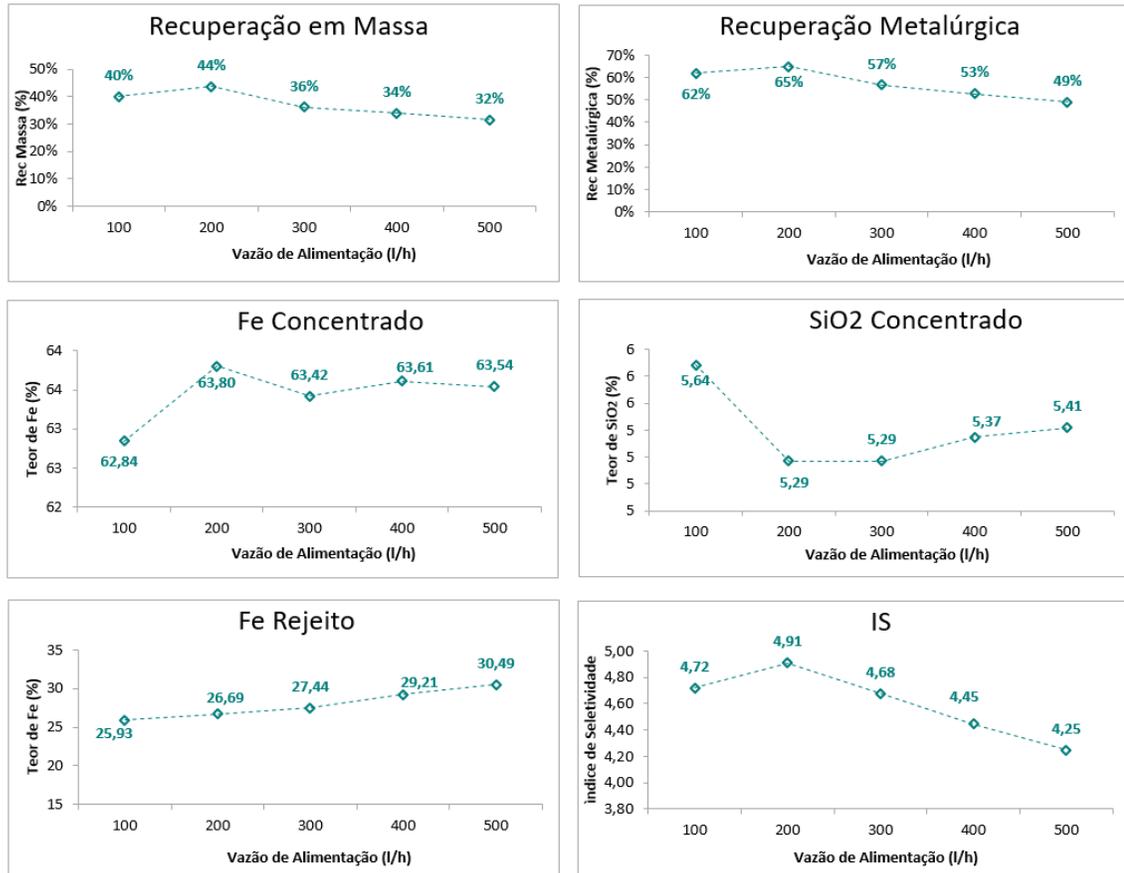
- a) quanto à recuperação em massa e teor de Fe no rejeito é possível observar um máximo desempenho para um campo magnético entre 1,0 T e 1,2 T. O mecanismo aqui proposto é que a colisão entre as partículas e as matrizes não depende do campo magnético aplicado, conforme mostrado na figura 25, da seção 3.1.1 e dessa forma a separação entre as partículas magnéticas (minerais de ferro) das não magnéticas (minerais de ganga) ocorre durante o transporte dessas

da bacia de separação para a região de descarga do concentrado, onde a força de atração (magnética) entre as partículas e as matrizes deve ser superior ao arraste hidráulico da polpa. Isto posto, para campos magnéticos inferiores a 1,0 T, a força magnética seria insuficiente para manter retida nas matrizes as partículas de minerais de ferro, o que levaria a redução da recuperação em massa e aumento no teor de Fe no rejeito. Da mesma forma, a utilização de campo magnético com intensidade superior a 1,2 T não teria influência no aumento da recuperação em massa da concentração magnética, pois esta intensidade de campo já seria suficiente para vencer o arraste hidráulico durante o transporte das partículas. O aumento excessivo do campo magnético, pode levar inclusive ao aumento da perda de partículas de ferro para o rejeito, devido ao aprisionamento de partículas de minerais de ganga nas matrizes o que reduziria a eficiência de colisão das partículas de minerais de ferro com as matrizes;

- b) quanto à qualidade, é possível observar uma tendência na redução do teor de SiO_2 e aumento do teor de Fe do concentrado com a redução do campo magnético de 1,4 T para 1,0 T. Esses aspectos podem ser atribuídos ao arraste progressivo de minerais de ganga para o concentrado em função da maior intensidade de campo magnético;
- c) a redução do campo magnético de 1,0 T para 0,8 T levou a um aumento no teor de Fe no rejeito com consequente perda de recuperação em massa, sem influência na qualidade do concentrado. Conforme citado acima, o mecanismo aqui proposto é que, para campo magnético inferior a 1,0 T a força magnética é insuficiente para atrair e reter as partículas de minerais de Fe nas matrizes, favorecendo, portanto, o arraste hidráulico das mesmas durante o transporte pelas matrizes da bacia de separação para a região de descarga do concentrado.

A influência da vazão de alimentação na performance do concentrador magnético vertical é apresentada na figura 100.

Figura 100– Influência da Vazão de Alimentação na Performance do Concentrador Magnético Vertical

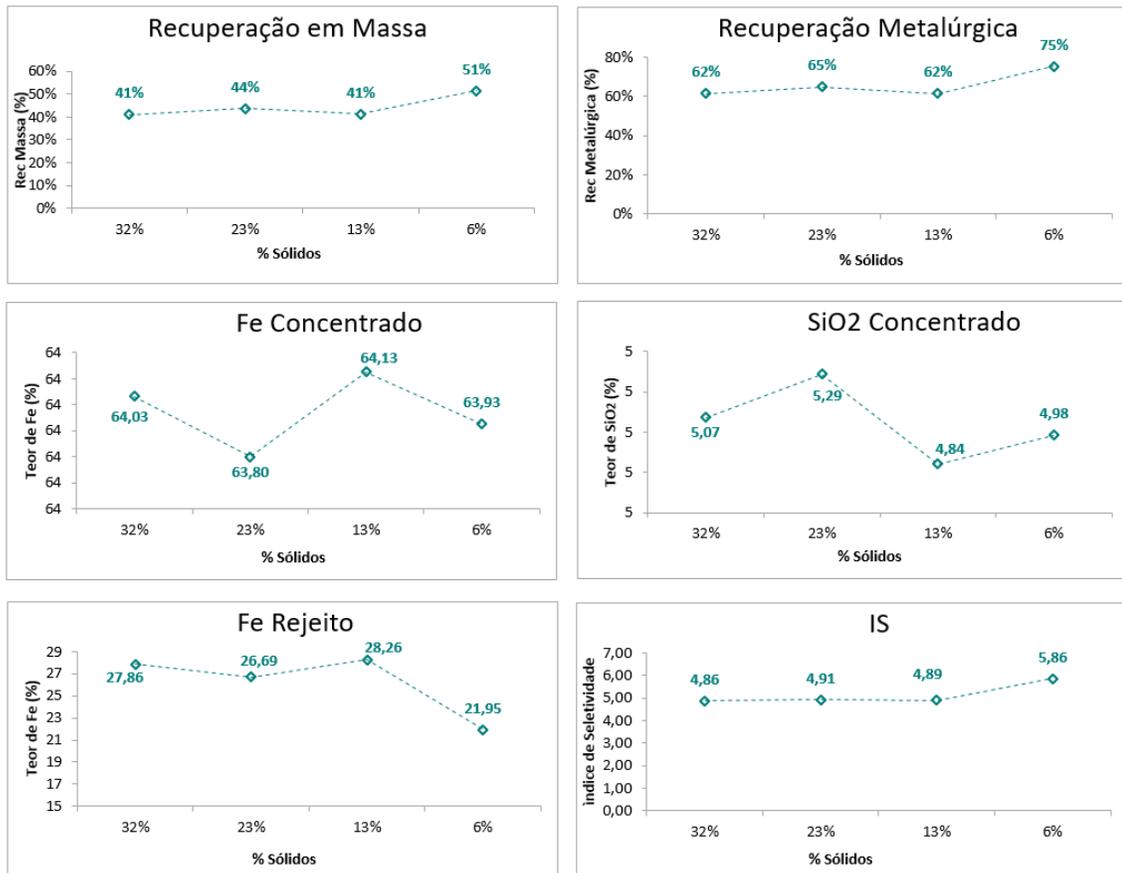


Fonte: Próprio autor.

A partir das informações apresentadas na figura 100 é possível observar que o aumento da vazão de alimentação do concentrador magnético vertical levou ao aumento no teor de Fe do rejeito, com perda de recuperações em massa e metalúrgica de Fe. Essa redução de performance foi aqui atribuída mediante o aumento da velocidade da polpa na bacia de separação, o que aumentaria o arraste hidráulico de partículas ultrafinas de minerais de ferro para o rejeito. Esse mecanismo explicaria também o aumento no teor de SiO₂ do concentrado para o ensaio realizado com a redução da vazão para 100 L/h, onde a velocidade da polpa diminui de tal forma que reduz inclusive o arraste de partículas de minerais de ganga para o rejeito.

A influência do percentual de sólidos da alimentação na performance do concentrador magnético vertical é apresentada na figura 101.

Figura 101– Influência do Percentual de Sólidos da Alimentação na Performance do Concentrador Magnético Vertical



Fonte: Próprio autor.

Os ensaios realizados com percentual de sólidos da alimentação entre 32% e 13% apresentaram resultados semelhantes, tanto de qualidade quanto de recuperação em massa. A redução do percentual de sólidos da alimentação para 6% levou a uma redução significativa no teor de Fe do rejeito, sem prejudicar a qualidade do concentrado. Como todos os ensaios foram realizados com a mesma vazão volumétrica de alimentação (200 L/h de polpa) essa melhora de performance pode ser atribuída à maior probabilidade de coleta das partículas ultra finas pelas matrizes, ou ainda pela redução do arraste hidráulico durante o

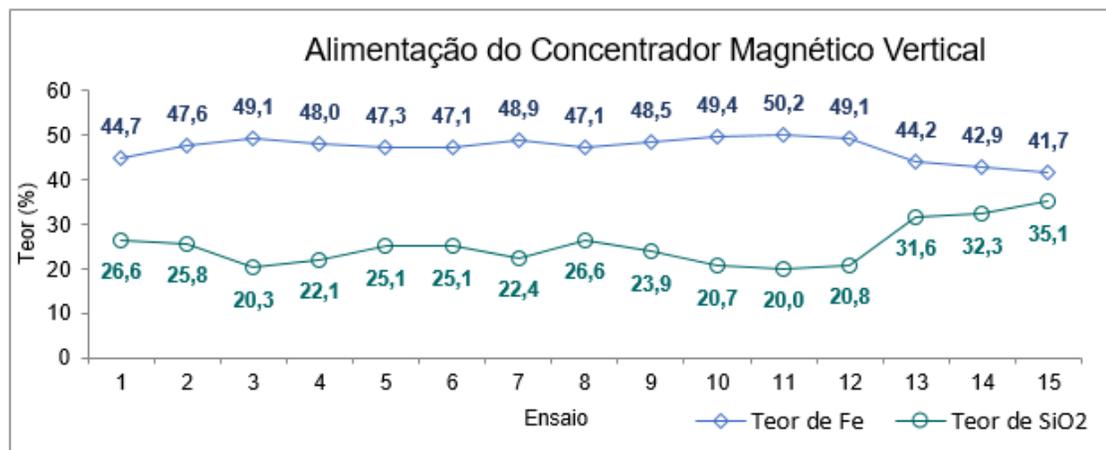
transporte das partículas para a região de descarga do concentrado, em função da provável menor viscosidade da polpa.

6.4 Influência da Variabilidade das Lamas na Performance da Concentração Magnética

Neste item foi avaliada a influência da variabilidade das lamas da usina de Vargem Grande 2 na performance da concentração magnética por meio do concentrador magnético vertical. Os resultados foram obtidos a partir de quinze ensaios realizados na mesma condição operacional, porém em dias distintos de operação da usina.

A figura 102 mostra o teor de Fe e SiO₂ da alimentação dos quinze ensaios realizados para avaliação da variabilidade das lamas no desempenho do concentrador magnético vertical.

Figura 102– Teor de Fe e SiO₂ da Alimentação do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade



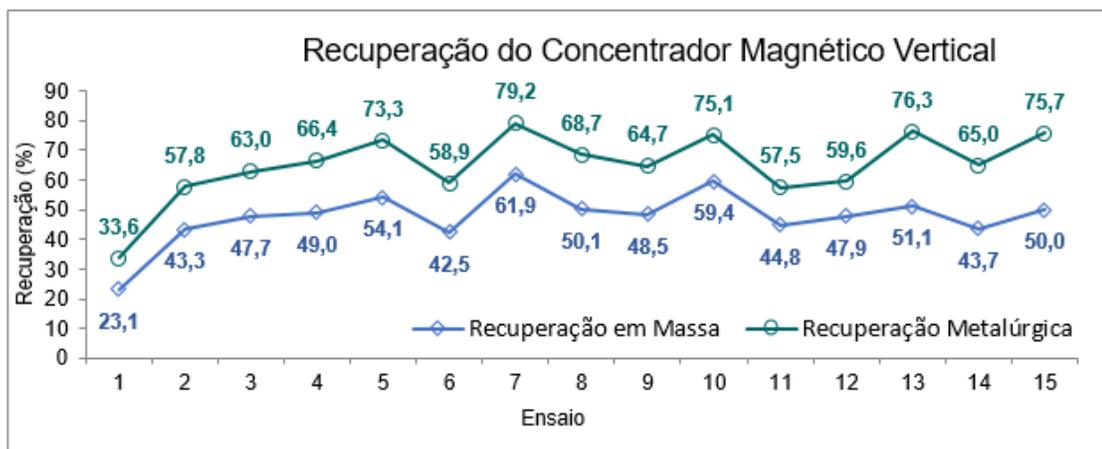
Fonte: Próprio autor.

A partir dos dados da figura 102 é possível observar uma variação significativa nos teores de Fe e SiO₂ das lamas da usina de Vargem Grande 2, com uma diferença de 8,5 pontos percentuais entre o maior e menor teor de Fe e de 15,0 pontos percentuais entre o maior e o menor teor de SiO₂. Essa variação ocorre

tanto em função de variação da química do R.O.M. de alimentação da usina, quanto da performance da deslamagem, que pode resultar em variações significativas de partição de partículas finas de minerais portadores de ferro para as lamas.

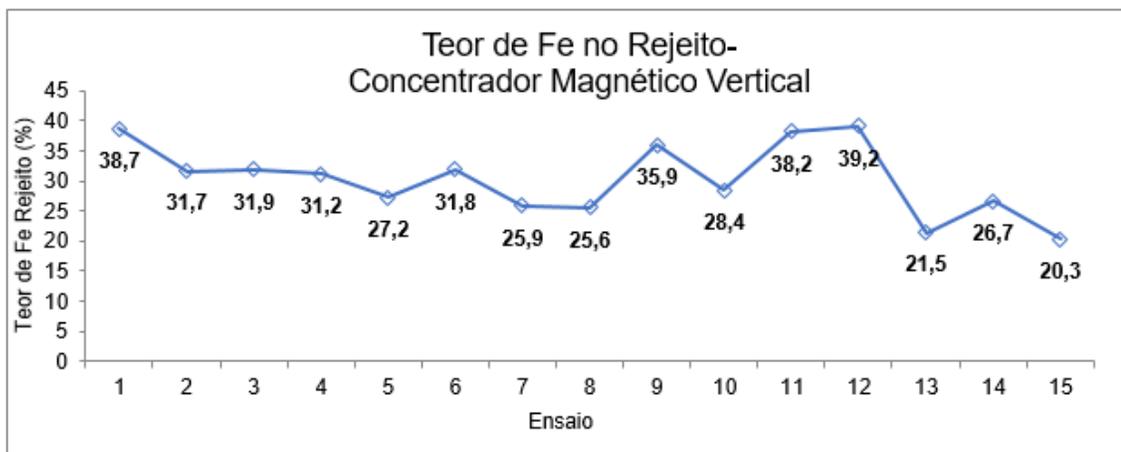
A figura 103 mostra a recuperação em massa e metalúrgica e a figura 104 o teor de Fe no rejeito obtidos nos quinze ensaios realizados para avaliação da variabilidade das lamas no desempenho do concentrador magnético vertical.

Figura 103– Recuperação em Massa e Metalúrgica do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade



Fonte: Próprio autor.

Figura 104– Teor de Fe no Rejeito do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade



Fonte: Próprio autor.

Os resultados apresentados nas figuras 103 e 104 mostram uma variação significativa da recuperação, tanto em massa, quanto metalúrgica e do teor de Fe no rejeito para cada um dos ensaios realizados. A tabela 80 mostra o coeficiente de correlação de Pearson da recuperação em massa, recuperação metalúrgica e do teor de Fe no rejeito com o teor de Fe da alimentação do concentrador magnético.

Tabela 80 – Coeficiente de Correlação de Pearson entre o Teor de Fe na Alimentação e a Recuperação em Massa, Metalúrgica e o Teor de Fe no Rejeito

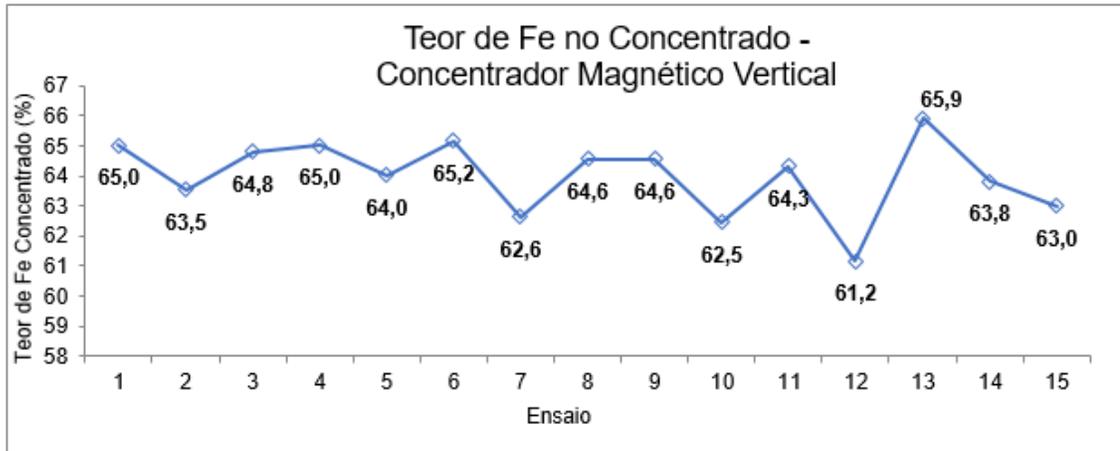
Parâmetro	Coeficiente de Correlação de Pearson	Correlação
Teor Fe Rejeito	0,55	Moderada
Recuperação em Massa	0,32	Fraca
Recuperação Metalúrgica	-0,01	Desprezível

Fonte: Próprio autor.

As correlações apresentadas na tabela 80 indicam que as variações de recuperação em massa e metalúrgica apresentadas nos quinze ensaios realizados não podem ser atribuídas ao teor de Fe da alimentação. Neste caso tais variações são atribuídas, por hipótese, à variação de outras características das lamas, tal como granulometria e mineralogia. Quanto ao teor de Fe no rejeito, é natural que este apresente uma correlação com teor de Fe da alimentação, pois, para a mesma condição operacional, é esperado que um ensaio realizado com maior teor de Fe na alimentação tenha uma perda de partículas de minerais de Fe para o rejeito.

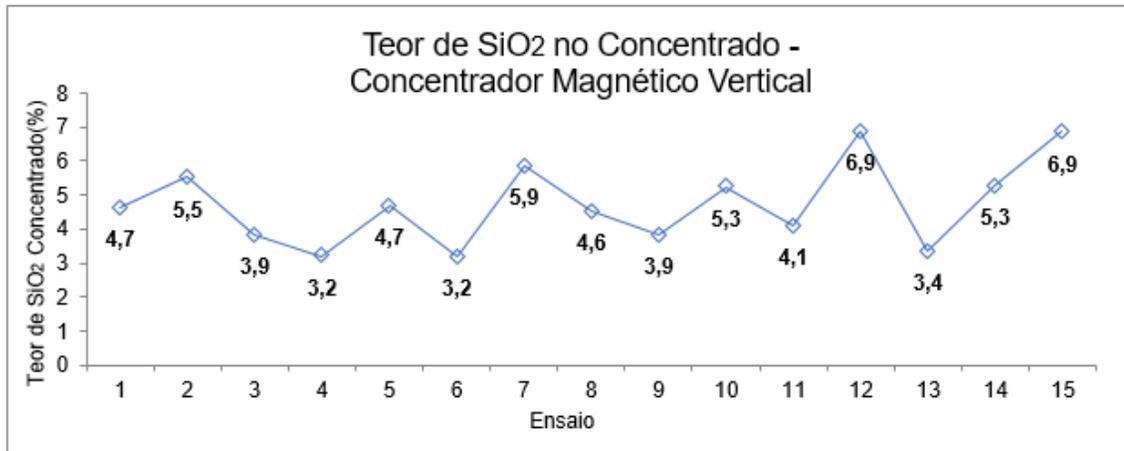
As figura 105 e 106 mostram, respectivamente, o teor de Fe e SiO₂ no concentrado obtido nos quinze ensaios realizados para avaliação da variabilidade das lamas no desempenho do concentrador magnético vertical.

Figura 105– Teor de Fe no Concentrado do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade



Fonte: Próprio autor.

Figura 106– Teor de SiO₂ no Concentrado do Concentrador Magnético Vertical – Avaliação da Variabilidade



Fonte: Próprio autor.

Os resultados apresentados nas figuras 105 e 106 mostram que a qualidade do concentrado apresentou variação significativamente inferior à obtida para o teor de Fe no rejeito e recuperações em massa e metalúrgica, com variação inferior a 4 pontos percentuais entre os valores obtidos. Esses resultados indicam que variações nas características da alimentação do concentrador magnético vertical tendem a resultar em um efeito significativo na perda de partículas de minerais de

ferro para o rejeito, porém com efeito minimizado no arraste de partículas dos minerais de ganga para o concentrado.

6.5 Comparação dos Resultados dos Ensaios de Concentração Magnética

Neste item foi conduzida uma comparação dos resultados obtidos para a concentração magnética das lamas de Vargem Grande 2 com resultados apresentados em trabalhos anteriores de concentração de lamas do Quadrilátero Ferrífero. As tabelas 81 a 83 apresentam de forma resumida os parâmetros operacionais e os resultados obtidos nos ensaios piloto de concentração magnética de carrossel e vertical realizados neste trabalho.

Tabela 81 – Resumo dos Resultados dos Ensaio Piloto em Concentrador Magnético de Carrossel – Etapa Única

Ensaio	Tipo e Abertura (mm) da Matriz	% Sólidos Alimentação	Pressão de Médio (kgf/cm ²)	Velocidade de Rotação do Rotor (rpm)	Vazão de Alimentação (% Nominal)	Campo Magnético (T)	Fluxo	Recuperação (%)		Química Global	
								Massa	Metalúrgica	Fe	SiO ₂
1	Convencional 0,5 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	51,1	44,06	30,35
							Concentrado	36,1		62,43	7,35
							Rejeito + Médio	63,9		33,69	43,33
2	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	48,5	43,95	30,53
							Concentrado	33,2		64,32	5,01
							Rejeito + Médio	66,8		33,83	43,19
3	Convencional 1,5 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	40,2	43,87	30,48
							Concentrado	27,4		64,36	4,81
							Rejeito + Médio	72,6		36,15	40,16
4	Big Flux 0,5 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	54,9	43,99	30,41
							Concentrado	38,9		62,17	7,19
							Rejeito + Médio	61,1		32,43	45,18
5	Big Flux 1,1 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	36,4	43,76	30,69
							Concentrado	25,5		62,42	6,99
							Rejeito + Médio	74,5		37,35	38,82
6	Big Flux 1,5 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	25,5	43,89	30,49
							Concentrado	18,1		61,85	7,69
							Rejeito + Médio	81,9		39,92	35,53
7	Wave 1,5mm Com Preenchimento	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	40,8	43,34	31,08
							Concentrado	29,2		60,63	10,00
							Rejeito + Médio	70,8		36,21	39,77
8	Convencional 1,1 mm	30%	0,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	47,2	43,92	30,66
							Concentrado	33,3		62,26	7,52
							Rejeito + Médio	66,7		34,77	42,21
9	Convencional 1,1 mm	30%	2,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	41,0	44,08	30,64
							Concentrado	27,7		65,27	4,16
							Rejeito + Médio	72,3		35,95	40,78
10	Convencional 1,1 mm	30%	3,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	39,3	44,30	30,22
							Concentrado	26,4		65,89	3,44
							Rejeito + Médio	73,6		36,54	39,84
11	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	3,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	38,2	43,77	31,05
							Concentrado	25,4		65,95	3,40
							Rejeito + Médio	74,6		36,23	40,45
12	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	7,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	47,5	43,91	30,83
							Concentrado	34,1		61,12	9,17
							Rejeito + Médio	65,9		34,99	42,06
13	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	-60%	1,8	Alimentação	100,0	64,1	44,34	30,13
							Concentrado	45,3		62,68	6,49
							Rejeito + Médio	54,7		29,14	49,72
14	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	-40%	1,8	Alimentação	100,0	54,7	44,37	30,08
							Concentrado	37,6		64,56	4,70
							Rejeito + Médio	62,4		32,20	45,38
15	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	-20%	1,8	Alimentação	100,0	51,4	44,19	30,17
							Concentrado	35,3		64,36	4,98
							Rejeito + Médio	64,7		33,20	43,91
16	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	+20%	1,8	Alimentação	100,0	42,5	44,36	29,95
							Concentrado	29,1		64,71	4,77
							Rejeito + Médio	70,9		36,00	40,29
17	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	+40%	1,8	Alimentação	100,0	42,0	44,17	30,22
							Concentrado	28,9		64,24	5,34
							Rejeito + Médio	71,1		36,02	40,33
18	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,9	Alimentação	100,0	48,1	43,81	30,05
							Concentrado	32,6		64,67	5,08
							Rejeito + Médio	67,4		33,72	42,12
19	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,6	Alimentação	100,0	44,6	44,09	30,30
							Concentrado	30,6		64,26	5,21
							Rejeito + Médio	69,4		35,20	41,35
20	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,5	Alimentação	100,0	41,0	44,11	30,29
							Concentrado	28,0		64,60	4,96
							Rejeito + Médio	72,0		36,16	40,12
21	Convencional 1,1 mm	22%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0	59,5	44,95	29,28
							Concentrado	41,5		64,43	4,71
							Rejeito + Médio	58,5		31,11	46,72

Fonte: Próprio autor.

Tabela 82 – Resumo dos Resultados dos Ensaio Piloto em Concentrador Magnético de Carrossel – Etapas *Rougher* e *Scavenger*

Ensaio	Etapa	Tipo e Abertura (mm) da Matriz	% Sólidos Alimentação	Pressão de Médio (kgf/cm ²)	Velocidade de Rotação do Rotor (rpm)	Vazão de Alimentação (% Nominal)	Campo Magnético (T)	Fluxo	Recuperação (%)		Química Global	
									Massa	Metalúrgica	Fe	SiO ₂
1	Rougher	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0		44,12	30,46
								Concentrado	31,0	45,5	64,71	4,74
								Rejeito + Médio	69,0		34,85	42,04
	Scavenger	Convencional 1,1 mm	-	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0		35,87	40,70
Concentrado								17,7	30,8	62,46	7,02	
Rejeito + Médio								82,3		30,16	47,94	
Concentrado Rougher + Scavenger								43,3	62,8	64,07	5,38	
2	Rougher	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0		44,12	30,46
								Concentrado	31,0	45,5	64,71	4,74
								Rejeito + Médio	69,0		34,85	42,04
	Scavenger	Convencional 0,5 mm	-	1,0	4,0	Nominal	1,8	Alimentação	100,0		35,87	40,70
Concentrado								19,4	33,5	61,99	7,51	
Rejeito + Médio								80,6		29,59	48,68	
Concentrado Rougher + Scavenger								44,4	64,3	63,89	5,57	
3	Rougher	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	-40%	1,8	Alimentação	100,0		44,50	30,01
								Concentrado	37,5	54,7	64,92	4,26
								Rejeito + Médio	62,5		32,25	45,46
	Scavenger	Convencional 1,1 mm	-	1,0	4,0	-40%	1,8	Alimentação	100,0		33,17	44,05
Concentrado								22,2	39,3	58,65	10,72	
Rejeito + Médio								77,8		25,90	53,56	
Concentrado Rougher + Scavenger								51,4	73,0	63,23	6,00	
4	Rougher	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	-40%	1,8	Alimentação	100,0		44,50	30,01
								Concentrado	37,5	54,7	64,92	4,26
								Rejeito + Médio	62,5		32,25	45,46
	Scavenger	Convencional 1,1 mm	-	1,0	4,0	-60%	1,8	Alimentação	100,0		32,97	44,48
Concentrado								23,4	40,7	57,35	12,43	
Rejeito + Médio								76,6		25,52	54,27	
Concentrado Rougher + Scavenger								52,1	73,6	62,80	6,55	
5	Rougher	Convencional 1,1 mm	30%	1,0	4,0	-60%	1,8	Alimentação	100,0		44,34	30,13
								Concentrado	45,3	64,0	62,68	6,49
								Rejeito + Médio	54,7		29,15	49,71
	Scavenger	Convencional 1,1 mm	11%	1,0	4,0	-60%	1,8	Alimentação	100,0		29,94	48,53
Concentrado								19,3	36,6	56,76	13,26	
Rejeito + Médio								80,7		23,53	56,97	
Concentrado Rougher + Scavenger								55,9	77,6	61,56	7,77	
6	Rougher	Convencional 1,1 mm	22%	1,0	4,0	-60%	1,8	Alimentação	100,0		44,95	29,28
								Concentrado	41,5	59,5	64,43	4,71
								Rejeito + Médio	58,5		31,13	46,71
	Scavenger	Convencional 1,1 mm	9%	1,0	4,0	-60%	1,8	Alimentação	100,0		31,68	45,94
Concentrado								19,4	35,7	58,24	11,47	
Rejeito + Médio								80,6		25,29	54,24	
Concentrado Rougher + Scavenger								52,8	74,2	63,10	6,16	

Fonte: Próprio autor.

Tabela 83 – Resumo dos Resultados dos Ensaios Contínuos em Concentrador Magnético Vertical

Ensaio	Velocidade de Rotação (rpm)	Frequência de Pulsação (1/min)	Campo Magnético (T)	% Sólidos Alimentação	Vazão de Alimentação (l/h)	Fluxo	Recuperação (%)		Química Global	
							Massa	Metalúrgica	Fe	SiO2
1	0,5	300,0	1,4	23%	200,0	Alimentação	100,0	70,9	42,40	34,08
						Concentrado	47,0		63,96	5,61
						Rejeito	53,0		23,30	59,30
2	1,0	300,0	1,4	23%	200,0	Alimentação	100,0	75,7	41,66	35,07
						Concentrado	50,0		63,00	6,87
						Rejeito	50,0		20,30	63,30
3	2,0	300,0	1,4	23%	200,0	Alimentação	100,0	78,8	42,40	34,07
						Concentrado	53,1		63,01	6,75
						Rejeito	46,9		19,11	64,95
4	3,0	300,0	1,4	23%	200,0	Alimentação	100,0	83,1	42,43	34,04
						Concentrado	57,1		61,81	8,29
						Rejeito	42,9		16,67	68,27
5	1,0	100,0	1,4	23%	200,0	Alimentação	100,0	70,5	41,90	34,48
						Concentrado	59,1		49,99	23,26
						Rejeito	40,9		30,24	50,65
6	1,0	200,0	1,4	23%	200,0	Alimentação	100,0	77,6	42,00	34,35
						Concentrado	54,7		59,61	10,59
						Rejeito	45,3		20,75	63,05
7	1,0	300,0	0,8	23%	200,0	Alimentação	100,0	73,2	41,93	34,47
						Concentrado	48,1		63,80	5,85
						Rejeito	51,9		21,67	61,00
8	1,0	300,0	1,0	23%	200,0	Alimentação	100,0	78,3	42,12	34,16
						Concentrado	51,6		63,92	5,47
						Rejeito	48,4		18,87	64,74
9	1,0	300,0	1,2	23%	200,0	Alimentação	100,0	79,8	42,09	34,18
						Concentrado	52,8		63,56	5,84
						Rejeito	47,2		18,06	65,90
10	1,0	300,0	1,4	32%	200,0	Alimentação	100,0	61,5	42,71	32,79
						Concentrado	41,0		64,03	5,07
						Rejeito	59,0		27,86	52,09
11	1,0	300,0	1,4	23%	200,0	Alimentação	100,0	65,0	42,90	32,29
						Concentrado	43,7		63,80	5,29
						Rejeito	56,3		26,69	53,25
12	1,0	300,0	1,4	13%	200,0	Alimentação	100,0	61,5	43,09	31,97
						Concentrado	41,3		64,13	4,84
						Rejeito	58,7		28,26	51,09
13	1,0	300,0	1,4	6%	200,0	Alimentação	100,0	75,5	43,51	31,16
						Concentrado	51,4		63,93	4,98
						Rejeito	48,6		21,95	58,82
14	1,0	300,0	1,4	23%	100,0	Alimentação	100,0	61,9	40,73	33,32
						Concentrado	40,1		62,84	5,64
						Rejeito	59,9		25,93	51,85
15	1,0	300,0	1,4	23%	300,0	Alimentação	100,0	56,6	40,43	33,88
						Concentrado	36,1		63,42	5,29
						Rejeito	63,9		27,44	50,04
16	1,0	300,0	1,4	23%	400,0	Alimentação	100,0	52,9	40,91	34,00
						Concentrado	34,0		63,61	5,37
						Rejeito	66,0		29,21	48,76
17	1,0	300,0	1,4	23%	500,0	Alimentação	100,0	49,0	40,91	33,78
						Concentrado	31,5		63,54	5,41
						Rejeito	68,5		30,49	46,84

Fonte: Próprio autor.

Dentre os ensaios apresentados nas tabelas acima, foram selecionados quatro ensaios, sendo dois em concentradores de carrossel e dois em concentradores verticais, para comparação com os resultados obtidos em trabalhos anteriores de concentração magnética de lammas do Quadrilátero Ferrífero. A tabela 84 apresenta os ensaios que foram utilizados para esta avaliação comparativa.

Tabela 84 – Identificação e Descrição dos Ensaios Considerados para Avaliação Comparativa

Identificação	Descrição	Configuração do Ensaio
Rota A	Ensaio no concentrador de carrossel em uma única etapa com foco em qualidade do concentrado	Utilização de pressão de médio de 3,0kgf/cm ² (Ensaio 10)
Rota B	Ensaio no concentrador de carrossel em duas etapas (<i>rougher e scavenger</i>) com foco em recuperação em massa	30% sólidos na alimentação da etapa <i>rougher</i> e redução de 60% na vazão de alimentação (Ensaio 6)
Rota C	Ensaio no concentrador vertical em uma única etapa com foco em qualidade do concentrado	Redução do campo magnético para 1,0 T (Ensaio 8)
Rota D	Ensaio no concentrador vertical em uma única etapa com foco na recuperação em massa	Velocidade de rotação do carrossel de 3,0 rpm (Ensaio 4)

Fonte: Próprio autor.

A tabela 85 apresenta a identificação e descrição dos trabalhos anteriores que foram utilizados para esta avaliação comparativa.

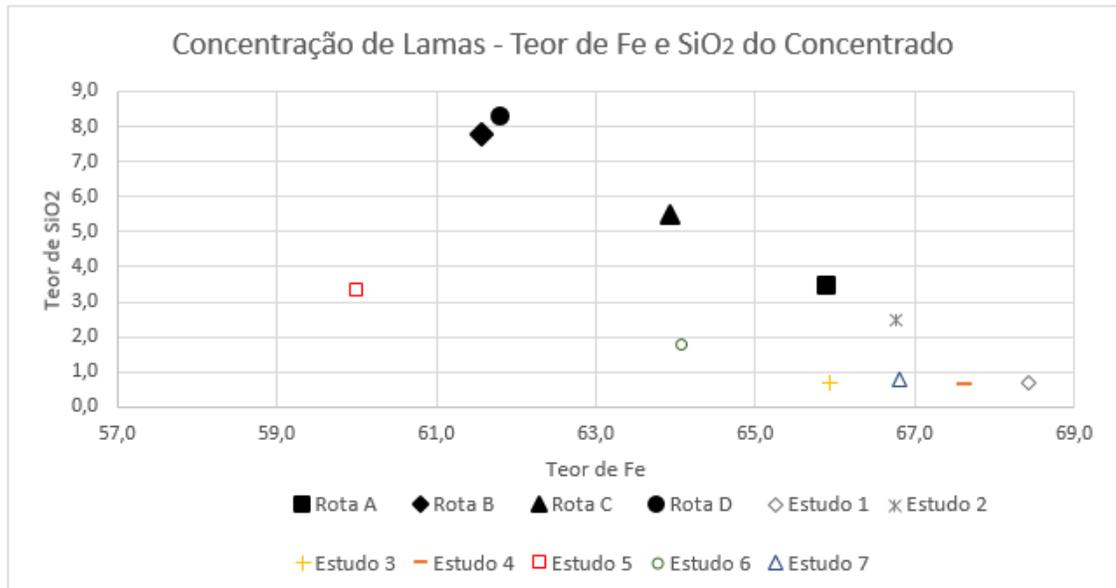
Tabela 85 – Identificação e Descrição dos Estudos Considerados para Avaliação Comparativa

Identificação	Autor	Usina	Rota de Concentração
Estudo 1	Oliveira (2006)	Conceição	Deslamagem em dois estágios e flotação catiônica reversa em células mecânicas
Estudo 2	Oliveira (2006)	Conceição	Duas etapas (<i>rougher e cleaner</i>) de concentração magnética no concentrador <i>Ferrous Wheel</i>
Estudo 3	Rocha (2008)	Casa de Pedra ROM 9%SiO ₂	Um estágio de deslamagem e flotação catiônica reversa em coluna
Estudo 4	Rocha (2008)	Casa de Pedra ROM 16%SiO ₂	Um estágio de deslamagem e flotação catiônica reversa em coluna
Estudo 5	Santos (2010)	Pico	Flotação aniônica direta em coluna
Estudo 6	Santos (2010)	Pico	Remoção dos ultrafinos por tempo de sedimentação e flotação reversa extender em coluna com óleo diesel emulsificado e condicionamento em alta intensidade
Estudo 7	Sales (2012)	Brucutu	Duas etapas de concentração magnética (<i>rougher e cleaner</i>) no concentrador de carrossel

Fonte: Próprio autor.

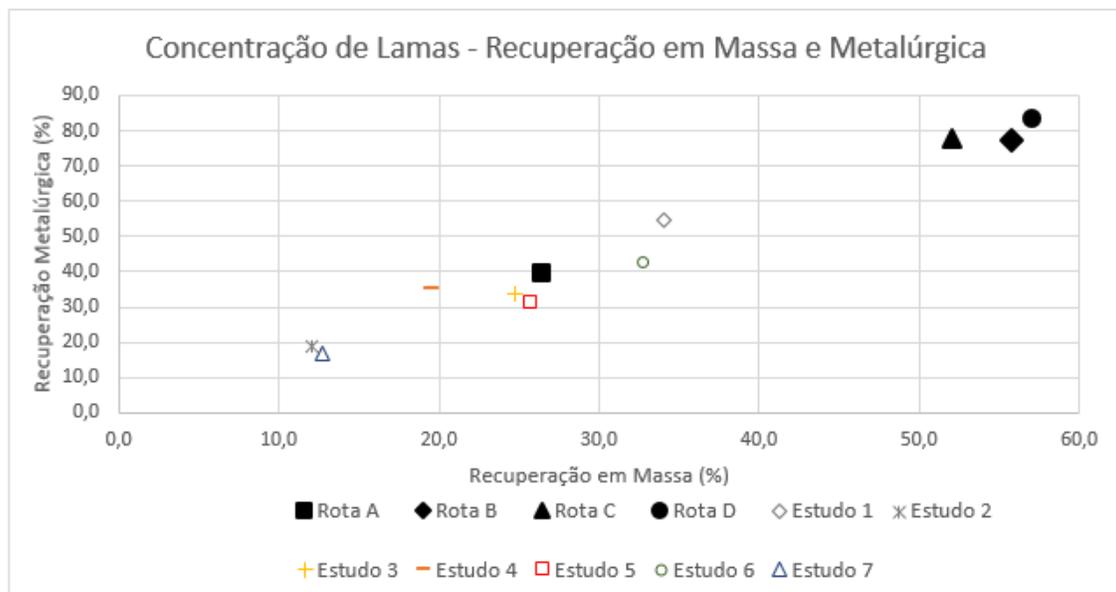
A comparação entre os resultados obtidos na concentração de lamas pelos trabalhos citados na tabela 85 e os resultados obtidos nos ensaios citados na tabela 84 é apresentada nas figuras 107 e 108. Estas figuras apresentam, respectivamente, um gráfico comparativo da qualidade do concentrado, com teor de Fe e SiO₂, e das recuperações em massa e metalúrgica de Fe.

Figura 107– Comparativo de Qualidade do Concentrado



Fonte: Próprio autor.

Figura 108– Comparativo de Recuperação em Massa e Metalúrgica



Fonte: Próprio autor.

São as seguintes as análises das comparações apresentadas nas figuras 107 e 108 entre os resultados obtidos na concentração magnética das lamas da

usina de Vargem Grande 2 e os resultados obtidos em outros estudos de concentração de lamas do Quadrilátero Ferrífero:

- a) o melhor teor de SiO_2 na concentração magnética das lamas de Vargem Grande foi de 3,44% com a concentração magnética de carrossel. Esse teor de SiO_2 é consideravelmente superior ao obtido nos estudos anteriores, principalmente para os estudos realizados com as lamas de Casa de Pedra, Conceição e Brucutu, onde foram obtidos concentrados com teores de SiO_2 inferiores a 1%. Essa diferença de resultados pode ser explicada pela maior seletividade da concentração por flotação, que assim resultou em maior qualidade do concentrado para os estudos com as lamas de Casa de Pedra e Conceição, assim como utilização de dois estágios de concentração magnética na configuração *rougher / cleaner* nos estudos com as lamas de Brucutu;
- b) as recuperações em massa e metalúrgica de Fe da concentração magnética vertical (rotas C e D) foram significativamente superiores àquelas obtidas nos estudos anteriores aqui considerados. Embora careça de comprovação experimental, essa melhor performance é atribuída à capacidade das matrizes do concentrador magnético vertical de capturar partículas ultrafinas de minerais de ferro que usualmente seriam perdidas para *overflow* nas etapas de deslamagem. Resultado semelhante de recuperação em massa e metalúrgica também foi obtido para a concentração magnética de carrossel, porém com dois estágios (*rougher* e *scavenger*) e redução significativa da vazão de alimentação;
- c) os estudos de concentração magnética de lamas (estudos 2 e 7) apresentaram recuperações em massa e metalúrgica significativamente inferiores as obtidas neste trabalho. Essa baixa performance pode ser atribuída à baixa recuperação de minerais portadores de ferro na etapa *cleaner* de concentração magnética, em função do baixo percentual de sólidos e alto teor de Fe da alimentação desta etapa, o que aumentaria o arraste hidráulico de

minerais de ferro para o rejeito. Tal hipótese pode ser comprovada quando se observa um aumento da recuperação em massa de 12% para 27% no estudo 2 e de 13% para 38% no estudo 7 quando considerado apenas os resultados obtidos na etapa *rougher* de concentração magnética.

6.6 Avaliação do Potencial de Produção de Pellet Feed

Neste item foi avaliado o potencial de produção adicional de *pellet feed*, e consequente redução da geração de lamas, para a usina de Vargem Grande 2 caso fosse implantado um circuito de concentração magnética para as lamas dessa instalação.

Para quantificação dos ganhos de produção, assim como redução na geração de rejeitos, serão utilizados como referência as informações do balanço de massa da usina de Vargem Grande 2, apresentadas na tabela 46, no item 4.1. e os resultados obtidos para as quatro rotas de concentração magnética descritas na tabela 84 do item 6.5.

A tabela 86 apresenta a produção potencial de *pellet feed*, assim como a geração de rejeitos para a Usina de Vargem Grande 2 com quatro opções de rota de concentração magnética para lamas.

Tabela 86 – Potencial de Produção e Geração de Rejeitos para a Usina de Vargem Grande 2

Cenário Usina de VGR 2	Concentrado Flotação			Concentrado Lamas			Pellet Feed Total			Rejeitos		
	Massa (Mta)	%Fe	%SiO ₂	Massa (Mta)	%Fe	%SiO ₂	Massa (Mta)	%Fe	%SiO ₂	Lamas (Mta)	Rejeito Total (Mta)	% Lamas no Rejeito
Sem Concentração de Lamas	10,0	68,4	1,0	-	-	-	10,0	68,4	1,0	4,2	12,4	34%
Concentração de Lamas - Rota A	10,0	68,4	1,0	1,1	65,9	3,4	11,1	68,1	1,2	3,1	11,3	27%
Concentração de Lamas - Rota B	10,0	68,4	1,0	2,3	61,6	7,8	12,3	67,1	2,3	1,9	10,1	18%
Concentração de Lamas - Rota C	10,0	68,4	1,0	2,2	63,9	5,5	12,2	67,6	1,8	2,0	10,2	20%
Concentração de Lamas - Rota D	10,0	68,4	1,0	2,4	61,8	8,3	12,4	67,1	2,4	1,8	10,0	18%

Fonte: Próprio autor.

São as seguintes as análises do potencial de produção de *pellet feed* na usina de Vargem Grande 2 a partir da concentração magnética das lamas, conforme informações apresentadas na tabela 86:

- a) a utilização de uma etapa de concentração magnética em concentradores de carrossel (rota A) apresenta um potencial aumento de 10% na produção total de *pellet feed* da usina, sem impacto significativo na qualidade. Ou seja, para essa rota de concentração é razoável propor que o concentrado da flotação e o concentrado das lamas possam ser desaguados, filtrados e empilhados na mesma estrutura o que reduz significativamente o custo de implantação (CAPEX) do potencial projeto;
- b) a utilização de concentrador magnético vertical (rotas C e D) ou dois estágios de concentração magnética em concentradores de carrossel (rota B) apresentam um potencial de produção superior a 2Mt de *pellet feed* por ano na usina de Vargem Grande 2. Essa produção adicional teria impacto significativo na qualidade do *pellet feed* total caso seja adicionado ao concentrado da flotação. Dessa forma é razoável propor um circuito separado para o desaguamento, filtragem e empilhamento desse concentrado;
- c) além do benefício do aumento da produção de *pellet feed*, com a redução da massa total de rejeito gerado pela usina de Vargem Grande 2, um outro benefício da concentração de lamas seria a redução do percentual de lamas no rejeito total da usina, o que facilitaria uma possível rota de desaguamento e filtragem para disposição em pilhas desse rejeito.

7 CONCLUSÕES

A partir das caracterizações e dos ensaios de concentração magnética realizados com as lamas da usina de Vargem Grande 2 foi possível obter as seguintes conclusões:

- a) o principal mineral de ganga das lamas da usina de Vargem Grande 2 é o quartzo, com 25% da composição modal da amostra, seguido pela caulinita com 4%. Os demais minerais de ganga como gibbsita, muscovita, fluorita e óxidos de manganês apresentam participações inferiores a 0,5%. Os óxidos e hidróxidos de ferro representam 70% da composição modal da amostra de lama coletada;
- b) as imagens de microscopia eletrônica mostraram que as partículas dos minerais de minério e de ganga se encontram liberadas, informação confirmada nos ensaios de concentração magnética de bancada, onde foi possível a obtenção de concentrados com teor de Fe superior a 68%;
- c) as principais variáveis de processo para a melhoria da qualidade do concentrado na concentração magnética de carrossel foram a redução da velocidade de rotação do rotor e o aumento da pressão de água de lavagem de médio. Com a utilização de um estágio de concentração foi obtido um concentrado com 65,89% de Fe e 3,44% de SiO₂, com 3 kgf/cm² de pressão de água de lavagem e 65,95% de Fe e 3,40% de SiO₂ com velocidade de 45% rotação do rotor de 3 rpm;
- d) a principal variável de processo para maximização da recuperação em massa e metalúrgica de Fe na concentração magnética de carrossel é a redução da vazão de alimentação. Assim, com a utilização de um estágio de concentração e redução de 60% na vazão de alimentação foi obtida uma recuperação em massa de 45% e uma recuperação metalúrgica de Fe de 64%. Com a utilização de dois estágios de concentração magnética e mesma redução na

vazão de alimentação de 60%, a configuração *rougher* e *scavenger* resultou em recuperação em massa de 56% e recuperação metalúrgica de Fe de 77%;

- e) a principal variável de processo para maximização da recuperação em massa e metalúrgica de Fe na concentração magnética vertical foi o aumento da velocidade de rotação do carrossel. Com a utilização de um estágio de concentração foi obtida uma recuperação em massa de 57% e uma recuperação metalúrgica de Fe de 83%, com o aumento da velocidade de rotação para 3 rpm;
- f) as principais variáveis de processo para a melhoria da qualidade do concentrado na concentração magnética vertical foram a redução da velocidade de rotação do carrossel e da intensidade de campo magnético. Com a utilização de um estágio de concentração foi obtido um concentrado com 63,96% de Fe e 5,61% de SiO₂ com velocidade de rotação de 0,5 rpm e 63,92% de Fe e 5,47% de SiO₂ com um campo magnético de 1,0 T. A redução do campo magnético para valores inferiores a 1,0 T não teve efeito significativo na melhora da qualidade e levou ao aumento do teor de Fe no rejeito;
- g) a redução da frequência de pulsação da bacia do concentrador magnético vertical para valores inferiores a 300 pulsos por minuto levou a uma redução na performance do equipamento, com aumento do teor de Fe no rejeito e piora da qualidade do concentrado;
- h) os ensaios para avaliação do efeito da variabilidade das lamelas da usina de Vargem Grande 2 na performance do concentrador magnético vertical, mostraram uma variação significativa da recuperação em massa e metalúrgica, porém sem alterações significativas na qualidade do concentrado;
- i) a qualidade do concentrado obtido na concentração magnética das lamelas de Vargem Grande 2 foi significativamente inferior aos resultados obtidos nos estudos anteriores considerados, estes últimos baseados na rota de deslamagem e flotação;
- j) as recuperações em massa e metalúrgica de Fe obtidas para a concentração magnética das lamelas de Vargem Grande 2 foram

significativamente superiores a quaisquer dos resultados aqui considerados com base na concentração de lamas do Quadrilátero Ferrífero pela rota de deslamagem e flotação. Essa diferença é ainda mais significativa quando considerada a utilização do concentrador magnético vertical ou dois estágios (*rougher* e *scavenger*) para o concentrador magnético de carrossel;

- k) a implantação de um circuito de concentração magnética para as lamas da usina de Vargem Grande 2 apresenta um potencial de produção de até 2,4Mt por ano de *pellet feed*, com redução de igual massa na geração total de rejeito e redução do percentual de lamas no rejeito total de 34% para 18%.

A seguir serão sugeridas algumas linhas de estudo complementares aos resultados apresentados e discutidos neste trabalho:

- a) avaliação da combinação da flotação com a concentração magnética de alta intensidade para a concentração de lamas de minério de ferro. Esta rota de processo poderá combinar a recuperação das partículas ultrafinas de ferro da concentração magnética com a seletividade da flotação e dessa forma obter concentrados de baixo teor de SiO_2 com elevada recuperação em massa;
- b) utilização da concentração magnética vertical em outras aplicações dentro do processo de tratamento de minério de ferro das usinas do Quadrilátero Ferrífero, como concentração de rejeitos de flotação, pré concentração para flotação e tratamento de finos de minério depositados em barragem. Atualmente essas operações são realizadas exclusivamente com concentradores magnéticos de carrossel;
- c) avaliação da performance do concentrado obtido a partir das lamas de minério de ferro nas usinas de Pelotização. Em razão da granulometria deste concentrado poderá ocorrer uma redução significativa, ou até mesmo eliminação, da etapa de remoagem para preparação do minério para Pelotização, além de ganhos

significativos na etapa de aglomeração devido a presença de partículas ultrafinas;

- d) quantificação do impacto da concentração das lamas nos circuitos de desaguamento, filtragem e empilhamento de rejeito, pois, para a usina de Vargem Grande 2, a utilização da concentração de lamas poderia levar a uma redução de 34% para 18% da participação das lamas no rejeito total da instalação.

REFERÊNCIAS⁹

ARAUJO, A.C.; PERES, A.E.C.; VIANA, P.R.M; OLIVEIRA, J.F. Flotações de Minério de Ferro. In: CHAVES, A.P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios V4**. 1. ed. São Paulo: Signus Editora, 2006. v. 4: Flotação. p. 317-331

BARTNIK, J.A; ZABEL, W.H.; HOPSTOCK, D.M. On the production of iron ore superconcentrates by high intensity wet magnetic separation. **International Journal of Mineral Processing**, Amsterdã, n.2, p.117-126, 1974.

CASTRO, E.F. **Produção de pellet feed a partir de lamas**. 2012. 92 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2012.

CHEN, L.; QIAN, Z.; WEN, S.; HUANG, S. High-gradient magnetic separation of ultrafine particles with rod matrix. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**, United Kingdom, n.34, p.340-347, 2013

DAHE, X. The Creative Technologies of SLON Magnetic Separators in Beneficiating Weakly Magnetic Minerals. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESS CONGRESS, 24., 2012, New Delhi.

DOBBY, J.; FINCH, J.A. Capture of mineral particles in a high gradient magnetic field. **Powder Technology.**, Netherlands, n.17, p.73-82, 1976.

FERRANTE, F. **Estudo de Viabilidade para Recuperação de Minério de Ferro em Rejeitos Contidos em Barragens**. 2014. 86 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2014.

GAUSTEC MINERALS. Nova Lima, Brasil. Catálogo de Equipamentos. Disponível em: <http://gaustec.com.br/produtos/minimag-miniflow/> Acesso em 31 mai. 2016.

⁹ De acordo com a Associação Brasileira de Normas Técnicas (ABNT NBR 6023).

GOMES, A.C.F. **Estudo de Aproveitamento de Rejeito de Mineração**. 2017. 98 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2017.

GUIMARÃES, N.C. **Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando a sua disposição em pilhas**. 2011. 114 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2011

HOLMES, R.J.; LU, L.; Introduction: overview of the global iron ore industry. In: **Iron Ore Mineralogy**. Elsevier, 2015. p. 1-42. Disponível em: <<http://dx.doi.org/10.1016/B978-1-78242-156-6.00001-0>>. Acesso em: 09 Nov. 2015

HUATE Magnetism Technology Co., Ltd. New Developments of Large Scale Magnetism Separation Equipment and Nationalized Superconductive Magnetic Separation Technologies. Shandong, 2018. 1v.

Inbrás Eriez. Diadema, Brasil. Catálogo de Equipamentos. Disponível em: <http://www.inbras.com.br/produto/concentrador-eletromagnetico-de-alta-intensidade-via-umida-escala-de-bancada-whc/> Acesso em 31 mai. 2016.

Instituto Brasileiro de Mineração. **Informações e análises da economia mineral Brasileira**. 7.ed. São Paulo: 2015

LIMA, N.P.; PINTO, T.C.S; TAVARES, A.C; SWEET, J. The entrainment effect on the performance of iron ore reverse flotation. In: **Minerals Engineering**. 2016. Disponível em: <<http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2016.05.018>>. Acesso em: 23 Mar. 2019

LIMA, N.P.; TORQUATO, N.; COSTA, J.; FINA, R. Rotas de Processo para Aproveitamento de Itabiritos Pobres do Quadrilátero Ferrífero. In: SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, 12., 2011, Vila Velha. **Anais**. São Paulo: ABM, 2011. 1 CD-ROM.

LONGHI Magnet Co., Ltd. LGS Wet High Intensity Magnetic Separator. Fushun, 2016. 1v.

MARQUES, M.L.S. **Comportamento de minérios de ferro na concentração por flotação na presença de lamas.** 2013. 88 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2013.

MBE COAL & MINERALS TECHNOLOGY GMBH. Magnetic Separation Brochure. Cologne, 2016. 1v.

OLIVEIRA, P.S. **Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lamas da usina de conceição.** 2006. 128 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2006.

OUTOTEC. SLon® Vertically Pulsating High Gradient Magnetic Separator. Helsinki, 2013. 1v.

PAULA, N.N. **Estudos de correlação entre concentração magnética em escala de bancada, piloto e industrial.** 2014. 103 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2014.

PENA, I.J.; MARQUES, M.L.S. Redução do Teor de Ferro no Rejeito da Etapa de Concentração do Pellet Feed. In: SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, 12., 2011, Vila Velha. **Anais.** São Paulo: ABM, 2011. 1 CD-ROM

PINTO, P.F.P.; DELBONI JUNIOR, H; Recovery of pellet feed from tailings dams. **REM - International Engineering Journal**, v.72 (3), p. 529-533, Jul. 2019

QUEIROZ, L.A. **Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos.** 2003. 165 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2003.

QUEIROZ, L.A. **Caracterização de Minérios da Mina de Brucutu, VALE, Focada na Previsibilidade das Operações de Concentração Mineral.** 2009. 430 p. Tese (Doutorado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2009.

RIBEIRO, J.P.; RIBEIRO, C.H.T.; PINTO, P. F.; ROCHA, R.B. The Challenge to Scavenge IRON from Tailings Produced By FLOTATION A New Approach: The

Super-WHIMS & the BigFLUX Magnetic Matrix. **REM - International Engineering Journal**, v.70 (3), p. 357-363, Jul. 2017

ROCHA, L. **Estudo de Aproveitamento Econômico das Lamas de uma Mineração de Ferro, Através de Concentração por Flotação Catiônica Reversa**. 2008. 126 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2008.

ROCHA, L.; CANCADO, R.Z.L.; PERES, A.E.C. Iron Ore Slimes Flotation. **Minerals Engineering**, Cornwall, n.23, p.842-845, 2010.

SALES, C.G. **Rotas de beneficiamento para recuperação de minerais portadores de ferro do underflow do espessador de lamas da usina de Brucutu**. 2012. 152 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2012.

SAMPAIO, J.A.; LUZ, A.B.; FRANÇA, S.C.A. Separação magnética e eletroestática. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; ALMEIDA, S.L.M. **Tratamento de minérios**. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. p. 367-399.

SANTOS, E.P. **Alternativas para tratamento de ultrafinos de minério de ferro da Mina do Pico por flotação em coluna**. 2010. 136 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2010.

SILVA, J.P.M. **Aplicação de separação magnética de alta intensidade (WHIMS) no beneficiamento de itabiritos pobres**. 2014. 129 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2014.

SVOBODA, J. A Realistic Description of the Process of High Gradient Magnetic Separation. **Minerals Engineering**, Cornwall, n.11, p.1493-1503, 2001.

SVOBODA, J.; FUJITA, T. Recent developments in magnetic methods of material separation. **Minerals Engineering**, Cornwall, n.16, p.785-792, 2003.

SVOBODA, J.; ROSS, V.E. Particle Capture in the Matrix of a Magnetic Separator. **International Journal of Mineral Processing**, Amsterdam, n.27, p.75-94, 1989.

VIEIRA, M.G. **Produção de um pellet feed a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da SAMARCO**. 2008. 90 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2008.

VILELA NETO, N.N. **Maximização do desaguamento dos rejeitos minerais gerados pela concentração do minério de ferro**. 2016. 103 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2016.

WENBO, L.; YUEXIN, H.; RUIQING, X.; ENPU, G. A Preliminary Investigation into Separating Performance and Magnetic Field Characteristic Analysis Based on a Novel Matrix. **Minerals**, Basel, n.8, p.94, 2018

WILLS, B.A.; NAPIER-MUNN, T. **Will's mineral processing technology**: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. 7th ed. Amsterdam: Elsevier Science, 2006. 444 p.

XIONG, D; HOLMES, R.J.; LU, L. Developments in the physical separation of iron ore: magnetic separation. In: **Iron Ore Mineralogy**. Elsevier, 2015. p. 283-307. Disponível em: <<http://dx.doi.org/10.1016/B978-1-78242-156-6.00001-0>>. Acesso em: 09 Nov. 2015