

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

Aplicação de separação magnética
de alta intensidade (WHIMS) no
beneficiamento de itabiritos pobres.

Autor: João Paulo Melo Silva

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Julho/2014

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

João Paulo Melo Silva

Dissertação de Mestrado

Aplicação de separação magnética
de alta intensidade (WHIMS) no
beneficiamento de itabiritos pobres.

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

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

Julho/2014

DEDICATÓRIA

Aos meus pais, Geraldo Élson (em memória) e Iêda.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos aqueles que, de alguma forma, colaboraram na condução e execução deste estudo e, em especial:

Antônio Eduardo Clark Peres, pela orientação, compreensão e incentivo.

Marcos Gomes Vieira e Mauro Rodrigues em nome da Samarco Mineração S/A pela confiança, incentivo e oportunidade de desenvolvimento pessoal e profissional.

A toda equipe do laboratório químico e do laboratório de controle de processo, sobretudo ao Pedro, Alan, Gamarano e Jonathan pela execução dos ensaios e análises.

Leônidas pelo apoio e sugestões para a realização dos ensaios.

Aos colegas da Gerência de Engenharia de Processo pelo incentivo.

Luiz Cláudio e Alberto pelo apoio na realização dos testes no laboratório de tratamento de minérios.

Aos professores do PPGEM pelos ensinamentos.

A CAPES/PROEX, CNPq e FAPEMIG pelo apoio financeiro ao PPGEM.

Aos engenheiros Paulo Edmundo e Roberto Meilus (INBRÁS-ERIEZ) e Cláudio Ribeiro (GAUSTEC) pela ajuda.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	01
2. OBJETIVOS.....	03
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	04
3.1. Origem das Propriedades Magnéticas dos Minerais.....	04
3.2. Determinação das Propriedades Magnéticas dos Minerais.....	06
3.3. Separadores Magnéticos de Alta Intensidade (WHIMS).....	12
3.3.1. Parâmetros de Processo.....	16
3.3.2. Seletividade.....	20
3.4. Modelos de Separação Magnética.....	23
3.5. Aplicação de Separadores Magnéticos no Processamento Mineral.....	26
4. METODOLOGIA.....	31
4.1. Caracterização da Amostra.....	31
4.2. Ensaio Tecnológico.....	33
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	37
5.1. Caracterização da Amostra.....	37
5.2. Ensaio Tecnológico.....	42
5.2.1. Moagem.....	42
5.2.2. Deslamagem.....	44
5.2.3. Separação Magnética.....	46
5.2.4. Flotação.....	59
5.2.5. Remoagem.....	64
5.2.6. Balanço de Massa.....	66

6. CONCLUSÕES.....	74
7. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS.....	76
8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	77
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	78
10. ANEXO.....	83
10.1.ANEXO I.....	83
10.2.ANEXO II.....	84
10.3.ANEXO III.....	85
10.4.ANEXO IV.....	94
10.5.ANEXO V.....	96
10.6.ANEXO VI.....	98
10.7.ANEXO VII.....	100
10.8.ANEXO VIII.....	104
10.9.ANEXO IX.....	108
10.10. ANEXO X.....	109
10.11. ANEXO XI.....	110
10.12. ANEXO XII.....	111

LISTA DE FIGURAS

- Figura 3.1: Representação das forças que atuam em uma partícula quando esta está na bandeja do separador isodinâmico Frantz. FG representa o peso da partícula e FM representa a força exercida pelo campo magnético (NESSET e FINCH, 1980).....09
- Figura 3.2: Medidas de susceptibilidade magnética obtida para as duas amostras de hematita e para as amostras de limonita e goethita. (SHAO *et al*, 1996).....12
- Figura 3.3: Desenho com os principais componentes de um separador magnético de alta intensidade (BARTNIK *et al*, 1974).....13
- Figura 3.4: Opções de projeto para os polos. Para aumentar o gradiente do campo, os polos podem ser projetados com uma das peças mais estreita (KING, 2004).....14
- Figura 3.5: Ilustração dos pacotes magnéticos localizados na circunferência de dois rotores equipados com certo número de placas ranhuradas equidistantes umas das outras (WASMUTH e UNKELBACH, 1991).....15
- Figura 3.6: Representação das configurações mais comuns com 4 ranhuras por polegada, 8 ranhuras por polegada e 12 ranhuras por polegadas ao longo do comprimento (WASMUTH e UNKELBACH, 1991).....15
- Figura 3.7: Representação de matriz magnética do tipo lâ de aço inoxidável (acima) ou do tipo arames lisos (abaixo) (WATSON e BEHARRELL, 2006).....16
- Figura 3.8: Diagrama representando as forças que atuam sobre uma partícula no processo de separação magnética (SVOBODA e FUJITA, 2003).....17
- Figura 3.9: Resultados de recuperação obtida para a hematita de maior susceptibilidade magnética, denominada de hematita-1: (a) $-44+33\mu\text{m}$; (b) $-33+23\mu\text{m}$; (c) $-23+15\mu\text{m}$; (d) $-15+11\mu\text{m}$ e (e) $-11\mu\text{m}$. (SHAO *et al*, 1996).....19
- Figura 3.10: Resultados de recuperação obtida para a hematita de menor susceptibilidade magnética, denominada de hematita-2: (a) $-44+33\mu\text{m}$; (b) $-33+23\mu\text{m}$; (c) $-23+15\mu\text{m}$; (d) $-15+11\mu\text{m}$ e (e) $-11\mu\text{m}$. (SHAO *et al*, 1996).....20

Figura 3.11: Sequência de fotografia ilustrando a formação de agregados e a dependência da formação com a intensidade do campo aplicado. Na figura as partículas de quartzo, tanto livre quanto mistas, estão destacadas pelos círculos e cada uma das fotografias (a, b, c e d) representa uma condição de intensidade de campo aplicado (MARTINEZ <i>et al</i> , 2011).....	21
Figura 3.12: Impacto no aumento da intensidade do campo magnético nos teores de quartzo em um concentrado de wolframita (NOTEBAART e VAN DER MEER, 1992).....	22
Figura 3.13: Impacto no aumento da velocidade de alimentação nos teores de quartzo em um concentrado de wolframita (NOTEBAART e VAN DER MEER, 1992).....	22
Figura 3.14: Representação esquemática do processo FMS (SONG <i>et al</i> , 2002).....	30
Figura 4.1: Representação das etapas de coleta, preparação e caracterização da amostra representativa de minério futuro.....	31
Figura 4.2: Representação do fluxograma de ensaios tecnológicos (caracterização) das rotas de processo consideradas no estudo.....	33
Figura 5.1: Análise granulométrica da amostra de minério futuro.....	38
Figura 5.2: Resultado para a análise do teor de Fe por faixa e o cálculo do teor de Fe acumulado.....	38
Figura 5.3: Fotomicrografia da seção polida utilizada na análise mineralógica da amostra de minério futuro (HE - hematita especular; HP - hematita porosa; GO – goethita; MA – magnetita e QZ –quartzo).....	39
Figura 5.4: Valores do I_{50} calculado para os três ângulos considerados para as frações granulométricas -37 μ m, +37-44 μ m, +44-53 μ m, +53-74 μ m, +74-105 μ m, +105-149 μ m e +149-210 μ m.....	41

Figura 5.5: Resultados obtidos para a distribuição granulométrica das amostras geradas em cada um dos testes de moagem nos diferentes tempos de moagem (5, 10, 15 e 20 minutos).....	43
Figura 5.6: Resultados do percentual retido para três frações granulométricas, 149 μ m - 74 μ m - 44 μ m, em função da energia medida no teste e as equações exponenciais obtidas e os respectivos valores para a constante K.....	44
Figura 5.7: Resultados da análise granulométrica para o <i>underflow</i> e <i>overflow</i> gerados nos testes de deslamagem.....	46
Figura 5.8: Percentual de fração magnética obtida nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.....	47
Figura 5.9: Teor de Fe fração magnética obtida nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.....	48
Figura 5.10: Teor de Al ₂ O ₃ na fração magnética e na fração não magnética obtido nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.....	49
Figura 5.11: Teor de P na fração magnética e na fração não magnética obtido nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.....	50
Figura 5.12: Valores de PPC na fração magnética e na fração não magnética obtidos nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.....	51
Figura 5.13: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula da alimentação da etapa <i>rougher</i>	54

Figura 5.14: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de duas partículas do concentrado da etapa <i>rougher</i>	56
Figure 5.15: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do fluxo de médios da etapa <i>rougher</i>	57
Figure 5.16: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do fluxo de médios da etapa <i>rougher</i>	57
Figura 5.17: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do rejeito da etapa <i>rougher</i>	58
Figura 5.18: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do rejeito da etapa <i>rougher</i>	59
Figura 5.19: Resultados do teor de Fe no rejeito obtido nos testes de cinética de flotação para as duas amostras consideradas.....	60
Figura 5.20: Resultados da análise granulométrica para o <i>underflow</i> e para pré-concentrado magnético (pré-concentrado <i>rougher</i> e pré-concentrado <i>scavenger</i>).....	61
Figura 5.21: Resultados do teor de SiO ₂ no concentrado obtido nos testes de cinética de flotação para as duas amostras consideradas.....	61
Figura 5.22: Curvas de recuperação cumulada de SiO ₂ no flotado para as duas amostras consideradas no estudo.....	62
Figura 5.23: Constantes cinéticas de flotação calculada para cada uma das amostras consideradas no estudo.....	63
Figura 5.24: Resultados do percentual retido na fração granulométrica 44μm em função da energia medida no teste, as equações exponenciais obtidas e os respectivos valores para a constante K.....	65
Figura 5.25: Resultados de superfície específica em função da energia medida no teste.....	66

Figura 5.26: Recuperação mássica e metálica assim como os parâmetros de processo obtidos para as duas rotas avaliadas.....	70
Figura 5.27: Resultados de teor de SiO_2 no concentrado e teor de Fe no rejeito para as etapas que constituem cada uma das rotas.....	71
Figura 5.28: Teor de SiO_2 no concentrado e a recuperação metálica para cada uma das etapas que constituem as duas rotas de processo.....	72
Figura 5.29: Representação das entradas do processo de beneficiamento de minério de ferro, minério + parâmetros de processo, assim como as saídas do processo (concentrado, rejeito e lama).....	73

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1 Íons mais comuns dos elementos de transição, sua configuração eletrônica e momento magnético expresso em termos do magnéton de Bohr (KLEIN e DUTROW, 2007b).....	05
Tabela IV.1: Parâmetros de processo empregados nos testes de separação magnética em escala piloto.....	36
Tabela V.1: Resultado da análise química quantitativa total para a amostra de minério futuro.....	37
Tabela V.2: Resultado da análise mineralógica para a amostra de minério futuro.....	39
Tabela V.3: Resultados obtidos para a susceptibilidade magnética para as frações granulométricas -37 μ m, +37-44 μ m, +44-53 μ m, +53-74 μ m, +74-105 μ m, +105-149 μ m e +149-210 μ m.....	42
Tabela V.4: Resultado de recuperação mássica e para a análise química do <i>underflow</i> e <i>overflow</i> obtida nos testes de deslamagem.....	44
Tabela V.5: Teores ajustados para a alimentação, <i>underflow</i> e <i>overflow</i> assim como os valores de recuperação mássica e metálica para a etapa de deslamagem.....	45
Tabela V.6: Condições nas quais os testes de separação magnética em escala piloto foram realizados.....	51
Tabela V.7: Resultados da análise química e do percentual de sólidos obtido nos testes de separação magnética em escala piloto.....	52
Tabela V.8: Resultados da análise mineralógica nas amostras geradas nos testes de separação magnética em escala piloto.....	53
Tabela V.9: Resultados da difratometria de raios X nas amostras geradas nos testes de separação magnética em escala piloto.....	53
Tabela V.10: Resultados da microanálise EDS para as quatro áreas destacadas na figura 5.13.....	55

Tabela V.11: Resultados da análise química para o concentrado gerado nos testes de cinética de flotação.....	62
Tabela V.12: Teores utilizados para calcular a recuperação mássica e metálica da etapa de separação magnética (<i>rougher</i> e <i>scavenger</i>).....	66
Tabela V.13: Teores ajustados para a alimentação, concentrado e rejeito assim como os valores de recuperação mássica e metálica para as etapas <i>rougher</i> e <i>scavenger</i> de separação magnética.....	67
Tabela V.14: Resultados dos testes de flotação em bancada considerados no cálculo do balanço de massa.....	68
Tabela V.15: Teores ajustados para a alimentação, concentrado e rejeito assim como os valores de recuperação mássica e metálica para a etapa de flotação.....	68
Tabela V.16: Resultados dos testes de flotação em bancada realizados com o produto gerado na etapa de remoagem gerado nas duas rotas consideradas.....	69
Tabela V.17: Teores ajustados para o concentrado e rejeito assim como os valores de recuperação mássica e metálica para a etapa de flotação após a remoagem.....	70

RESUMO

Com a redução dos teores de ferro nos minérios que alimentam as usinas é necessário desenvolver processos adequados ao beneficiamento de minérios de baixo teor e/ou capazes de recuperar o ferro contido nos rejeitos.

A necessidade de processar minérios com baixo teor do mineral útil associada à redução da granulometria de liberação e o desenvolvimento e utilização de materiais substitutos aumenta a pressão para redução dos custos e para aumentar a eficiência das operações de beneficiamento.

Neste contexto, surge a oportunidade de aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade na recuperação de partículas ferromagnéticas e paramagnéticas de granulometria mais fina.

O objetivo deste trabalho consiste na comparação dos resultados de recuperação mássica e metalúrgica e de qualidade de concentrado, principalmente no que se refere ao teor de SiO_2 no concentrado final, obtidos em ensaios tecnológicos que simulam a rota de processo atual caracterizada pelas etapas de deslamagem e flotação e a rota de processo alternativa caracterizada pela etapa de separação magnética seguida por flotação.

A comparação dos resultados obtidos com as duas rotas de processo conforme descrito acima foi feita para uma amostra representativa de minérios futuros da mina de Alegria, localizada nos municípios de Mariana e Ouro Preto, de propriedade da Samarco Mineração S.A.

Os resultados obtidos comprovam o potencial da rota de processo alternativa caracterizada pela etapa de separação magnética. As recuperações mássica e metalúrgica obtidas com a rota alternativa (separação magnética + flotação) foram em termos absolutos 3,3% e 4,4% maiores que as respectivas recuperações obtidas com a rota de referência (deslamagem + flotação).

Considerando os testes de cinética de flotação, mesmo com o menor grau de liberação do quartzo na fração maior que $149\mu\text{m}$ (68,0% para o pré-concentrado magnético e 78,0% para o *underflow* da deslamagem), os teores de SiO_2 no concentrado obtidos na rota alternativa foram inferiores aos teores de SiO_2 no concentrado obtidos com a rota de referência.

Com o potencial demonstrado para aumentar as recuperações mássica e metálica do processo, para reduzir o teor de SiO_2 na alimentação da etapa de flotação, além de permitir a obtenção de menores teores de SiO_2 no concentrado, a rota de processo mista (separação magnética + flotação) se torna uma alternativa para o processamento dos minérios com baixo teor de ferro.

ABSTRACT

The reduction of iron content in ores that feed the processing plants requires the development of appropriate procedures for processing low-grade ores and / or able to recover the iron contained in the tailings.

The need to process low grade ores associated with the reduced particle size required for liberation and the development and use of substitute materials increase the pressure to reduce costs and improve the efficiency of processing operations.

In this context, the opportunity arises for the application of high intensity magnetic separators in the recovery of even finer ferromagnetic and paramagnetic particles.

The objective of this study consists in comparing the results of mass and metallurgical recoveries and concentrate quality, especially regarding the content of SiO₂ in the final concentrate, obtained in technological tests that simulate the current process route characterized by the steps of desliming and flotation and the alternative process route characterized by magnetic separation step preceding flotation.

The comparison of the results achieved with the two process routes as described above was made using a representative sample of the future ore of Alegria mine, located in the towns of Ouro Preto and Mariana, owned by Samarco Mineração S.A.

The results support the potential of the alternative process route characterized by magnetic separation preceding flotation. The mass and metallurgical recoveries obtained with the alternative route (magnetic + flotation separation) in absolute values was 3.3% and 4.4% higher than the respective recoveries obtained with the reference route (desliming + flotation).

Considering the flotation kinetics tests, even with the smaller degree of liberation of quartz in the fraction retained in 149 μ m (68.0% for the magnetic pre-concentrate and 78.0% for the desliming underflow), the content of SiO₂ in the concentrate achieved in the alternative mixed route were below the levels of SiO₂ in the concentrate obtained with the reference route.

The results achieved with mixed (magnetic separation + flotation) route namely higher mass and metallurgical recoveries and lower SiO₂ contents in the flotation feed and final concentrate render this route an alternative for the processing of low iron grade ores.

With the demonstrated potential to increase the mass and metallurgical recoveries process and to reduce the content of SiO₂ in the feed of flotation step and allows to

obtain lower contents of SiO_2 in concentrate, the process alternative route (magnetic separation + flotation) becomes an alternative for the processing of lower-grade ores.

1. INTRODUÇÃO

Com a redução dos teores de ferro nos minérios que alimentam as usinas é necessário desenvolver processos adequados ao beneficiamento de minérios de baixo teor e/ou capazes de recuperar o ferro contido nos rejeitos.

A necessidade de processar minérios com baixo teor do mineral útil associada à redução da granulometria de liberação e o desenvolvimento e utilização de materiais substitutos aumenta a pressão para reduzir os custos e para aumentar a eficiência das operações de beneficiamento.

Na maioria dos casos, a redução do teor de ferro está associada ao processamento de partículas mais finas uma vez que é necessário moer o minério em faixas granulométricas menores para promover a liberação das partículas. Com a redução do tamanho das partículas, a energia e a área superficial aumentam provocando problemas de agregação não seletiva (*slimes coating*) e baixa seletividade na adsorção de surfatantes na superfície das partículas de menor tamanho.

Neste contexto, surge a oportunidade de aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade na recuperação de partículas ferromagnéticas e paramagnéticas de granulometria mais fina.

Os resultados obtidos por VIEIRA (2008) e CHEN *et al* (2009) demonstram o potencial da concentração magnética empregando separadores eletromagnéticos de carrossel (WHIMS) para o beneficiamento de minérios com baixos teores de Fe e altos teores de SiO₂. Além disso, o circuito estudado por KAWATRA *et al* (2002) apresenta uma alternativa para a instalação de separadores magnéticos com o intuito de retirar do circuito ganga liberada reduzindo a energia necessária às etapas subsequentes de moagem assim como a redução do teor de SiO₂ na alimentação das etapas de flotação posteriores à etapa de moagem.

O objetivo deste trabalho é avaliar a aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade para o beneficiamento de itabiritos pobres.

Esta avaliação consiste na comparação dos resultados de recuperação mássica e metalúrgica e de qualidade de concentrado, principalmente no que se refere ao teor de SiO_2 no concentrado final, obtidos em ensaios tecnológicos que simulam a rota de processo de referência caracterizada pelas etapas de deslamagem e flotação e a rota de processo alternativa caracterizada pelas etapas de separação magnética e flotação.

A comparação dos resultados obtidos com as duas rotas de processo conforme descrito acima foi feita com uma amostra representativa de minérios futuros da mina de Alegria, localizada nos municípios de Mariana e Ouro Preto e de propriedade da Samarco Mineração S.A.

2. OBJETIVOS

O objetivo deste trabalho foi avaliar a aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade para o beneficiamento de itabiritos pobres.

Esta avaliação consistiu na comparação dos resultados de recuperação mássica e metalúrgica e de qualidade de concentrado, principalmente no que se refere ao teor de SiO_2 , obtidos em ensaios tecnológicos que simulam a rota de processo de referência caracterizada pelas etapas de deslamagem e flotação e a rota de processo alternativa caracterizada pelas etapas de separação magnética e flotação.

Também foram avaliadas em testes de separação magnética em escala de bancada a recuperação mássica e os teores de Fe, SiO_2 , P, Al_2O_3 e os valores de PPC na fração magnética e na fração não magnético em função da variação da intensidade do campo e da abertura do pacote magnético.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Origem das Propriedades Magnéticas dos Minerais

Segundo KLEIN & DUTROW (2007a), as propriedades físicas dos minerais são a expressão macroscópica da sua constituição interna, especialmente de sua estrutura cristalina e composição química. Os minerais podem ser separados quando submetidos a campos magnéticos de alta intensidade por apresentarem uma ampla gama de valores para a susceptibilidade magnética.

Ainda segundo KLEIN & DUTROW (2007a), os minerais denominados diamagnéticos não são atraídos por um campo magnético. Alguns minerais conhecidos como paramagnéticos podem ser atraídos por um campo magnético. Os minerais fortemente magnéticos são conhecidos como ferromagnéticos. A magnetita é um exemplo de mineral ferromagnético. Os minerais ferromagnéticos são importantes para a geologia uma vez que esses minerais registram a direção do campo magnético da Terra ao longo do tempo ajudando os geofísicos a reconstruir os movimentos das placas tectônicas. Em mineralogia, um pequeno ímã de mão é usado para determinar o magnetismo dos minerais. Se um mineral é fortemente magnético, ele será fortemente atraído pelo ímã. Se o mineral é fracamente magnético, também será atraído pelo ímã, porém com pouca intensidade. Em escala de laboratório, o Separador Magnético Isodinâmico Frantz é um instrumento que usa campo magnético de alta intensidade para separar minerais paramagnéticos de minerais diamagnéticos e para separar minerais paramagnéticos com diferentes susceptibilidades magnéticas.

A origem das propriedades magnéticas nos minerais resulta de propriedades atômicas que são específicas para um grupo de elementos. O campo magnético é o resultado do movimento do elétron em sua órbita em torno do núcleo, sendo um fenômeno análogo ao fenômeno de geração de um campo magnético a partir da aplicação de corrente elétrica em uma bobina. O campo magnético está associado ao número quântico spin, que pode assumir os valores $+\frac{1}{2}$ ou $-\frac{1}{2}$. O spin pode ser representado por um dipolo magnético com momento magnético expresso em termos do magnéton de Bohr,

$\mu_{\beta}=9,27 \times 10^{-24} \text{Am}^2$, que é o produto da carga do elétron (em amperes, A) e a área referente ao movimento do elétron (em m^2) (KLEIN e DUTROW, 2007b).

Dessa forma, os minerais classificados como diamagnéticos são formados por átomos com configuração eletrônica similar à configuração eletrônica dos gases nobres, com elétrons emparelhados no orbital d. Os minerais classificados como paramagnéticos apresentam átomos com configuração eletrônica característica dos elementos de transição como Fe, Mn, Ti e Cr, que apresentam elétrons desemparelhados no orbital d. O momento magnético é consequência dos elétrons desemparelhados e é proporcional ao número de elétrons nessa condição. A tabela III.1 apresenta os íons mais comuns dos elementos de transição, sua configuração eletrônica e momento magnético expresso em termos do magnéton de Bohr. Os minerais classificados como ferromagnéticos, além de apresentarem os átomos característicos da família dos elementos de transição, são caracterizados por todos os dipolos magnéticos individuais que apresentam a mesma direção quando submetidos a um campo magnético. Esse fenômeno ocorre devido à sobreposição de orbitais de átomos vizinhos na rede cristalina dos minerais (KLEIN e DUTROW, 2007b).

Tabela III.1: Íons mais comuns dos elementos de transição, sua configuração eletrônica e momento magnético expresso em termos do magnéton de Bohr (KLEIN e DUTROW, 2007b)

Íons	Configuração eletrônica	Elétrons desemparelhados no orbital d	Momento magnético
Ti ³⁺ , V ⁴⁺	↑ — — — —	1	1 μ_{β}
Ti ²⁺ , V ³⁺	↑ ↑ — — —	2	2 μ_{β}
V ²⁺ , Cr ³⁺ , Mn ⁴⁺	↑ ↑ ↑ — —	3	3 μ_{β}
Cr ²⁺ , Mn ³⁺	↑ ↑ ↑ ↑ —	4	4 μ_{β}
Mn ²⁺ , Fe ³⁺	↑ ↑ ↑ ↑ ↑	5	5 μ_{β}
Fe ²⁺ , Co ³⁺	↑↓ ↑ ↑ ↑ ↑	6	6 μ_{β}
Co ²⁺	↑↓ ↑↓ ↑ ↑ ↑	7	7 μ_{β}
Ni ²⁺	↑↓ ↑↓ ↑↓ ↑ ↑	8	8 μ_{β}
Cu ²⁺	↑↓ ↑↓ ↑↓ ↑↓ ↑	9	9 μ_{β}
Zn ²⁺ , Cu ⁺	↑↓ ↑↓ ↑↓ ↑↓ ↑↓	10	0

Segundo ROSENBLUM e BROWNFIELD (2000), as substâncias paramagnéticas apresentam elétrons desemparelhados nos orbitais moleculares e as substâncias diamagnéticas contêm elétrons emparelhados nos orbitais moleculares. Uma molécula apresenta apenas um número quântico spin, consistindo em um dipolo magnético, quando contém elétrons desemparelhados nos orbitais. Por sua vez, quando uma molécula apresenta elétrons emparelhados, o dipolo magnético caracterizado pelo spin de cada um dos elétrons se anula, uma vez que apresentam orientação oposta. Para as substâncias ferromagnéticas, os dipolos magnéticos existentes apresentam a mesma orientação. De acordo com os autores, a composição química é o principal fator que controla a susceptibilidade magnética dos minerais, sendo os átomos de Fe, Cu e Mg os principais responsáveis pela susceptibilidade magnética dos minerais paramagnéticos e ferromagnéticos. Além disso, inclusões de outros minerais interferem na determinação da susceptibilidade magnética das partículas.

3.2. Determinação das Propriedades Magnéticas dos Minerais

Segundo QUEIROZ e BRANDÃO (2009), o minério de ferro pode ser dividido em três grandes grupos de partículas, quanto à sua resposta, frente a campos magnéticos: partículas que manifestam susceptibilidade magnética sob a presença de campos magnéticos de intensidade baixa (menor que 0,2 Tesla ou 2.000 Gauss); partículas que manifestam susceptibilidade magnética sob a presença de campos magnéticos de média intensidade (0,2 a 0,9 Tesla ou 2.000 a 9.000 Gauss); partículas que manifestam susceptibilidade magnética sob a presença de campos magnéticos de alta intensidade (maior que 0,9 Tesla ou 9.000 Gauss). Ainda segundo QUEIROZ e BRANDÃO (2009), a maneira com a qual as partículas minerais estão associadas tem influência no comportamento das mesmas frente a campos magnéticos distintos.

A propriedade física denominada susceptibilidade magnética é a expressão externa das características internas dos átomos que constituem os minerais e por sua vez explica o comportamento dos minerais quando estes são submetidos à ação de um campo magnético externo. Segundo BLUM (1997), a susceptibilidade magnética é o nível ou

grau que um determinado material ou mineral pode ser magnetizado quando submetido a um campo magnético externo. A região de magnetização pode ser expressa por unidade de volume conforme a equação 3.1 e a susceptibilidade específica ou mássica de um determinado material pode ser expressa conforme a equação 3.2.

$$k = \frac{M}{H} \quad (3.1)$$

$$X = \frac{k}{\rho} \quad (3.2)$$

onde M é o volume magnetizado no material, H é a intensidade do campo magnético externo aplicado e k é a susceptibilidade volumétrica (adimensional), ρ é a densidade do material e X é a susceptibilidade magnética específica ou mássica do material ou mineral (m^3/kg).

Ainda segundo BLUM (1997), a susceptibilidade magnética medida pela maioria dos métodos é o valor aparente desta propriedade. A relação entre a susceptibilidade magnética intrínseca e susceptibilidade extrínseca ou aparente pode ser expressa de acordo com a equação 3.3.

$$k_e = \frac{k_i}{1 + (N \times k_i)} \quad (3.3)$$

onde k_e é a susceptibilidade extrínseca ou aparente e se refere à magnetização do campo externo e que é medida pela maioria dos métodos, k_i é a susceptibilidade magnética intrínseca e se refere à magnetização do campo magnético interno do material ou mineral e N é um fator de desmagnetização que é função da forma das partículas.

Segundo MOSKOWITZ (1991), a susceptibilidade magnética é a medida do nível de magnetização que uma determinada substância pode apresentar na presença de um campo magnético e pode ser usada para descrever as várias classes de materiais magnéticos. Dessa forma, os materiais classificados como diamagnéticos apresentam valores negativos para a susceptibilidade magnética, enquanto os materiais classificados como paramagnéticos apresentam valores positivos para a susceptibilidade magnética.

Os materiais classificados como ferromagnéticos apresentam valores positivos para a susceptibilidade magnética, sendo que estes valores são bem maiores que os valores obtidos para os materiais paramagnéticos.

A determinação das propriedades magnéticas dos minerais pode ser feita utilizando várias técnicas, como o separador isodinâmico Frantz, classificação em separadores magnéticos, magnetômetros e bobinas de ressonância. Todas essas técnicas são consideradas técnicas de laboratório (CAVANOUGH *et al*, 2006).

NESSET e FINCH (1980) afirmaram que a determinação da susceptibilidade magnética dos minerais é essencial para a definição do potencial de aplicação da separação magnética, uma vez que a aplicação desta etapa unitária no processamento de minérios requer uma diferença significativa da susceptibilidade magnética entre os minerais que serão separados. Os minerais paramagnéticos podem ser classificados como paramagnéticos verdadeiros, quando suas propriedades magnéticas não variam em função da intensidade do campo magnético ao qual estão submetidos, ou podem ser classificados como antiferromagnéticos, quando suas propriedades magnéticas variam em função da intensidade do campo magnético ao qual estão submetidos. A hematita é um exemplo de mineral antiferromagnético. O separador isodinâmico Frantz foi utilizado para determinar sua susceptibilidade magnética específica.

Ainda segundo NESSET e FINCH (1980), no separador isodinâmico Frantz a separação ocorre em uma bandeja posicionada entre dois polos magnéticos que mantêm a intensidade do campo magnético constante ao longo do comprimento da bandeja. As forças que atuam em uma partícula quando esta está na bandeja do separador estão representadas na figura 3.1. F_G representa o peso da partícula e F_M representa a força exercida pelo campo magnético.

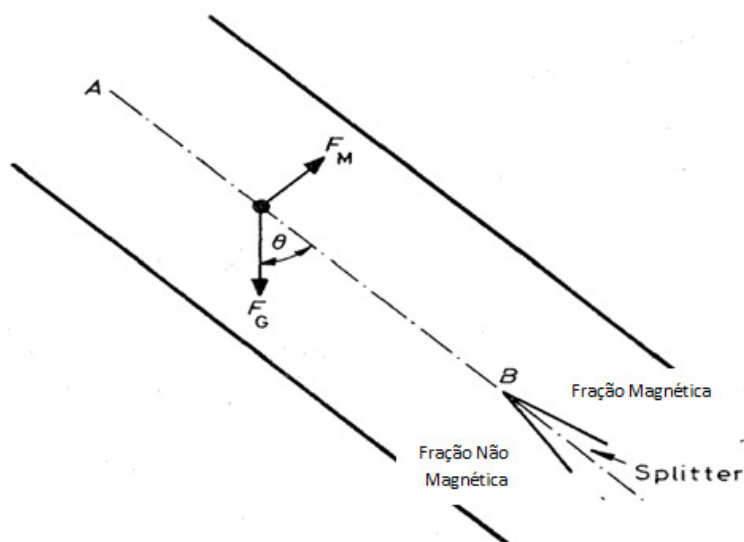


Figura 3.1: Representação das forças que atuam em uma partícula quando esta está na bandeja do separador isodinâmico Frantz. F_G representa o peso da partícula e F_M representa a força exercida pelo campo magnético (NESSET e FINCH, 1980).

As forças representadas na figura 3.1 podem ser definidas de acordo com as equações 3.4 e 3.5. O balanço de forças pode ser representado de acordo com a equação 3.6.

$$F_G = m \times g \quad (3.4)$$

$$F_M = \frac{m}{2} \times \nabla(\sigma \times H) \quad (3.5)$$

$$-F_G \times \sin \theta = \frac{m}{2} \times \nabla(\sigma \times H) \quad (3.6)$$

onde m é a massa da partícula (g); g é a aceleração da gravidade ($9,81\text{m/s}^2$); θ é o ângulo de inclinação da bandeja ($^\circ$); σ é a magnetização específica do mineral (emu g^{-1}) e H é a intensidade do campo magnético ($\text{Oe} \rightarrow 100\text{e} = \frac{1000}{4\pi} \text{Am}^{-1}$).

Assim, os parâmetros magnéticos para os minerais classificados como paramagnéticos verdadeiros e antiferromagnéticos podem ser determinados utilizando o separador isodinâmico Frantz e a equação 3.7 representa a correlação básica entre esses parâmetros e as variáveis do separador.

$$\sin \theta = \sigma_0 \left(\frac{1}{g} \times \frac{dH}{dx} \right) + X_{\infty} \left(\frac{1}{g} \times \frac{H dH}{dx} \right) \quad (3.7)$$

onde σ_0 é a magnetização específica espontânea (emug^{-1}); X_{∞} é a susceptibilidade magnética específica para a intensidade infinita do campo e o termo $\frac{H dH}{dx} = \text{constante}$, uma vez que o separador é isodinâmico e por isso a intensidade do campo não varia ao longo do comprimento da bandeja.

NESSET e FINCH (1980) calibraram o equipamento definindo qual o valor máximo para a intensidade do campo e a equação 3.7 foi derivada e a solução é apresentada na equação 3.8. Essa equação é válida para minerais antiferromagnéticos.

$$\sin \theta = 4,65 \sigma_0 I_{50} + 48,7 \times 10^3 X_{\infty} I_{50} \quad (3.8)$$

onde I_{50} é a corrente aplicada nos polos do separador isodinâmico quando 50% da massa da amostra é direcionada para o fluxo de materiais não magnéticos e o restante da massa da amostra é direcionado para o fluxo de materiais magnéticos. Considerando minerais classificados como paramagnéticos verdadeiros, $\sigma_0 = 0$ e $X = X_{\infty}$, a equação 3.8 pode ser escrita de acordo com a equação 3.9.

$$X = \frac{\sin \theta}{48,7 \times 10^3 \times I_{50}^2} \quad (3.9)$$

onde X é a susceptibilidade magnética específica ($\text{emug}^{-1}\text{Oe}^{-1}$). As equações 3.8 e 3.9 permitem determinar os parâmetros magnéticos de determinadas partículas minerais a partir da leitura das variáveis do separador isodinâmico Frantz.

Com o objetivo de avaliar a viabilidade técnica do aproveitamento de minerais pesados a partir dos rejeitos gerados na extração de petróleo de areias betuminosas, CUI *et al* (2002) estudaram as propriedades magnéticas de alguns minerais como a ilmenita ($\text{TiO}_2 \cdot \text{FeO}$) e a hematita (Fe_2O_3). No estudo a susceptibilidade magnética destes e de

outros minerais foi determinada a partir de medidas realizadas em um separador isodinâmico Frantz. Os autores demonstraram que a susceptibilidade magnética dos minerais estudados varia com o aumento da temperatura e o tempo de aquecimento.

KING (2001) afirma que os minerais classificados como diamagnéticos apresentam pequenos valores negativos para a susceptibilidade magnética (χ) e minerais classificados como paramagnéticos apresentam pequenos valores positivos para a susceptibilidade magnética (χ). Nestes dois casos a susceptibilidade não depende da intensidade do campo. Os minerais classificados como ferromagnéticos apresentam valores maiores e positivos para a susceptibilidade magnética (χ) e o valor da mesma depende da intensidade do campo.

Segundo CAVANOUGH *et al* (2006) a determinação da susceptibilidade magnética dos minerais também pode ser feita em instrumentos instalados em ambientes industriais. Essa medida pode ser realizada em sistemas *on-line* ou *off-line*. O sistema consiste em colocar a amostra parada ou em movimento dentro de uma bobina energizada. O autor cita aplicações do instrumento na determinação da susceptibilidade magnética em processo de redução de ilmenita, produção de cobre e na análise/caracterização de furos de sonda.

SHAO *et al* (1996) determinaram a susceptibilidade magnética para quatro amostras em cinco faixas granulométricas distintas ($-44+33\mu\text{m}$; $-33+23\mu\text{m}$; $-23+15\mu\text{m}$; $-15+11\mu\text{m}$ e $-11\mu\text{m}$). As amostras estudadas foram duas amostras de hematita, uma amostra de limonita e uma amostra de goethita. De acordo com os resultados obtidos e apresentados na figura 3.2, a susceptibilidade magnética da hematita é maior que a susceptibilidade da limonita e goethita. Além disso, existe uma diferença significativa entre os valores de susceptibilidade magnética para as duas amostras de hematita avaliadas. Os valores de susceptibilidade foram obtidos variando a intensidade do campo magnético.

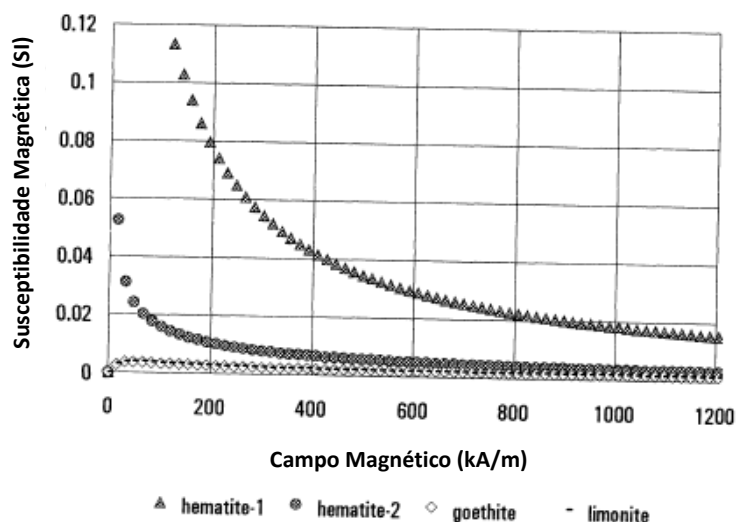


Figura 3.2: Medidas de susceptibilidade magnética obtida para as duas amostras de hematita e para as amostras de limonita e goethita (SHAO *et al*, 1996).

3.3. Separadores Magnéticos de Alta Intensidade (WHIMS)

A importância prática da separação magnética foi reconhecida somente no final do século 19. Nessa época, vários pesquisadores demonstraram a viabilidade de separar partículas fortemente magnéticas de partículas de ganga não magnética. A partir do final do século 19, um grande número de separadores magnéticos permitia a separação de partículas fortemente magnéticas de partículas menos magnéticas. No entanto, apenas recentemente, com o aumento considerável do entendimento dos fundamentos do magnetismo e com o desenvolvimento de materiais permanentemente magnéticos, foi possível aplicar a separação magnética a uma ampla gama de materiais no que se refere à faixa granulométrica e à susceptibilidade magnética (SVOBODA e FUJITA, 2003).

Separadores magnéticos são máquinas que promovem a separação das partículas a partir da diferença nos valores de susceptibilidade magnética de forma que as partículas com maior susceptibilidade se concentrem na fração magnética e as partículas com menor susceptibilidade magnética se concentrem na fração não magnética.

A figura 3.3 apresenta um desenho com os principais componentes de um separador magnético de alta intensidade. Os separadores são caracterizados por dois ou mais rotores, os quais contêm os pacotes magnéticos. Na maioria das vezes cada rotor contém dois pontos de alimentação, dois pontos de limpeza de médios e dois pontos de limpeza de concentrado. Os separadores podem ser equipados com duas ou mais bobinas por rotor. As bobinas podem ser resfriadas com água ou óleo.

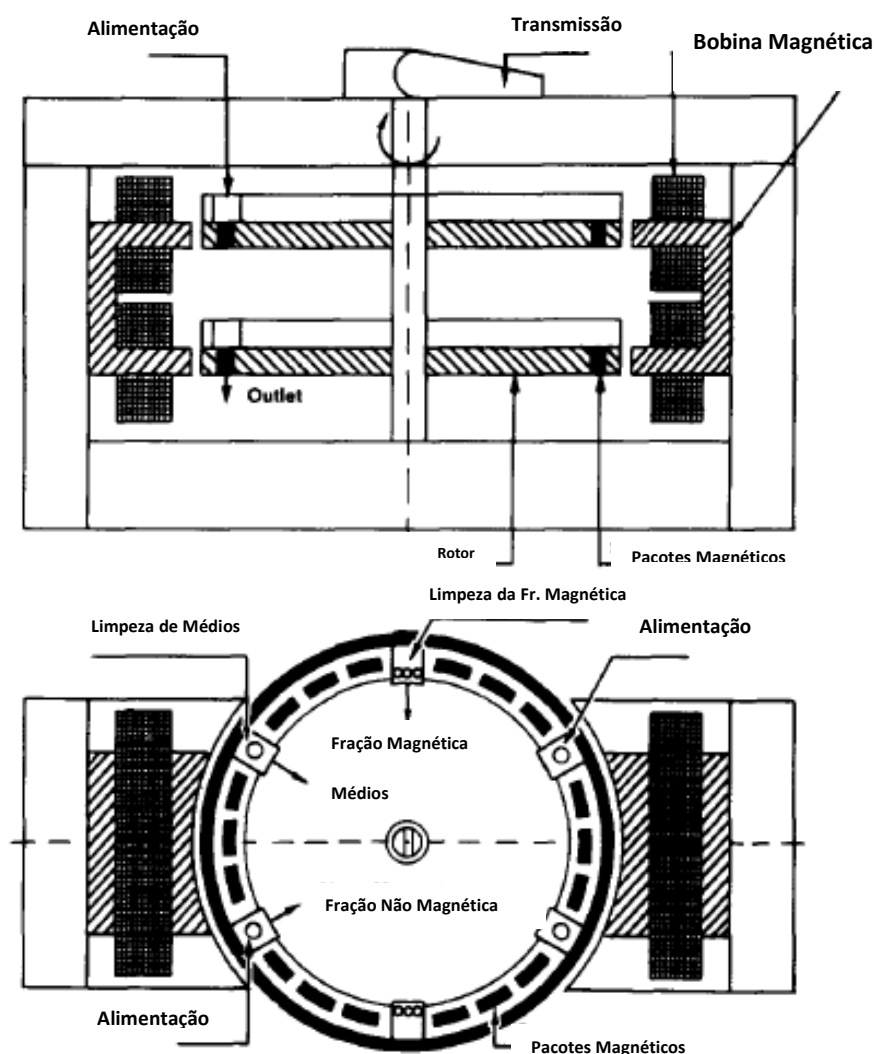


Figura 3.3: Desenho com os principais componentes de um separador magnético de alta intensidade (BARTNIK *et al*, 1974).

Os campos magnéticos são produzidos por eletroímãs e os polos são fabricados de forma a aumentar o gradiente do campo aplicado. Uma alternativa para aumentar o gradiente do campo é projetar o polo com uma das peças mais estreita, como está

apresentado na figura 3.4. Desta forma, a intensidade do campo é maior nas proximidades da peça menor criando assim um gradiente no campo. Em um eletroímã o campo pode ser controlado pela intensidade da corrente aplicada (KING, 2004).

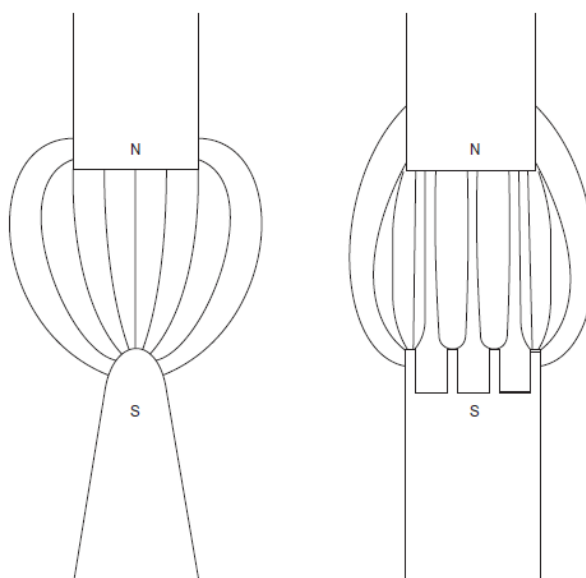


Figura 3.4: Opções de projeto para os polos. Para aumentar o gradiente do campo, os polos podem ser projetados com uma das peças mais estreita (KING, 2001).

Nos separadores magnéticos de alta intensidade (WHIMS) a separação ocorre nos pacotes magnéticos localizados na circunferência de dois rotores equipados com certo número de placas ranhuradas equidistantes umas das outras conforme apresentado na figura 3.5. As placas podem apresentar diferentes tipos de ranhuras, as configurações mais comuns são com 4 ranhuras por polegada, 8 ranhuras por polegada e 12 ranhuras por polegadas ao longo do comprimento da placa. Estas configurações estão representadas na figura 3.6. A capacidade dos separadores é função do volume de polpa que pode passar pelos pacotes magnéticos, que por sua vez é função da distância entre as placas e da largura da matriz (WASMUTH e UNKELBACH, 1991).

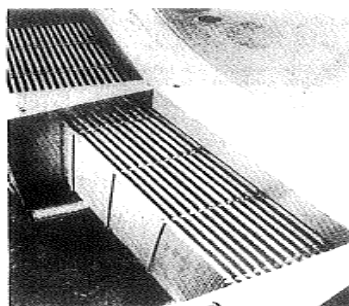


Figura 3.5: Ilustração dos pacotes magnéticos localizados na circunferência de dois rotores equipados com certo número de placas ranhuradas equidistantes umas das outras (WASMUTH e UNKELBACH, 1991).

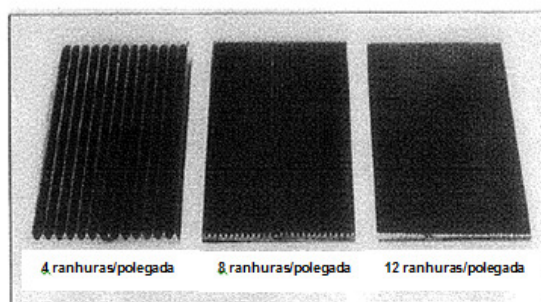


Figura 3.6: Representação das configurações mais comuns com 4 ranhuras por polegada, 8 ranhuras por polegada e 12 ranhuras por polegadas ao longo do comprimento da placa (WASMUTH e UNKELBACH, 1991).

Uma alternativa à utilização de pacotes magnéticos caracterizados pelas placas ranhuradas é a utilização de matriz magnética do tipo lã de aço inoxidável ou do tipo arames lisos conforme representadas na figura 3.7. Estes dois tipos de matriz magnética aumentam o gradiente do campo magnético aplicado (WATSON e BEHARRELL, 2006).

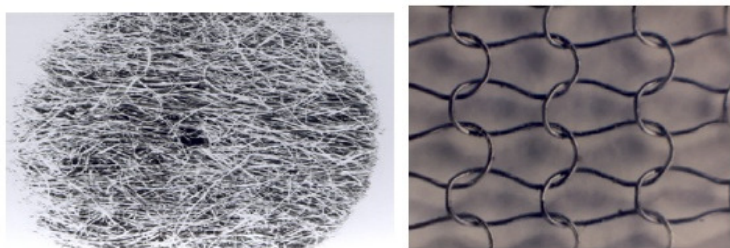


Figura 3.7: Representação de matriz magnética do tipo lã de aço inoxidável (imagem da esquerda) ou do tipo arames lisos (imagem da direita) (WATSON e BEHARRELL, 2006).

A matriz magnética tem a função de promover polos secundários na região ou espaço de separação além de permitir a captura de partículas fracamente magnéticas. A forma da matriz utilizada afeta a distribuição do campo magnético (LI e WATSON, 1995).

Segundo SVOBODA e FUJITA (2003), a escolha de qual separador magnético utilizar deve ser feita levando em consideração o tamanho das partículas, a distribuição das propriedades magnéticas das partículas e a taxa de alimentação à qual o separador será submetido.

Os desenvolvimentos e os novos conceitos na separação magnética de minerais fracamente magnéticos têm sido alcançados pelo aumento da intensidade e pelo maior gradiente do campo magnético aplicado (WASMUTH e UNKELBACH, 1991).

3.3.1 Parâmetros de Processo

As forças que atuam em uma partícula podem ser representadas de acordo com o diagrama de forças apresentado na figura 3.8. Na figura também estão representados os fluxos de material na alimentação do separador magnético e os produtos gerados na separação: fração magnética, fração não magnética e fração intermediária. O peso das partículas, o arraste hidrodinâmico e interações de superfície são exemplos de forças que competem com a força magnética. Na separação a úmido, o arraste hidráulico é importante e a seletividade da separação pode ser influenciada pelo tamanho da

partícula. Além disso, com a redução do tamanho das partículas a importância da componente de arraste hidráulico aumenta (SVOBODA e FUJITA, 2003).

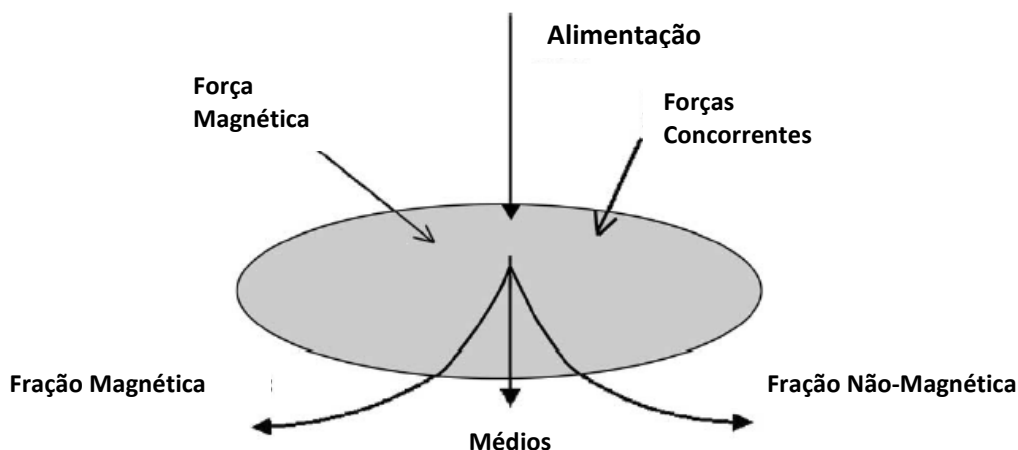


Figura 3.8: Diagrama representando as forças que atuam sobre uma partícula no processo de separação magnética (SVOBODA e FUJITA, 2003).

As partículas magnéticas serão separadas das partículas não magnéticas ou das partículas menos magnéticas se as condições expressas na equação 3.10 forem satisfeitas.

$$F_m^{mag} > \sum F_c^{mag} \quad e \quad F_m^{non-mag} < \sum F_c^{non-mag} \quad (3.10)$$

onde F_m^{mag} e $F_m^{non-mag}$ se referem, respectivamente, à força magnética que atua sobre as partículas magnéticas e sobre as partículas não magnéticas. F_c^{mag} e $F_c^{non-mag}$ se referem às forças concorrentes à força magnética que atuam sobre as partículas magnéticas e não magnéticas, respectivamente. Para aumentar a recuperação das partículas magnéticas, a intensidade da força magnética deve ser significativamente maior que a soma das intensidades das forças concorrentes. No entanto, quando essa diferença entre as intensidades das forças atinge um determinado valor, a seletividade da separação será

baixa uma vez que não ocorrerá distinção entre os diferentes valores de susceptibilidade magnética (SVOBODA e FUJITA, 2003).

A força magnética é a principal força externa que atua sobre as partículas em um separador magnético e é proporcional à intensidade do campo magnético aplicado. Dessa forma, mudanças na intensidade do campo promovem mudanças no desempenho dos separadores. De uma forma geral, quanto maior o campo aplicado maior é a recuperação de partículas magnéticas no concentrado. No entanto, existem situações em que o aumento do campo pode levar a resultados inferiores tanto de recuperação quanto de qualidade do concentrado. Isso pode ser explicado por dois fatores, o primeiro é a redução da susceptibilidade magnética das partículas com o aumento do campo e o segundo é a redução da área disponível da matriz para captura de partículas quando o campo aplicado aumenta. A redução da área disponível da matriz provocada pelo aumento da quantidade de material depositado na matriz tem como consequência a redução da porosidade da camada depositada e aumento da velocidade de escoamento da polpa no interior da matriz (SVOBODA, 1993).

NEWS e PASCOE (2002) avaliaram a influência do comprimento (profundidade) da matriz e da velocidade da polpa no desempenho da separação magnética na remoção de partículas de minerais de ferro no processamento de caulim. Quanto maior o comprimento da matriz e menor a velocidade da polpa maior será a remoção das partículas dos minerais de ferro. No entanto, o aumento no comprimento da matriz e a redução na velocidade da polpa reduzem a capacidade dos equipamentos que na maioria das vezes não justifica o aumento da eficiência de remoção de ferro.

CHEN (2011) estudou a influência da direção do campo magnético no desempenho dos separadores magnéticos de alta intensidade no beneficiamento de minério de ferro. O autor avalia o desempenho do separador magnético no que se refere ao teor de ferro no concentrado, recuperação metálica de ferro e com relação à eficiência de separação. O autor considera duas direções possíveis para o campo magnético: uma direção paralela à superfície da terra e perpendicular ao fluxo de polpa denominada HMF e outra perpendicular à superfície da terra e paralela ao fluxo de polpa e denominada VMF.

Equipamentos que produzem campos com direção do tipo VMF apresentam menor consumo de energia para uma mesma intensidade de campo e apresentam maior recuperação nas partículas com granulometria mais fina, menores que $37\mu\text{m}$.

SHAO *et al* (1996) demonstraram que o efeito da granulometria das partículas na etapa de separação magnética depende do valor da susceptibilidade magnética. Para minerais com altos valores de susceptibilidade magnética, como os ferromagnéticos, a granulometria das partículas não influencia os resultados da separação magnética. A figura 3.9 apresenta os resultados de recuperação obtidos para a hematita de maior susceptibilidade magnética, denominada de hematita-1. Para minerais com valores intermediários de susceptibilidade magnética, a granulometria das partículas influencia os resultados da separação magnética. Nesses casos, considerando partículas de mesma susceptibilidade magnética, quanto menor o tamanho das partículas menor é a recuperação na fração magnética. A figura 3.10 apresenta os resultados de recuperação obtidos para a hematita de menor susceptibilidade magnética, denominada de hematita-2.

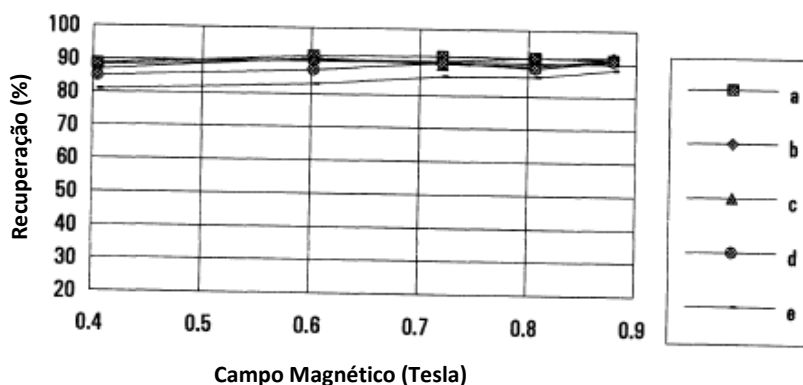


Figura 3.9: Resultados de recuperação obtida para a hematita de maior susceptibilidade magnética, denominada de hematita-1: (a) -44+33 μm ; (b) -33+23 μm ; (c) -23+15 μm ; (d) -15+11 μm e (e) -11 μm . (SHAO *et al*, 1996).

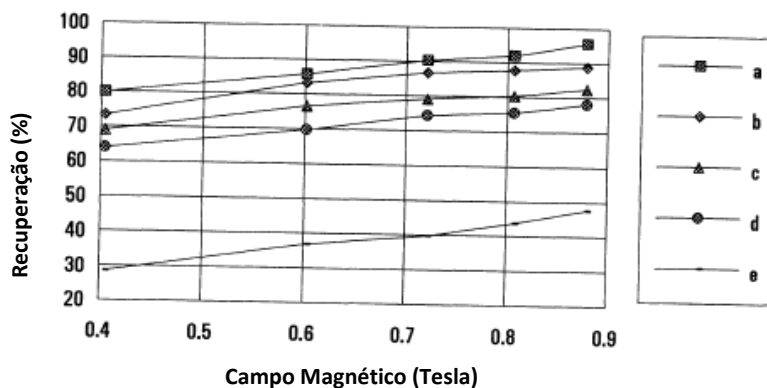


Figura 3.10: Resultados de recuperação obtida para a hematita de menor susceptibilidade magnética, denominada de hematita-2: (a) $-44+33\mu\text{m}$; (b) $-33+23\mu\text{m}$; (c) $-23+15\mu\text{m}$; (d) $-15+11\mu\text{m}$ e (e) $-11\mu\text{m}$. (SHAO *et al*, 1996).

3.3.2 Seletividade

MARTINEZ *et al* (2011) afirmaram que os altos teores de SiO_2 nos concentrados produzidos em separadores magnéticos de alta intensidade são consequência da formação de agregados entre as partículas magnéticas. Esses agregados são formados pela atração entre as partículas sob a ação do campo magnético. As cadeias formadas pelas partículas podem ser constituídas tanto por partículas paramagnéticas liberadas quanto por partículas mistas, resultado da associação de partículas paramagnéticas e partículas de quartzo. Além disso, partículas de quartzo livre podem ser aprisionadas pelas cadeias de partículas paramagnéticas. A figura 3.11 ilustra a formação desses agregados e mostra a dependência da formação com a intensidade do campo aplicado. Na figura as partículas de quartzo, tanto livre quanto mistas, estão destacadas pelos círculos e cada uma das fotografias (a, b, c e d) representa uma condição de intensidade de campo aplicado.

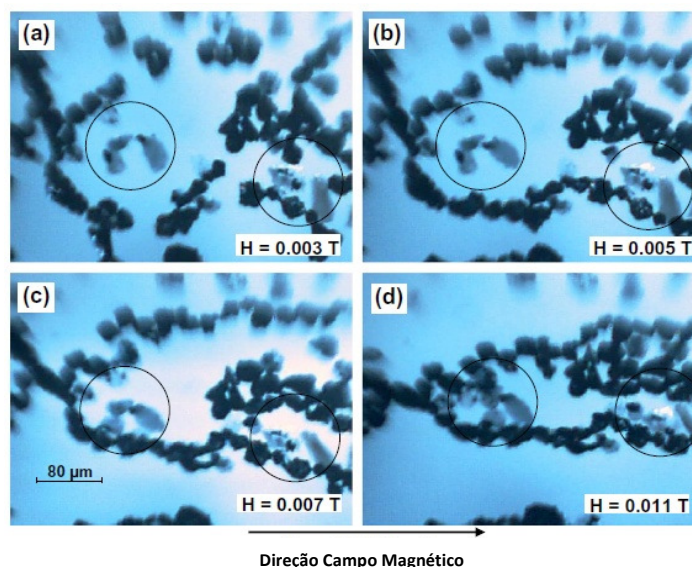


Figura 3.11: Sequência de fotografia ilustrando a formação de agregados e a dependência da formação com a intensidade do campo aplicado. Na figura as partículas de quartzo, tanto livre quanto mistas, estão destacadas pelos círculos e cada uma das fotografias (a, b, c e d) representa uma condição de intensidade de campo aplicado (MARTINEZ *et al*, 2011).

Os problemas de seletividade podem ser a principal causa para a restrição de aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade para sistemas mais complexos. O nível de contaminação no concentrado produzido por um separador magnético de alta intensidade depende de dois fatores. O primeiro fator é o aprisionamento de partículas não magnéticas e fracamente magnéticas na camada de material inicialmente depositada na matriz e o segundo fator é a captura magnética de partículas de minerais de ganga fracamente magnéticas. O emprego de circuitos com vários estágios de limpeza é uma alternativa para diminuir os teores de contaminantes no concentrado, no entanto, geralmente, essa alternativa diminui o retorno do investimento. As duas variáveis de maior impacto na qualidade química do concentrado são a intensidade do campo e a velocidade da polpa na alimentação da matriz. As figuras 3.12 e 3.13 ilustram, respectivamente, o impacto da intensidade do campo nos teores de quartzo no concentrado e o impacto da velocidade da polpa na recuperação de quartzo em um concentrado de wolframita ((Fe,Mn)WO₄). De acordo com os gráficos das figuras, quanto menor a intensidade do campo menores serão os teores de quartzo no concentrado e quanto maior a velocidade da polpa menor será a recuperação de quartzo

no concentrado. Nas figuras, também é possível observar que a contaminação de quartzo ocorre preferencialmente nas frações mais grosseiras e mais finas (NOTEBAART e VAN DER MEER, 1992).

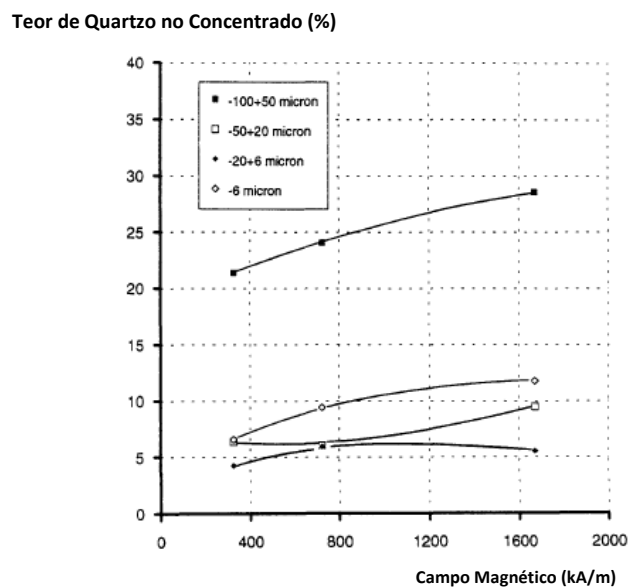


Figura 3.12: Impacto no aumento da intensidade do campo magnético nos teores de quartzo em um concentrado de wolframita (NOTEBAART e VAN DER MEER, 1992).

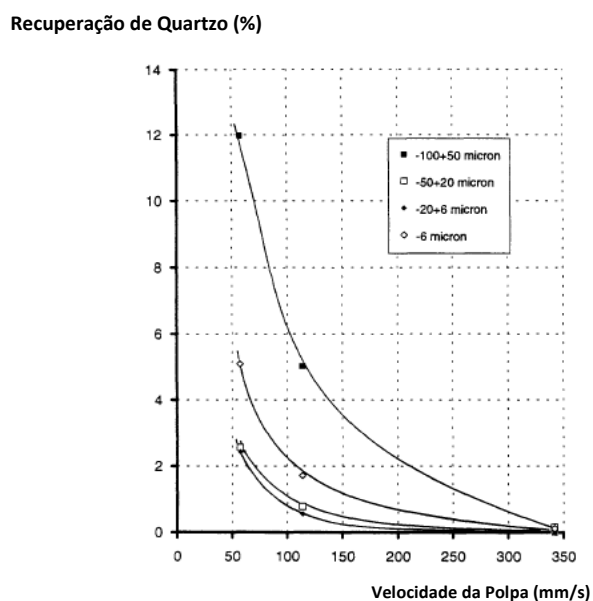


Figura 3.13: Impacto no aumento da velocidade de alimentação na recuperação de quartzo em um concentrado de wolframita (NOTEBAART e VAN DER MEER, 1992).

3.4. Modelos de Separação Magnética

Existem alguns modelos matemáticos que estimam a recuperação e os teores de contaminantes no concentrado magnético.

SVOBODA (2001) afirmou que em separadores magnéticos de alta intensidade a chance de uma partícula se direcionar para a fração magnética é o produto de duas probabilidades: a probabilidade de colisão partícula-matriz e a probabilidade de retenção na matriz.

TUCKER (1994) propôs um modelo que estima a probabilidade de uma partícula se direcionar para a fração magnética em função do tamanho e da susceptibilidade magnética das partículas.

Quando uma partícula sólida é colocada em um campo magnético, ela provoca distúrbios no campo e o campo magnetiza as partículas. Essa magnetização é importante para a separação magnética uma vez que o movimento das partículas sob a ação do campo é função do momento magnético induzido na partícula (KING, 2001).

A força que atua sobre uma partícula quando esta está sob a ação de um campo magnético é um produto de dois fatores: $F = V_m \times f_m$. V_m é denominado volume magnético da partícula e f_m é denominado densidade de força magnética. O valor de V_m é determinado pelas características da partícula e a densidade de força magnética é função do projeto da máquina e do campo magnético gerado (KING, 2001). Os fatores podem ser definidos de acordo com as equações 3.11 e 3.12.

$$V_m = \frac{0,5 \times v_p \times \kappa}{1 + (\kappa \times N)} \quad (3.11)$$

$$f_m = \mu_0 \times \nabla H^2 \quad (3.12)$$

Na equação 3.11 v_p é o volume da partícula, κ é a susceptibilidade magnética da partícula, N é o fator geométrico da partícula, μ_0 é a permeabilidade magnética da partícula e H é a intensidade do campo magnético.

Ainda segundo KING (2001), o conceito de volume magnético de uma partícula é conveniente para aplicações reais, uma vez que o volume magnético de uma partícula mineral composta é a soma do volume magnético dos componentes da partícula. O volume magnético do componente i é calculado conforme a equação 3.13.

$$V_{mi} = \frac{0,5 \times v_i \times v_p \times \kappa_i}{1 + (N \times \kappa_p)} \quad (3.13)$$

Na equação 3.13 v_i e κ_i representam a fração do volume e a susceptibilidade magnética referente ao componente i , respectivamente.

DOBBY e FINCH (1977) propuseram um modelo para calcular a recuperação mássica em um separador magnético de alta intensidade testando amostras de minério de ferro. Segundo os autores, a captura de partículas paramagnéticas depende da razão entre duas forças, F_M e F_D , respectivamente, a força magnética e a força de arraste hidráulico. Considerando uma partícula esférica, a força magnética é proporcional às variáveis apresentadas na equação 3.14 e a força de arraste é proporcional às variáveis apresentadas na equação 3.15.

$$F_M \propto d^3 \times k \times H \times G \quad (3.14)$$

$$F_D \propto \eta \times U \quad (3.15)$$

Nas relações acima, d é o diâmetro da partícula, k é a susceptibilidade magnética da partícula, H é a intensidade do campo magnético, G é o gradiente do campo magnético através da partícula, η é a viscosidade da polpa e U é a velocidade do fluxo de polpa. Para uma mesma partícula, com as variáveis d e k constantes, a captura pode ser

controlada pela escolha dos valores da intensidade do campo magnético (H) e da velocidade do fluxo de polpa (U).

Em processos reais, as características das partículas que alimentam os separadores magnéticos de alta intensidade variam significativamente dentro da população de partículas. Dessa forma, existem vários valores para as variáveis d e k. Considerando que dentro de uma mesma faixa de tamanho de partícula a susceptibilidade magnética é constante, a recuperação total é igual à soma das recuperações referentes a cada faixa de tamanho e pode ser expressa como na equação 3.15.

$$R_{T\Sigma kT\Sigma d} = (\Sigma f_k \Sigma f_d R_M) + (\Sigma f_d R_P) \quad (3.15)$$

Na equação 3.15, $R_{T\Sigma kT\Sigma d}$ é a recuperação total, f_k é a fração da alimentação com a susceptibilidade magnética igual a k, f_d é a fração da alimentação com tamanho d, R_M é a recuperação magnética e R_P é a recuperação devido a arraste hidráulico. De acordo com a equação 3.15, a recuperação devido ao arraste hidráulico se deve apenas ao tamanho da partícula (DOBBY e FINCH, 1977).

DOBBY e FINCH (1977) definiram uma equação que estima a recuperação magnética (R_M), ou captura na matriz de partículas paramagnéticas. Para construir o modelo os autores realizaram testes e análises com amostras de mineral puro (hematita). Os autores consideraram como satisfatórios os resultados obtidos pelo modelo na estimativa de captura para minerais ilmenita, hematita, calcopirita e esfalerita. O modelo obtido é apresentado na equação 3.16.

$$R_M = -60,8 + 34,8 \times \log \left(\frac{H \times G \times K^{1,2} \times d^{2,5}}{U^{1,8} \times L_M^{0,8}} \right) \quad (3.16)$$

Na equação 3.16, L_M é a medida do carregamento da matriz ou pacote magnético. Esta variável considera a influência da massa alimentada na fração que será coletada pela matriz. O carregamento da matriz é definido de acordo com a equação 3.17.

$$L_M = \frac{\text{Massa Alimentada (t)}}{\text{Massa Matriz (t)}} \quad (3.17)$$

3.5. Aplicação de Separação Magnética no Processamento Mineral

Com a redução dos teores de ferro nos minérios que alimentam as usinas é necessário desenvolver processos adequados ao beneficiamento de minérios de baixo teor e/ou capazes de recuperar o ferro contido nos rejeitos. Na maioria dos casos, a redução do teor de ferro está associada ao processamento de partículas mais finas uma vez que é necessário moer o minério em faixas granulométricas menores para promover a liberação das partículas. Com a redução do tamanho das partículas, a energia e a área superficial aumentam provocando problemas de agregação não seletiva (*slimes coating*) e baixa seletividade na adsorção de surfatantes na superfície das partículas de menor tamanho. Nesse contexto, surge a oportunidade de aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade na recuperação de partículas ferromagnéticas e paramagnéticas de granulometria mais fina (LIU e FRIEDLANDER, 1993).

CORRANS e SVOBODA (1985) descreveram a aplicação de separadores magnéticos em instalações de processamento de diversos minerais, como na recuperação de ouro e urânio e no beneficiamento de apatita. Com o advento dos separadores magnéticos de alta intensidade foi possível aplicar a separação magnética a partículas menores que 20 μm . Antes dessa inovação, a aplicação de separadores magnéticos se restringia a partículas mais grosseiras, maiores que 100 μm . Nas primeiras aplicações de separadores magnéticos de alta intensidade na recuperação de ouro e urânio, os principais problemas operacionais observados foram o entupimento da matriz provocado por materiais orgânicos e/ou partículas fortemente magnéticas e a capacidade reduzida das máquinas disponíveis na época (15 a 30t/h por ponto de alimentação). A manufatura de equipamentos de maior capacidade foi possível com a utilização de pacotes magnéticos com maiores aberturas que por sua vez foi viabilizada por modificações nos projetos e materiais utilizados na fabricação das bobinas.

A necessidade de processar minérios com baixo teor do mineral útil associada à redução da granulometria de liberação e o desenvolvimento e utilização de materiais substitutos aumenta a pressão para reduzir os custos e para aumentar a eficiência das operações de beneficiamento. A aplicação de separadores magnéticos baseados em supercondutores é considerada uma alternativa para atender esses objetivos com exemplos de aplicação na recuperação de minerais de ouro, titânio, vanádio, chumbo e zinco a partir de material proveniente das barragens e rejeitos gerados nas plantas de beneficiamento. A recuperação de ilmenita (FeTiO_3) para obtenção de titânio é realizada a partir de barragens de rejeito gerado no beneficiamento de minério de ferro magnetítico (WATSON e BEHARRELL, 2006).

OBERTEUFFER e WECHSLER (1980) afirmaram que com a redução dos depósitos de elevado teor de ferro a aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade é uma alternativa para o processamento destes materiais. Segundo os autores, existe potencial para aplicar separadores magnéticos de alta intensidade tanto na recuperação de minerais de ferro contido nos rejeitos de flotação quanto na recuperação de partículas ultrafinas ($100\% < 30\mu\text{m}$).

ARVIDSON (1977) afirmou que separadores magnéticos têm sido considerados para a recuperação de minério de ferro de baixo teor ou de rejeitos. O autor também afirmou que os taconitos denominados não magnetíticos apresentam uma ampla gama de valores referente às suas propriedades magnéticas. Em muitos depósitos de taconitos não magnetíticos as partículas de quartzo têm pequenas inclusões de magnetita, fazendo com que pequenas partículas de quartzo apresentem a mesma susceptibilidade magnética de partículas homogêneas de hematita. Nesses casos uma pré-concentração em separadores magnéticos de alta intensidade seguida de uma etapa de flotação pode apresentar bons resultados.

HOPSTOK e COLOMBO (1980) realizaram testes em escala de bancada e em escala piloto avaliando rotas de processo para taconitos oxidados, nos quais os principais minerais de ferro são hematita e goethita. Segundo os autores, os resultados obtidos combinando separadores magnéticos de alta intensidade produzindo pré-concentrados

com etapas de floculação seletiva / flotação reversa produzindo concentrado final foram superiores aos resultados obtidos apenas com floculação seletiva / flotação reversa. Ainda segundo os autores, a aplicação de separadores magnéticos entre etapas de moagem também gerou bons resultados permitindo reduzir o consumo de energia. Além disso, também foram realizados testes de separação magnética com os rejeitos de flotação. Nesses testes, o teor de ferro no rejeito da flotação foi de 6,9% e a fração magnética gerada no separador apresentou teor de ferro de 18,3% e a fração não magnética apresentou teor de 4,1%.

Segundo CHEN *et al* (2009) a separação magnética de alta intensidade é uma alternativa para o processamento de minerais fracamente magnéticos, como a hematita. A recuperação de hematita contida no rejeito gerado no beneficiamento de minério de ferro foi possível aplicando separadores magnéticos de alta intensidade equipado com um dispositivo de pulsação, que segundo os autores permite minimizar ou acabar com os efeitos de contaminação da fração magnética provocado pelo aprisionamento de partículas não magnéticas na matriz. A etapa de separação magnética foi alimentada com o rejeito gerado no beneficiamento de minério de ferro com 28,76% de Fe produzindo um concentrado com 54,35% de Fe com uma recuperação metálica de 35,89%.

VIEIRA (2008) estudou a produção de pellet feed a partir da concentração de rejeitos de flotação utilizando diferentes rotas de processo que incluíam etapas de flotação direta, flotação reversa e separação magnética. Os resultados obtidos mostraram que a rota constituída por concentração magnética utilizando separadores eletromagnéticos de carrossel (WHIMS) como etapa *rougher* e flotação em coluna como etapa *cleaner* apresentaram os melhores resultados. Os teores de Fe e de SiO₂ nas amostras de rejeito testadas foram de 11,01% e 83,68%, respectivamente.

KAWATRA *et al* (2002) estudaram o aumento da eficiência energética de um circuito de fragmentação de minério de ferro magnetítico constituído por duas etapas de moagem, uma em circuito aberto e outra em circuito fechado, sendo que entre essas duas etapas existe uma etapa de separação magnética, denominada pelos autores como

etapa *cobber*. Segundo os autores a etapa *cobber* tem como objetivo a retirada do circuito de ganga liberada na primeira etapa de moagem evitando o desperdício de energia na segunda etapa de moagem.

Os resultados obtidos por VIEIRA (2008) e CHEN *et al* (2009) demonstraram o potencial da concentração magnética empregando separadores eletromagnéticos de carrossel (WHIMS) para o beneficiamento de minérios com baixos teores de Fe e altos teores de SiO₂. Além disso, o circuito estudado por KAWATRA *et al* (2002) apresenta uma alternativa para a instalação de separadores magnéticos com o intuito de retirar do circuito ganga liberada reduzindo a energia necessária às etapas subsequentes de moagem assim como a redução do teor de SiO₂ na alimentação das etapas de flotação subsequentes à etapa de moagem.

BARTNIK *et al* (1975) afirmaram que é possível produzir concentrados com teores de SiO₂ menores que 2,0% a partir da aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade. Este concentrado é denominado pelos autores de superconcentrado. Ainda segundo os autores, a produção de superconcentrado é possível somente quando os minerais apresentam boa condição de liberação, ou seja, quando os minerais de ferro se apresentam liberados em granulometrias mais grosseiras como, por exemplo, partículas maiores que 100µm. Outra situação que facilita a produção de superconcentrados é a ocorrência de associações de magnetita a outros minerais de ferro como a hematita.

SONG *et al* (2002) discutiram a aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade no beneficiamento de minério de ferro de baixo teor. Segundo os autores é possível aumentar a eficiência da etapa de separação magnética na recuperação ou remoção de partículas finas de minerais fracamente magnéticos empregando o que os autores chamam de *Floc Magnetic Separation* (FMS). Este processo consiste em dispersar e promover uma floculação seletiva antes da etapa de separação magnética como pode ser observado na representação esquemática deste processo na figura 3.14. O aumento da eficiência se deve à maior recuperação do agregado formado pelas partículas quando comparado à recuperação das partículas finas isoladas na etapa de separação magnética. No estudo os autores utilizaram o oleato de sódio como surfatante

e o querosene como óleo apolar e consideraram duas amostras de minério de ferro, uma na qual a hematita é o principal mineral portador de Fe (30,50% de Fe) e outra na qual a limonita é o principal mineral portador de Fe (38,11% de Fe).

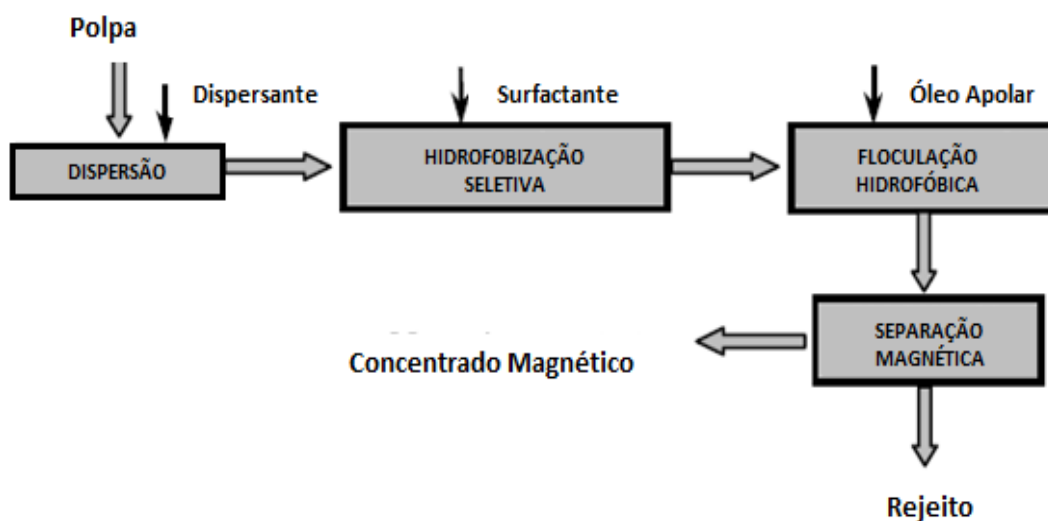


Figura 3.14: Representação esquemática do processo FMS.

Segundo SVOBODA (1993), a aplicação de separadores magnéticos de alta intensidade é restrita devido aos custos associados aos separadores e ao entendimento inadequado dos fundamentos referentes à aplicação da separação magnética em sistemas complexos.

4 METODOLOGIA

A metodologia utilizada neste estudo incluiu três etapas. A primeira etapa correspondeu à coleta e preparação da amostra, a segunda etapa correspondeu à caracterização da amostra e a terceira etapa correspondeu à execução dos ensaios tecnológicos que simularam a rota de processo de referência caracterizada pelas etapas de deslamagem e flotação e a rota de processo alternativa caracterizada pelas etapas de separação magnética e flotação. A amostra utilizada no estudo foi coletada na mina de Alegria, localizada nos municípios de Mariana e Ouro Preto, de propriedade da Samarco Mineração S.A. A amostra foi coletada de forma a representar a qualidade química e mineralógica de minérios futuros.

4.1 Caracterização da Amostra

As etapas de coleta, preparação e caracterização da amostra representativa de minério futuro estão representadas no fluxograma apresentado na figura 4.1.

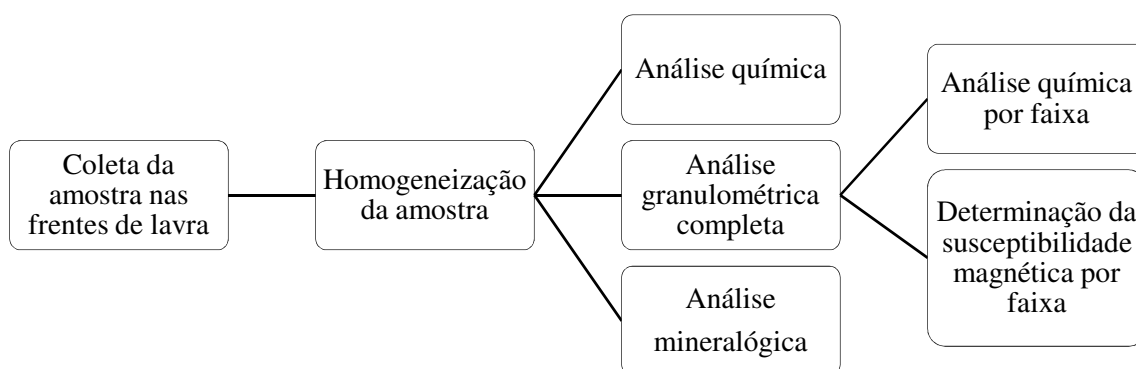


Figura 4.1: Representação das etapas de coleta, preparação e caracterização da amostra representativa de minério futuro.

A homogeneização da amostra foi realizada em pilha cônica e alongada. A análise do teor de ferro foi realizada por dicromatometria (método TiCl_3). As análises químicas de sílica, alumina, fósforo e manganês foram realizadas em espectrômetro de emissão ótica com plasma acoplado indutivamente (ICPOES), da marca VARIAN, modelo 725-ES de propriedade da Samarco Mineração S.A. Os valores de perda por calcinação foram determinados por gravimetria (calcinação em forno mufla a 1000°C).

A análise granulométrica foi realizada utilizando peneiras da série Tyler, de propriedade da Samarco Mineração S.A, com as seguintes aberturas: $9.525\mu\text{m}$, $7.938\mu\text{m}$, $6.350\mu\text{m}$, $4.750\mu\text{m}$, $3.360\mu\text{m}$, $2.380\mu\text{m}$, $1.680\mu\text{m}$, $1.190\mu\text{m}$, $1.000\mu\text{m}$, $840\mu\text{m}$, $590\mu\text{m}$, $420\mu\text{m}$, $297\mu\text{m}$, $210\mu\text{m}$, $149\mu\text{m}$, $105\mu\text{m}$, $74\mu\text{m}$, $53\mu\text{m}$, $44\mu\text{m}$ e $37\mu\text{m}$. As peneiras usadas são da marca Bronzinox, com 20cm de diâmetro e 7cm de altura. Nesse procedimento a amostra foi classificada a úmido em peneira de $37\mu\text{m}$. O *oversize* foi secado em estufa e submetido a um peneiramento a seco utilizando um agitador eletro-magnético da marca BERTEL, durante 20 minutos. A distribuição granulométrica da fração da amostra passante em $37\mu\text{m}$ foi determinada em um granulômetro a laser Mastersizer Micro, da Malvern Instruments. A fração passante em $37\mu\text{m}$ foi filtrada, secada e analisada no equipamento. Na polpa empregada na análise foi utilizada uma solução de hexametáfosfato de sódio (0,05%p/v). Os diâmetros reportados foram: $35\mu\text{m}$, $30\mu\text{m}$, $25\mu\text{m}$, $15\mu\text{m}$, $10\mu\text{m}$, $5\mu\text{m}$ e $1\mu\text{m}$.

As análises mineralógicas e do grau de liberação foram realizadas em um microscópio óptico marca Leica, modelo DMLP, com dispositivo de fotomicrografia acoplado e aumento de até 500 vezes, de propriedade da Samarco Mineração S.A. As seções polidas foram confeccionadas com embutimento dos minerais em resina de cura rápida, a frio. Após a cura as seções foram lixadas e polidas com pasta de alumina. Na contagem dos grãos foi utilizado o método de contagem de grãos (mínimo de 500 partículas) para determinação da porcentagem em peso das fases mineralógicas presentes. O grau de liberação do quartzo foi determinado pelo método de Gaudin.

A determinação da susceptibilidade magnética de cada uma das frações foi realizada em um Separador Magnético Isodinâmico Frantz segundo o método apresentado por

NESSET e FINCH (1980). O método consiste em realizar medidas de separação magnética para diferentes ângulos de inclinação da bandeja. Para cada um dos ângulos empregados foram realizadas medidas para diferentes valores de corrente aplicada nas bobinas. Os ângulos nos quais foram realizados os testes de separação magnética foram de 5°, 10°, 15°, 20°, 25°, 30° e 35°. A corrente aplicada nas bobinas variou de 0,05A a 0,80A.

4.2 Ensaio Tecnológicos

A etapa de ensaios tecnológicos está representada no fluxograma apresentado na figura 4.2. Na figura estão representadas as etapas referentes à rota de processo atual e as etapas de processo referentes à rota de processo alternativa.

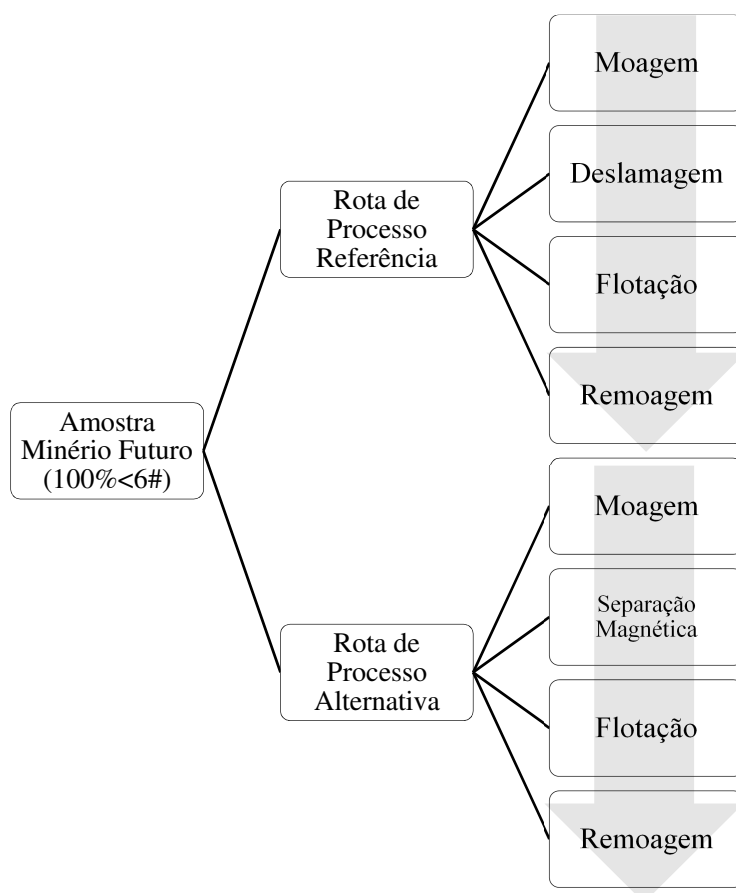


Figura 4.2: Representação do fluxograma de ensaios tecnológicos (caracterização) das rotas de processo consideradas no estudo.

As etapas de moagem, flotação, deslamagem e remoagem foram realizadas em escala de bancada. A etapa de separação magnética foi realizada em escala de bancada e em escala piloto.

Os testes de moagem foram realizados em moinhos de 0,2032m X 0,3048m, com velocidade de rotação igual a 71% da velocidade crítica e percentual de enchimento de 25%. A massa da carga de bolas é de 10kg com o diâmetro de bolas variando de 20,0mm a 45,0mm. A massa de sólido empregada no teste é de 5.664g e o percentual de sólidos (p/p) é de 80,0%. Os ensaios de moagem consistiram em realizar quatro testes nos seguintes tempos: 5 minutos, 10 minutos, 15 minutos e 20 minutos. Para cada tempo de moagem foi medida a energia no eixo pinhão.

Os testes de remoagem foram realizados em moinhos de 0,2540m X 0,2540m, com velocidade de rotação igual a 65% da velocidade crítica e percentual de enchimento de 30%. A massa da carga de bolas é de 18kg com o diâmetro de bolas variando de 15,0mm a 30,0mm. A massa de sólido empregada no teste é de 3.500g e o percentual de sólidos (p/p) é de 75,0%. Os ensaios de remoagem consistem em realizar três testes nos seguintes tempos: 22 minutos, 44 minutos e 66 minutos. Para cada tempo de moagem foi medida a energia no eixo pinhão.

Com as amostras geradas nos testes de remoagem foram realizadas medidas de área específica utilizando o permeâmetro de Blaine, de propriedade da Samarco Mineração S/A. O método de permeamtria consiste em medir a velocidade média de um fluido ao atravessar um leito de partículas.

Os testes de deslamagem foram realizados em cuba de 4.000mL. A massa de sólido empregada no teste é de 1.700g. O dispersante utilizado foi o hidróxido de sódio (3%p/v) e o pH de dispersão empregado foi igual a 10,5. Os ensaios de deslamagem consistem em agitar manualmente a polpa no interior da cuba e cinco minutos após o fim da agitação a água e os sólidos em suspensão são sifonados. Este procedimento é realizado três vezes. A cada repetição o volume da cuba deve ser completado até que o volume total (sólido + água) seja igual a 4.000mL.

Os testes de flotação em bancada foram realizados em uma célula de flotação WEMCO de 2.400mL, com rotação de 1.300rpm. O depressor dos minerais de ferro utilizado foi o amido de milho (fubá) gelatinizado com hidróxido de sódio, na proporção mássica 5:1. O coletor empregado nos testes foi uma eteramina. As soluções de depressor, hidróxido de sódio e coletor foram preparadas nas seguintes concentrações: 1%p/v, 3%p/v e 1%p/v, respectivamente. A massa de sólido empregada nos ensaios de flotação é de 1.500g e o percentual de sólido (p/p) é 42,0%. O depressor é condicionado durante cinco minutos e o coletor é condicionado durante um minuto.

Neste estudo foram realizados testes de flotação convencional nos quais são geradas uma amostra de concentrado e uma amostra de rejeito para cada teste executado. Também foram realizados testes de cinética de flotação nos quais são geradas uma amostra de concentrado e seis amostras de rejeito para cada teste executado. As seis amostras de rejeito geradas se referem a seis tempos de flotação diferentes.

Os testes de separação magnética em escala de bancada foram realizados no aparelho L-4, fabricado pela Inbras-Eriez. Os testes em escala de bancada foram realizados utilizando pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm. Todos os testes foram realizados empregando um percentual de sólidos de 30,0% (p/p). A massa empregada nos testes foi de 50,0g.

Os testes de separação magnética em escala piloto foram realizados no aparelho Minimag, de propriedade da Gaustec. O equipamento trabalha com uma taxa de 288kg/h (base seca), o que equivale a uma taxa de 150t/h no modelo G-3600 (para matriz de 1,5mm). Os parâmetros de processo empregados nos testes estão apresentados na tabela IV.1

Tabela IV.1: Parâmetros de processo empregados nos testes de separação magnética em escala piloto

Etapa	Matriz (mm)	Intensidade Campo (G)	Velocidade Rotação (rpm)	Pressão Água (kgf/cm ²)	
				Médios	Concentrado
Rougher	5,0	8.000	4,5	2,5	4,0
Scavenger	1,5	12.000	5,0	3,5	4,0

Com as amostras geradas nos testes em escala piloto foram realizadas análises mineralógicas, análises de difração de raios X e análises de microscopia eletrônica de varredura. As análises mineralógicas foram realizadas de acordo com o descrito no item 4.1.

As análises de DRX foram realizadas no Laboratório de Análises por Raios X do Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais da EEUFMG. A técnica utilizada foi o método do pó e o equipamento empregado foi um difratômetro Philips, modelo PW 3710, com trocador automático de amostras. Após identificação das fases mineralógicas, foi realizada uma quantificação preliminar aproximada dos minerais por comparação entre as raias que correspondem à intensidade relativa de 100% de cada mineral.

As análises de MEV foram realizadas no Laboratório de Microscopia Eletrônica e Microanálise do Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais da EEUFMG. Foi utilizado um microscópio eletrônico de varredura da marca JEOL, modelo JSM-5410, com espectrômetro de dispersão de energia da marca NORAN, modelo TN-M3055. Esta técnica foi utilizada para verificar a ocorrência de inclusões e parâmetros texturais/morfológicos das frações.

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Inicialmente são apresentados os resultados da caracterização da amostra e em sequência são apresentados os resultados dos testes de moagem, deslamagem, separação magnética, flotação, e remoagem para as duas rotas de concentração consideradas neste estudo. Por último é apresentada a comparação entre os balanços de massa de cada uma das rotas estudadas.

5.1 Caracterização da Amostra

A amostra utilizada nos testes em escala de bancada e piloto foi coletada na mina de Alegria de forma a representar a qualidade química e mineralógica de minérios futuros. A tabela V.1 apresenta o resultado da análise química da amostra. O resultado da análise química mostra um teor de Fe, 44,72%, e um valor para a perda por calcinação de 2,53%.

Tabela V.1: Resultado da análise química quantitativa total para a amostra de minério futuro

%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂
44,72	32,56	0,55	0,034	2,53	0,05

A figura 5.1 apresenta os resultados da análise granulométrica da amostra de minério futuro obtida com peneiramento e granulômetro a laser. Os resultados da análise mostram um *top size* de 7,94mm, um d₈₀ igual a 4,75mm e um d₅₀ igual 210µm. O percentual de lamas, menor que 10µm, é de 5,36%. O percentual de material maior que 149µm (granulometria de liberação) é de 46,37%. Os valores obtidos na análise granulométrica estão apresentados no anexo I.

A figura 5.2 apresenta os resultados da análise do teor de Fe por faixa de tamanho e o cálculo do teor de Fe acumulado. Os resultados mostram que o teor de Fe é menor na

faixa de tamanho entre $210\mu\text{m}$ e $53\mu\text{m}$. Para as faixas maiores que $210\mu\text{m}$ e menores que $53\mu\text{m}$ o teor de Fe é maior que $42,27\%$. O menor teor de Fe, $21,21\%$, foi obtido com partículas menores que $149\mu\text{m}$ e maiores que $105\mu\text{m}$. Os valores obtidos na análise química por faixa estão apresentados no anexo II.

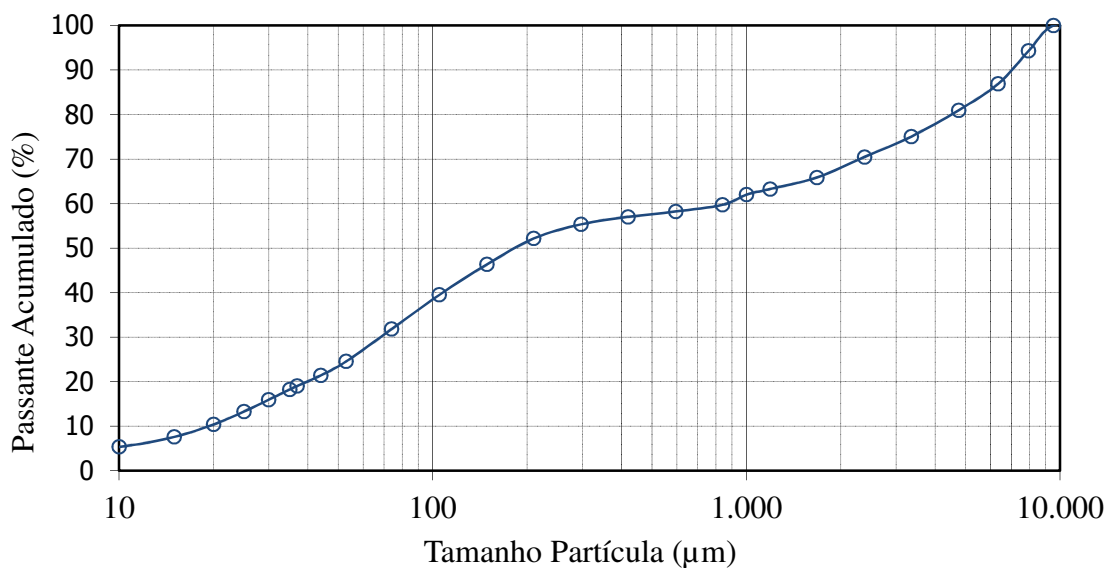


Figura 5.1: Análise granulométrica da amostra de minério futuro.

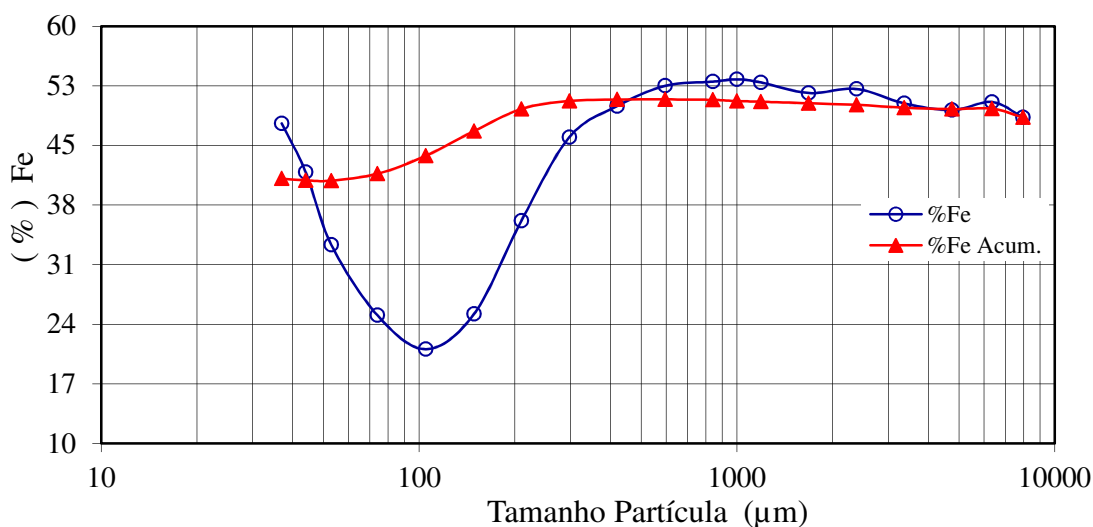


Figura 5.2: Resultado para a análise do teor de Fe por faixa e o cálculo do teor de Fe acumulado.

A tabela V.2 apresenta o resultado da análise mineralógica da amostra de minério futuro. Os valores estão indicados em percentual (p/p). A figura 5.3 apresenta a fotomicrografia da seção polida utilizada na análise. Os resultados mostram pequenos teores de magnetita, apenas 2,25% e quantidades significativas de goethita e hematita porosa, respectivamente, 22,82% e 17,44%.

Tabela V.2: Resultado da análise mineralógica para a amostra de minério futuro

Hematita Especular	Hematita Porosa	Goethita	Magnetita	Quartzo Livre	Quartzo Misto	Outros
26,27	17,44	22,82	2,25	24,82	4,61	1,79

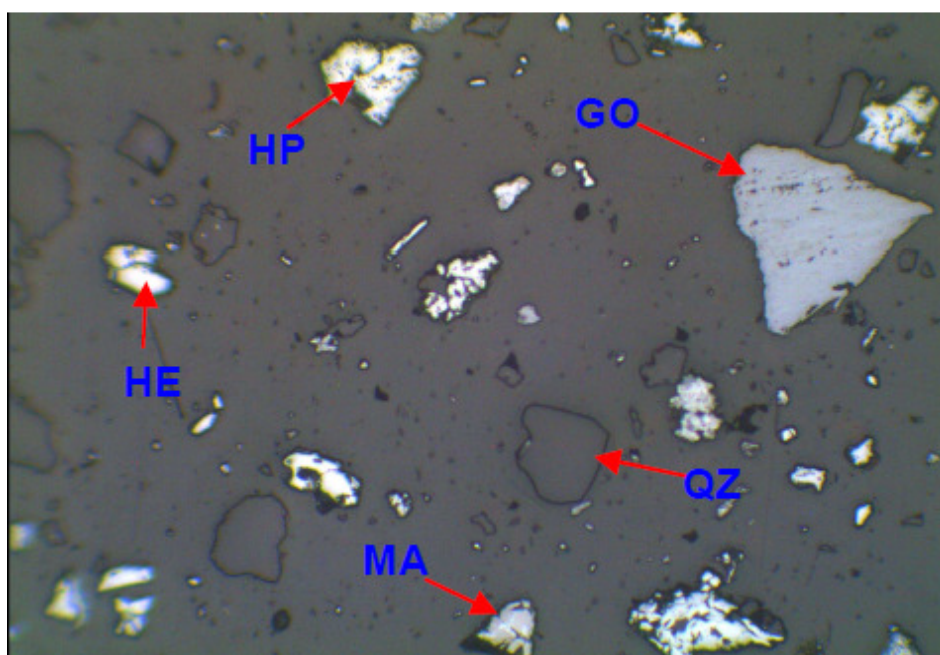


Figura 5.3: Fotomicrografia da seção polida utilizada na análise mineralógica da amostra de minério futuro (HE - hematita especular; HP - hematita porosa; GO – goethita; MA – magnetita e QZ –quartzo).

A susceptibilidade magnética por faixa foi determinada a partir de medidas de recuperação em peso considerando três ângulos de inclinação da bandeja do separador magnético Frantz. Para as frações $-37\mu\text{m}$ e $+37-44\mu\text{m}$ os ângulos de inclinação

empregados nos testes foram 10°, 20° e 30°. Para as frações +44-53 μ m, +53-74 μ m, +74-105 μ m, +105-149 μ m e +149-210 μ m os ângulos empregados nos testes foram 5°, 15° e 25°. Para cada ângulo de inclinação da bandeja as recuperações foram medidas variando a corrente aplicada nas bobinas do equipamento de 0,05A a 0,80A. O aumento na intensidade da corrente foi realizado a partir de incrementos constantes de aproximadamente 0,10A.

Os resultados obtidos nas medidas realizadas no separador magnético Frantz estão apresentados no anexo III. Os resultados estão apresentados para cada uma das frações analisadas. Na primeira tabela estão apresentados os resultados das medidas de recuperação em peso com o aumento da intensidade da corrente aplicada nas bobinas para cada um dos três ângulos considerados. No gráfico estão apresentados os valores de recuperação em peso acumulada em função da corrente aplicada para os três ângulos. Na segunda tabela estão apresentados os valores calculados para a intensidade de corrente (I_{50}) na qual 50% da massa é direcionado para a fração magnética e 50% da massa é direcionada para a fração não magnética.

Na figura 5.4 estão apresentados os valores do I_{50} calculado para os três ângulos de inclinação da bandeja para as frações granulométricas -37 μ m, +37-44 μ m, +44-53 μ m, +53-74 μ m, +74-105 μ m, +105-149 μ m e +149-210 μ m. Os valores de I_{50} estão plotados em função do seno do ângulo de inclinação da bandeja. Os resultados mostram a relação dos valores de I_{50} com a granulometria. Para as frações mais finas, o valor de I_{50} calculado é menor do que o valor de I_{50} calculado para as frações mais grosseiras. Para um ângulo de inclinação da bandeja de 15°, o I_{50} calculado para a fração +44-53 μ m foi de 0,316A enquanto o valor de I_{50} calculado para a fração +149-210 μ m foi de 0,769A. Considerando as frações granulométricas que tiveram sua susceptibilidade magnética avaliada, as frações granulométricas mais grosseiras além de terem maior peso também apresentam menor teor de ferro e por isso para estas partículas serem coletadas na fração magnética é necessária a aplicação de campos magnéticos de maior intensidade.

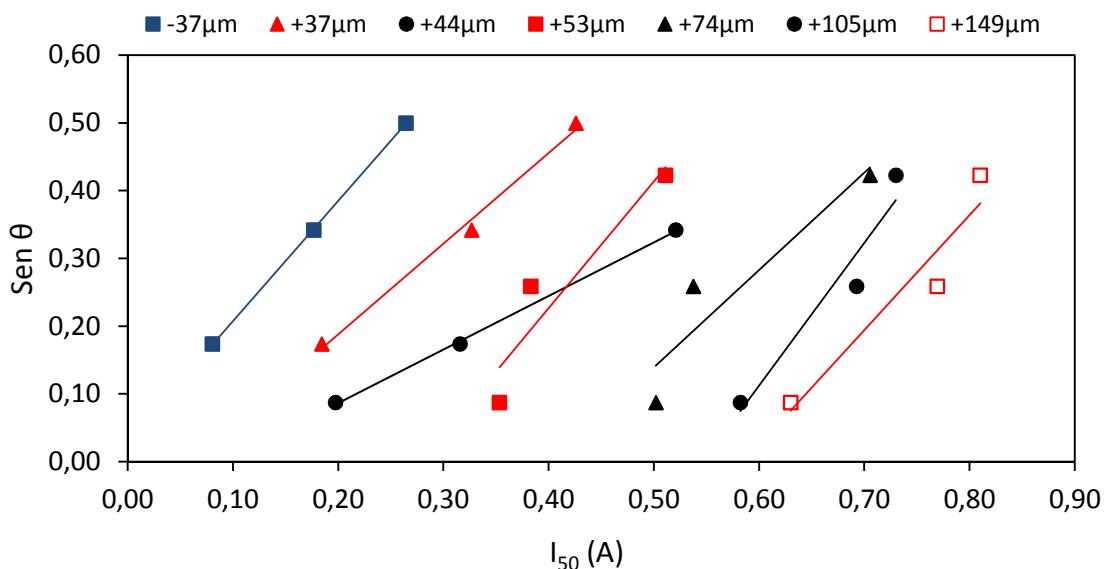


Figura 5.4: Valores do I_{50} calculado para os três ângulos considerados para as frações granulométricas -37µm, +37-44µm, +44-53µm, +53-74µm, +74-105µm, +105-149µm e +149-210µm.

A tabela V.3 apresenta os resultados obtidos para a susceptibilidade magnética específica (X) para as frações granulométricas -37µm, +37-44µm, +44-53µm, +53-74µm, +74-105µm, +105-149µm e +149-210µm. Na tabela também estão apresentadas as variáveis de corrente (I_{50}) e ângulo de inclinação da bandeja (θ). Da mesma forma que ocorreu com a determinação do I_{50} , os valores encontrados para a susceptibilidade magnética são menores para as frações magnéticas mais grosseiras. A susceptibilidade magnética foi calculada de acordo com a equação 5.1, apresentada por HESS (1966).

$$X = \frac{20 \times \text{sen } \theta}{I_{50}^2} \times 10^{-6} \quad (5.1)$$

Tabela V.3: Resultados obtidos para a susceptibilidade magnética para as frações granulométricas -37 μ m, +37-44 μ m, +44-53 μ m, +53-74 μ m, +74-105 μ m, +105-149 μ m e +149-210 μ m

Fração	-37 μ m	+37-44 μ m	+44-53 μ m	+53-74 μ m	+74-105 μ m	+105-149 μ m	+149-210 μ m
I ₅₀ (A)	0,177	0,327	0,316	0,383	0,538	0,693	0,769
θ (°)	20	20	15	15	15	15	15
X (cm ³ /g)	2,2E-05	6,4E-06	5,2E-06	3,5E-06	1,8E-06	1,1E-06	8,7E-07

5.2 Ensaio Tecnológicos

5.2.1 Moagem

A energia requerida para etapa de moagem da amostra foi analisada e determinada segundo o modelo proposto por DONDA (2003). Segundo o autor a energia específica necessária para reduzir a massa retida na malha de interesse é definida de acordo com a equação 5.2.

$$E = \frac{1}{K} \times \ln\left(\frac{F}{P}\right) \quad (5.2)$$

Na equação 5.2, E é a energia específica em kWh/t, K (t/kWh) é o parâmetro característico do minério para a malha de interesse, F é a massa de partículas na alimentação retida na malha de interesse e P é a massa de partículas no produto retida na malha de interesse. O parâmetro K é determinado nos testes de moagem descritos no item 4.2.

Os tempos de moagem adotados no teste foram 5, 10, 15 e 20 minutos e as respectivas energias medidas foram 1,64kWh/t, 3,28kWh/t, 4,92kWh/t e 6,56kWh/t. Os resultados obtidos para a distribuição granulométrica das amostras geradas em cada um dos testes assim como a distribuição granulométrica da amostra na alimentação estão apresentados no anexo IV e na figura 5.5.

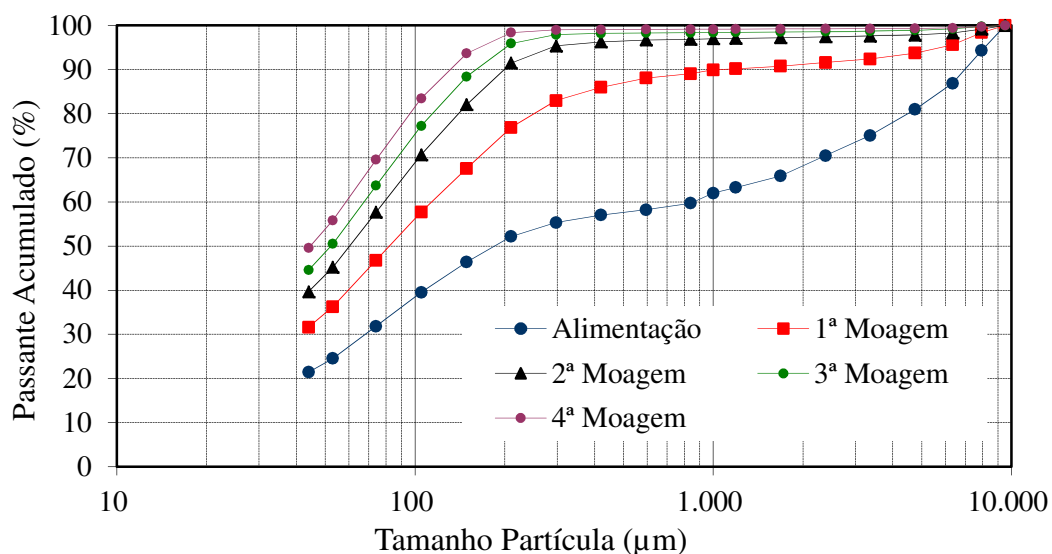


Figura 5.5: Resultados obtidos para a distribuição granulométrica das amostras geradas em cada um dos testes de moagem nos diferentes tempos de moagem (5, 10, 15 e 20 minutos).

Na figura 5.6 estão apresentados os resultados do percentual retido para três frações granulométricas, 149μm - 74μm - 44μm, em função da energia medida no teste. Na figura também estão apresentados as equações exponenciais obtidas e os respectivos valores para a constante K ($K_{149\mu\text{m}} = 0,322\text{t/kWh}$; $K_{74\mu\text{m}} = 0,122\text{t/kWh}$; $K_{44\mu\text{m}} = 0,067\text{t/kWh}$). De acordo com os resultados, quanto maior a malha de interesse, maior é o valor da constante K. De acordo com as equações, para o produto da moagem apresentar 10% da massa retida na fração 149μm é necessário disponibilizar no eixo pinhão 5,23kWh/t. Para o produto da moagem apresentar 10% da massa retida na fração 74μm é necessário disponibilizar no eixo pinhão 15,48kWh/t.

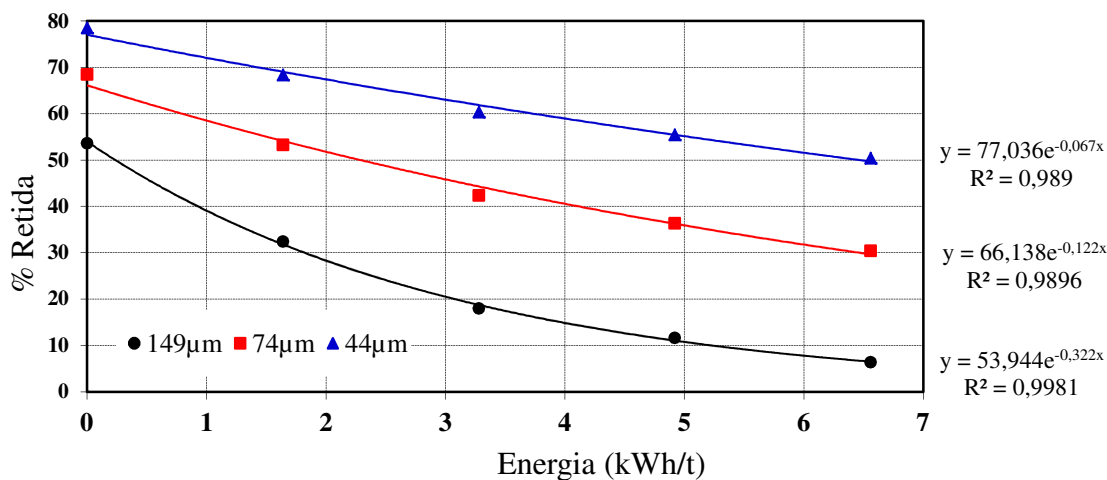


Figura 5.6: Resultados do percentual retido para três frações granulométricas, 149µm - 74µm - 44µm, em função da energia medida no teste e as equações exponenciais obtidas e os respectivos valores para a constante K.

5.2.2 Deslamagem

A recuperação mássica obtida nos testes de deslamagem assim como a análise química do *underflow* e *overflow* gerados nos testes está apresentada na tabela V.4. A recuperação mássica apresentada na tabela foi calculada a partir das massas de *underflow* e *overflow* obtidas nos testes. De acordo com os resultados apresentados na tabela o teor de ferro no *underflow* (alimentação da flotação) é menor que o teor de ferro na alimentação da deslamagem.

Tabela V.4: Resultados de recuperação mássica e para a análise química do *underflow* e *overflow* obtida nos testes de deslamagem

Amostra	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	Massa (g)	RP(%)
Alimentação	44,72	32,56	0,55	0,034	2,53	1.678,40	89,6
<i>Underflow</i>	43,78	34,64	0,40	0,030	2,25	1.504,60	
<i>Overflow</i>	49,00	20,95	2,32	0,090	6,39	173,80	

Na tabela V.5 estão apresentados os teores ajustados para a alimentação, *underflow* e *overflow* da etapa de deslamagem. Os teores foram ajustados segundo o método apresentado por WILLS (2006). O método consiste em definir os valores de ajustes para cada uma das variáveis analisadas a partir da determinação das constantes C_{aj} , h e r_k (resíduo referente ao erro de fechamento do balanço de massa). Os valores obtidos para estas constantes foram: $C_{aj} = 0,8551$; $h = 1,7521$; $r_{kFe} = -0,015$; $r_{kSiO_2} = 0,004$; $r_{kAl_2O_3} = 0,011$; $r_{kP} = 0,000$; $r_{kPPC} = 0,026$. Na tabela também estão apresentados os valores de recuperação mássica e metálica. A recuperação metálica foi calculada considerando o valor da recuperação mássica e os teores de ferro da alimentação e do *underflow*. A variância (incerteza) associada à determinação do valor da recuperação metálica foi definida de acordo com o método apresentado por WILLS (2006). O método consiste em estimar a variância associada à recuperação metálica a partir da variância associada à determinação do teor de Fe. Considerando os desvios associados à análise do teor de Fe ($\pm 0,301\%$), a variância associada à recuperação metálica (VR) é igual a 13,9.

Tabela V.5: Teores ajustados para a alimentação, *underflow* e *overflow* assim como os valores de recuperação mássica e metálica para a etapa de deslamagem

Amostra	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	Massa (g)	RP(%)	RM (%)
Alimentação	44,62	32,58	0,623	0,037	2,71	1.678,40	89,6	88,1
<i>Underflow</i>	43,87	34,62	0,337	0,028	2,09	1.504,60		
<i>Overflow</i>	49,02	20,59	2,309	0,090	6,36	173,80		

Os resultados da análise granulométrica para o *underflow* e *overflow* gerados nos testes de deslamagem estão apresentados na figura 5.7. Os resultados da análise mostram um *top size* de 420 μ m tanto para o *underflow* quanto para o *overflow*. O d_{80} para o *underflow* é igual 105 μ m e para o *overflow* é igual a 10 μ m. O d_{50} para o *underflow* é igual 53 μ m e para o *overflow* é igual a 5 μ m. O percentual de lamas na amostra de *underflow* (menor que 10 μ m) é de 2,17%.

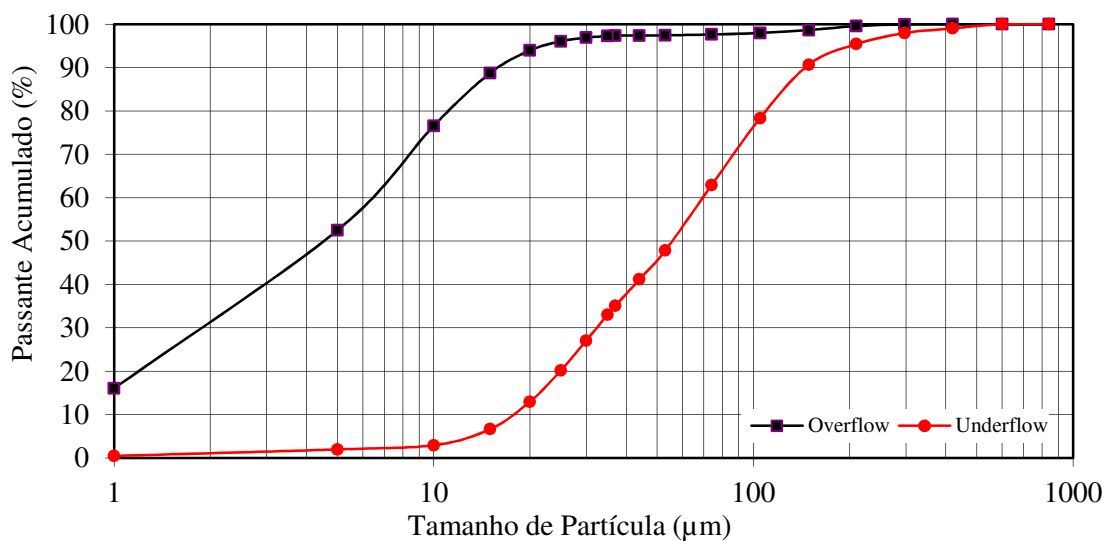


Figura 5.7: Resultados da análise granulométrica para o *underflow* e *overflow* gerados nos testes de deslamagem.

5.2.3 Separação Magnética

Os testes referentes à separação magnética foram realizados em duas etapas. A primeira foi realizada em escala de bancada e a segunda em escala piloto.

Os testes em escala de bancada foram realizados variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G e foram utilizados pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm. O percentual de sólidos empregado no teste foi de 30,0% (p/p) e foi mantido constante em todos os testes. Os resultados para o percentual da fração magnética obtido nos testes estão apresentados na figura 5.8. De acordo com os resultados, quanto maior a intensidade do campo magnético aplicado maior é o percentual de massa recuperada na fração magnética. Para uma mesma intensidade de campo magnético aplicado, quanto menor a abertura do pacote magnético maior é o percentual de massa recuperada na fração magnética.

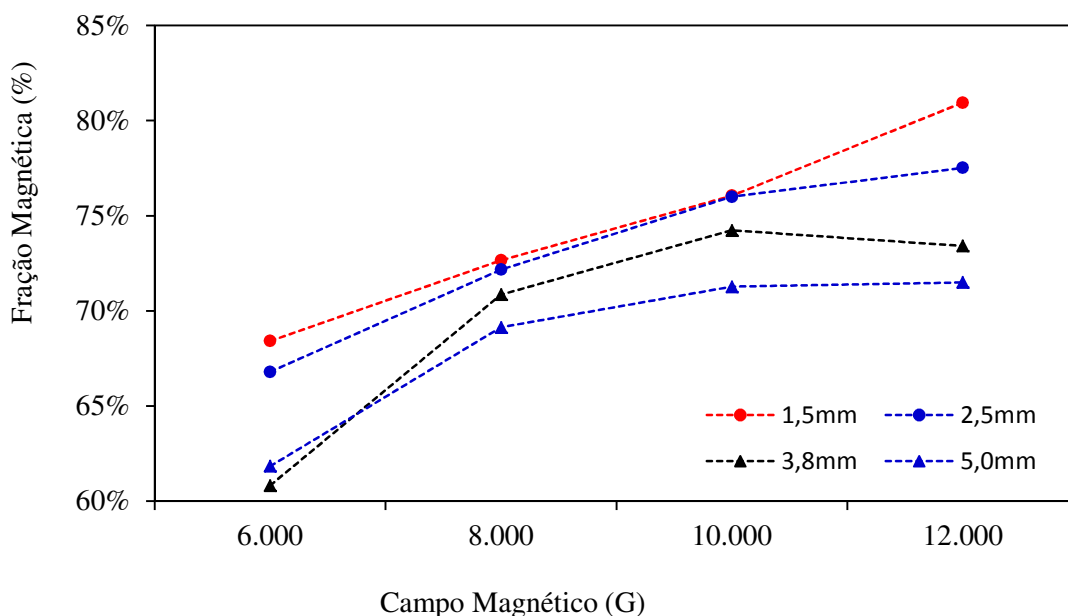


Figura 5.8: Percentual de fração magnética obtida nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.

Os resultados para o teor de Fe na fração magnética obtido nos testes estão apresentados na figura 5.9. De acordo com os resultados, quanto maior a intensidade do campo magnético aplicado menor é o teor de Fe na fração magnética. Considerando os valores obtidos nos testes realizados com os pacotes magnéticos com abertura de 2,0mm, 3,8mm e 5,0mm, para uma mesma intensidade de campo magnético aplicado, quanto maior a abertura do pacote maior é o teor de Fe na fração magnética. O fato dos resultados obtidos com o pacote magnético com abertura de 1,5mm não seguirem esta tendência pode estar associado a erros experimentais que ocorreram na execução dos testes.

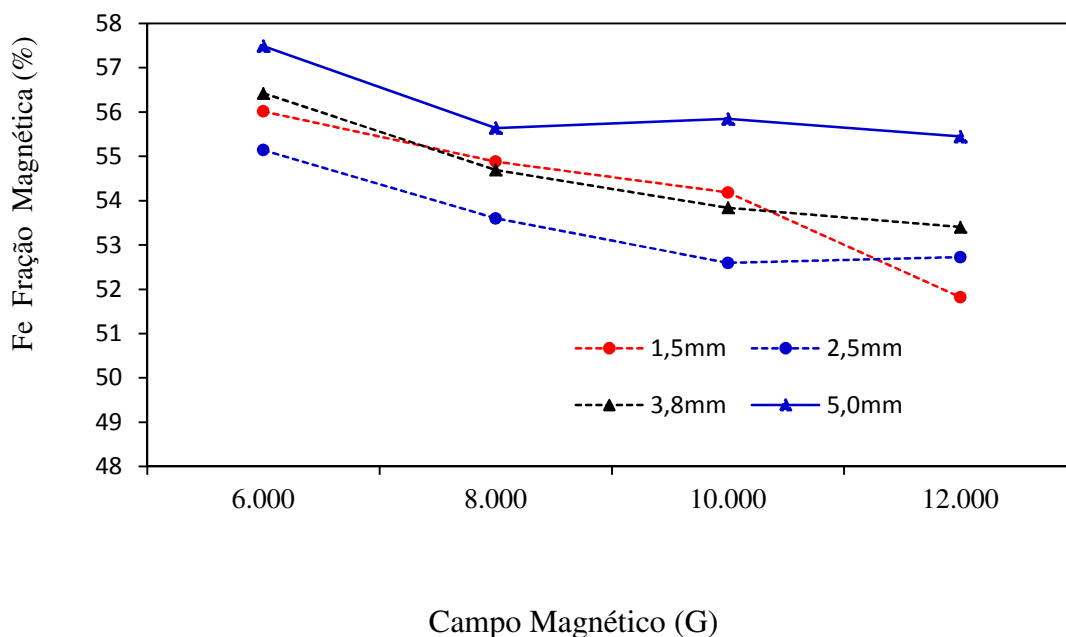


Figura 5.9: Teor de Fe na fração magnética obtida nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.

Os resultados para o teor de Al_2O_3 , P e os valores de PPC na fração magnética e na fração não magnética obtido nos testes estão apresentados nas figuras 5.10, 5.11 e 5.12, respectivamente. Estes três elementos considerados nesta análise são os principais contaminantes associados à amostra testada e têm impacto negativo na etapa de flotação no caso do óxido de alumínio (Al_2O_3) e da perda por calcinação (PPC), assim como no caso do fósforo (P) nos processos siderúrgicos. De acordo com os resultados, quanto maior a intensidade do campo magnético aplicado maior é o teor de Al_2O_3 na fração magnética e menor o teor na fração não magnética. Para uma mesma intensidade de campo magnético aplicado, o teor de Al_2O_3 é sempre maior na fração não magnética e sempre menor na fração magnética quando os valores são comparados com o teor de Al_2O_3 na alimentação do teste (0,550%). Isso é um indício da não associação do óxido de alumínio (Al_2O_3) a minerais que têm Fe na estrutura.

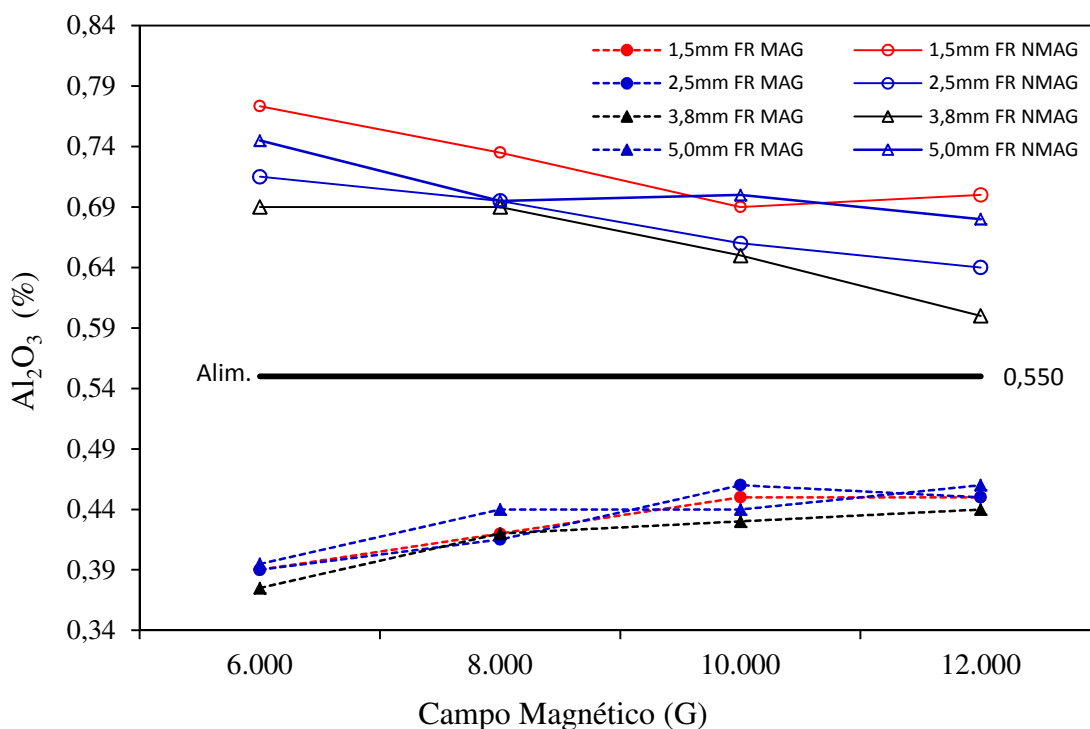


Figura 5.10: Teor de Al_2O_3 na fração magnética e na fração não magnética obtidas nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.

Quanto maior a intensidade do campo magnético aplicado maior é o teor de P e maiores são os valores de PPC na fração magnética e menor o teor de P e os valores de PPC na fração não magnética. Para uma mesma intensidade de campo magnético aplicado, o teor de P e os valores de PPC são sempre maiores na fração magnética e sempre menores na fração não magnética, quando os valores são comparados com o teor de P e os valores de PPC na alimentação do teste (0,034% de P e 2,53% de PPC). Isso é um indício da associação do fósforo e dos valores de perda por calcinação com minerais que têm Fe na estrutura. O fósforo e a perda por calcinação podem estar associados à goethita uma vez que este mineral foi identificado na análise mineralógica em microscópio óptico e na análise de difração de raios X realizadas nas amostras geradas nos testes de separação magnética em escala piloto conforme os resultados apresentados posteriormente nas tabelas V.8 e V.9. Estes resultados estão de acordo com os resultados obtidos por ROCHA (1997) na caracterização mineralógica de minérios

goethíticos-limoníticos da mina de Alegria, nos quais a autora identificou a presença de átomos de fósforo na estrutura cristalográfica da goethita além de destacar o elevado grau de hidroxilação da goethita com a relação ao grau de hidroxilação típico da goethita.

No anexo V estão apresentados os resultados de recuperação mássica e no anexo VI estão apresentados os resultados da análise química obtida nos testes em escala de bancada. Os testes foram realizados em duplicata.

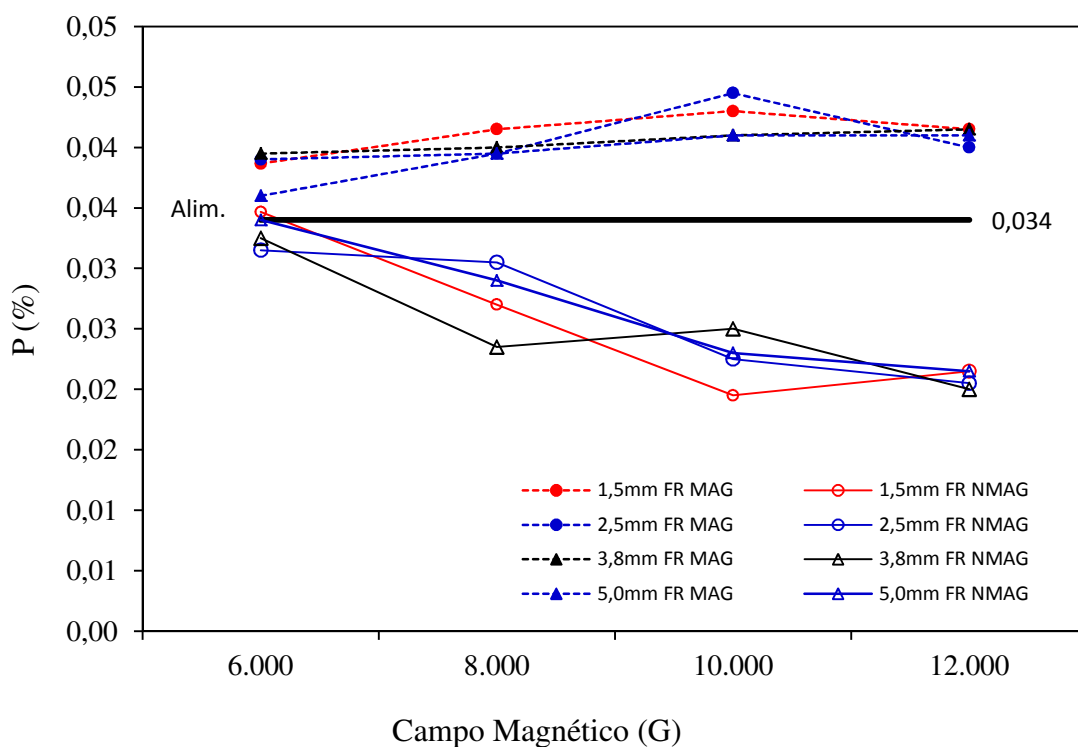


Figura 5.11: Teor de P na fração magnética e na fração não magnética obtido nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.

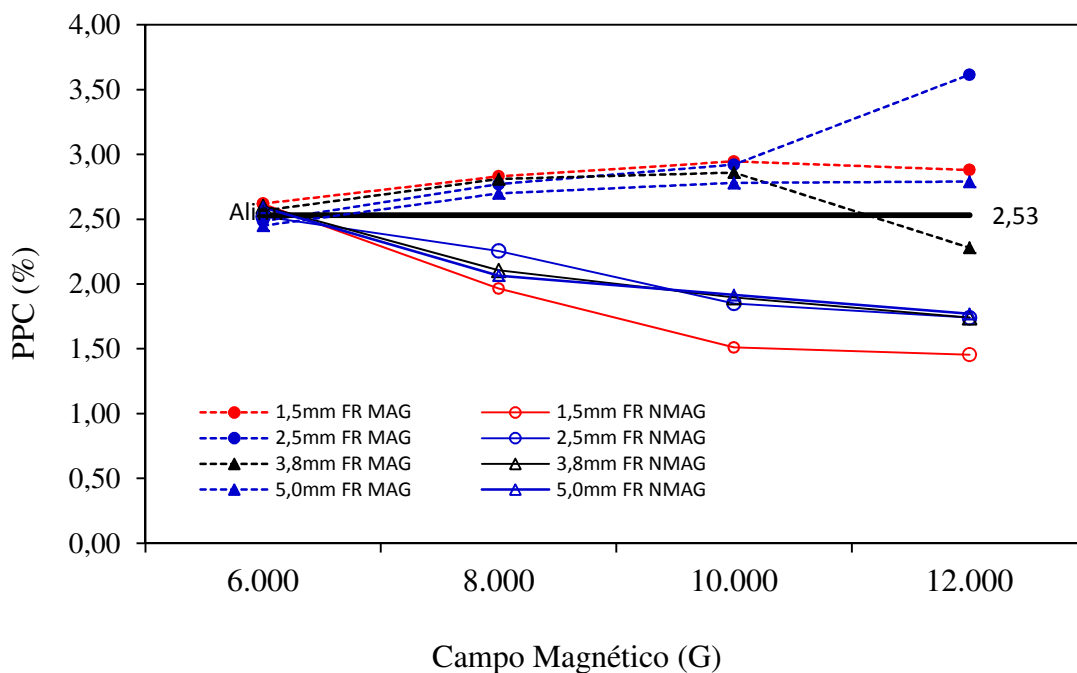


Figura 5.12: Valores de PPC na fração magnética e na fração não magnética obtidos nos testes em escala de bancada variando a intensidade do campo magnético de 6.000G a 12.000G para os pacotes magnéticos com abertura de 1,5mm, 2,5mm, 3,8mm e 5,0mm.

Os testes em escala piloto foram realizados em duas etapas: *rougher* e *scavenger*. A etapa de separação magnética foi realizada em duas etapas com o objetivo de maximizar a qualidade do pré-concentrado magnético e maximizar a recuperação mássica e metálica da etapa. As condições nas quais os testes foram realizados estão apresentadas na tabela V.6. A intensidade de campo aplicado nos testes foi definida de acordo com as intensidades máximas que os equipamentos industriais alcançam considerando as aberturas dos pacotes magnéticos utilizados nos testes.

Tabela V.6: Condições nas quais os testes de separação magnética em escala piloto foram realizados

Etapa	Matriz (mm)	Intensidade Campo (G)	Velocidade de Rotação (rpm)	Pressão Água (kgf/cm ²)	
				Médios	Concentrado
<i>Rougher</i>	5	8.000	4,5	2,5	4
<i>Scavenger</i>	1,5	12.000	5	3,5	4

Os resultados da análise química e do percentual de sólidos obtidos nos testes estão apresentados na tabela V.7. Em função da diferença na intensidade de campo aplicado nos testes, na etapa *rougher* os valores de PPC e os teores de P no concentrado são menores que na alimentação. Na etapa *scavenger* os valores de PPC e os teores de P são maiores no concentrado quando comparados com os valores na alimentação. Nas duas etapas a composição química do fluxo de médios é muito próxima à composição química do rejeito gerado nos testes.

Tabela V.7: Resultados da análise química e do percentual de sólidos obtidos nos testes de separação magnética em escala piloto

Amostra	% Sólidos	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂
Alim. <i>Rougher</i>	43,92	44,72	32,56	0,55	0,034	2,53	0,05
Conc. <i>Rougher</i>	31,28	64,98	5,00	0,32	0,028	1,68	0,03
Rej. <i>Rougher</i>	31,87	37,07	43,42	0,64	0,043	2,78	0,06
Médios. <i>Rougher</i>	18,47	37,06	43,19	0,78	0,044	2,89	0,05
Alim. <i>Scavenger</i>	29,51	41,20	37,43	0,65	0,043	2,87	0,05
Conc. <i>Scavenger</i>	18,57	53,45	19,68	0,53	0,048	3,19	0,07
Rej. <i>Scavenger</i>	15,54	18,6	70,28	0,83	0,028	2,21	0,02
Médios. <i>Scavenger</i>	11,82	19,6	68,49	0,96	0,036	2,42	0,03

A identificação e quantificação das fases mineralógicas presentes nas amostras geradas nos testes em escala piloto foi realizada tanto por análise mineralógica quanto por difração de raios X. Os resultados da análise mineralógica nas amostras geradas nos testes em escala piloto estão apresentados na tabela V.8. Os resultados apresentados se referem ao percentual em massa de cada uma das fases. De acordo com os resultados, tanto na etapa *rougher* quanto na etapa *scavenger*, a hematita especular e porosa se concentram na fração magnética enquanto a goethita se concentra na fração magnética apenas na etapa *scavenger*. Isso se deve ao fato da goethita apresentar menor susceptibilidade magnética que a hematita (especular e porosa) e na etapa *scavenger* a intensidade do campo magnético aplicado é maior que na etapa *rougher*. Além disso,

toda a magnetita presente na alimentação é direcionada para a fração magnética na etapa *rougher*.

Tabela V.8: Resultados da análise mineralógica nas amostras geradas nos testes de separação magnética em escala piloto

Amostra	Hematita Especular	Hematita Porosa	Goethita	Magnetita	Quartzo Livre	Quartzo Misto	Outros
<i>Alim. Rougher</i>	26,27	17,44	22,82	2,25	24,82	4,61	1,79
<i>Conc. Rougher</i>	29,28	34,45	18,29	6,79	4,05	6,75	0,39
<i>Rej. Rougher</i>	13,27	11,01	31,20	0,00	39,73	4,79	0,00
<i>Méd. Rougher</i>	12,46	20,49	18,64	0,00	46,04	2,37	0,00
<i>Alim. Scavenger</i>	17,31	15,12	26,30	0,13	29,68	11,46	0,00
<i>Conc. Scavenger</i>	29,05	21,96	25,28	0,00	16,02	7,38	0,31
<i>Rej. Scavenger</i>	3,15	3,15	12,32	0,00	75,33	6,04	0,00
<i>Méd. Scavenger</i>	1,34	4,36	6,96	0,00	83,45	3,89	0,00

Os resultados da difratometria de raios X estão apresentados na tabela V.9. Os resultados apresentados se referem ao percentual em massa de cada uma das fases identificadas. O indicador estatístico da qualidade do ajuste (X^2) com valores iguais ou abaixo de 3,0 está dentro da faixa de valores aceitáveis. O fator estatístico que se refere à qualidade do refinamento de estrutura cristalina (Rwp) apresentou valores baixos mostrando um refinamento de boa qualidade. O difratograma de raios X gerado na análise de cada uma das amostras está apresentado no anexo VII.

Tabela V.9: Resultados da difratometria de raios X nas amostras geradas nos testes de separação magnética em escala piloto

Amostra	Fases Identificadas	Goethita	Hematita	Quartzo	wrp	X^2
<i>Alim. Rougher</i>	quartzo, hematita, goethita	23	34	43	0,357	1,564
<i>Conc. Rougher</i>	hematita, goethita, quartzo	5,8	71,1	23,1	0,377	1,576
<i>Rej. Rougher</i>	quartzo, hematita, goethita	17,1	21	61,9	0,388	2,08
<i>Méd. Rougher</i>	quartzo, hematita, goethita	3,8	4,1	92,1	0,389	2,645
<i>Alim. Scavenger</i>	quartzo, hematita, goethita	28,3	31	40,7	0,388	2,091
<i>Conc. Scavenger</i>	quartzo, hematita, goethita	9,3	14	76,7	0,406	2,385
<i>Rej. Scavenger</i>	quartzo, hematita, goethita	17,1	10,8	72,1	0,335	2,016
<i>Méd. Scavenger</i>	quartzo, hematita, goethita	13,3	10,3	76,4	0,357	2,413

Com as amostras geradas nos testes em escala piloto foram realizadas análises de microscopia eletrônica de varredura (MEV). As microanálises realizadas utilizaram o espectrômetro dispersivo em energia de raios X (EDS). A figura 5.13 apresenta a imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula da alimentação da etapa *rougher*. A imagem ilustra uma partícula mista com os cristais apresentando dimensão menor que 200 μm . É uma partícula com granulometria de liberação menor que 200 μm . Foram destacadas quatro áreas na partícula identificadas com os números 1, 2, 3 e 4. Inicialmente as áreas identificadas com os números 1, 2 e 3 se referem a três fases minerais distintas enquanto a área identificada com o número 4 é uma área de borda da partícula caracterizada pela concentração de microcristais.

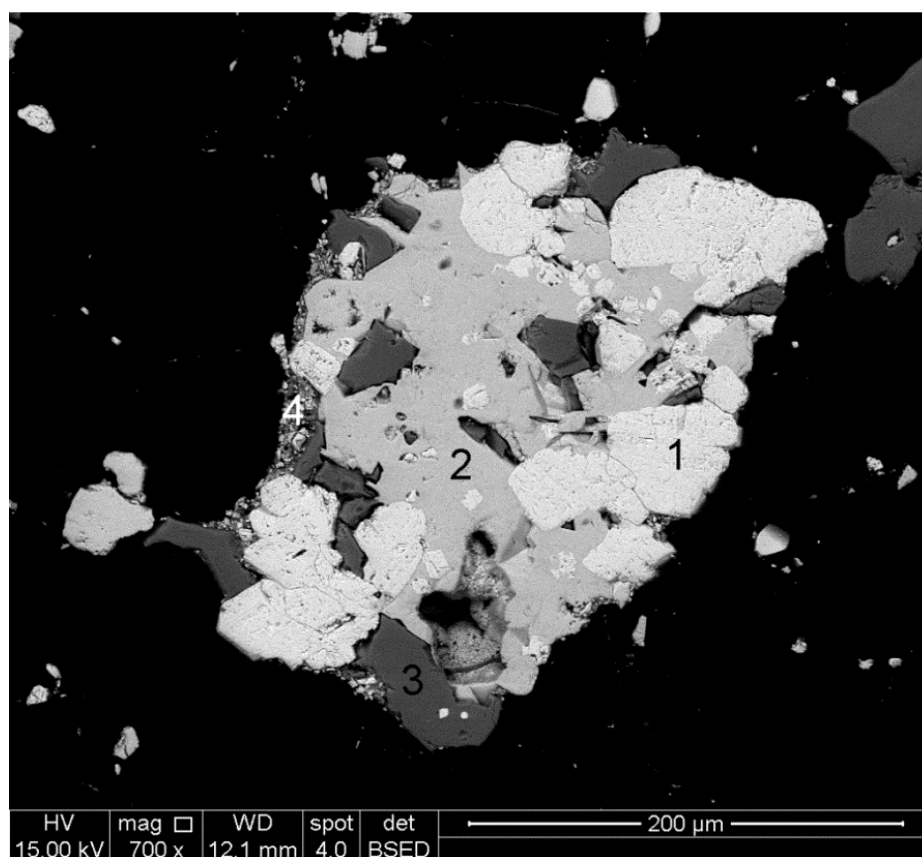


Figura 5.13: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula da alimentação da etapa *rougher*.

Os resultados da microanálise EDS para as quatro áreas destacadas na figura 5.13 estão apresentados na tabela V.10. Os resultados apresentados na tabela se referem ao percentual em peso dos elementos identificados na microestrutura. Os gráficos gerados na análise EDS assim como o resultado da análise estão apresentados no anexo VIII. A composição química da área 1 se refere à composição de um óxido de ferro (hematita) enquanto a composição da área 3 se refere à composição de um óxido de silício (quartzo) com traços de ferro. Como pode ser observado na figura 5.13, estes traços estão associados a incrustações de óxidos de ferro na microestrutura. A composição química da área 2 se refere à composição de um óxido de ferro com traços de silício. Estes traços de silício podem estar associados a microcristais de quartzo associados a cristais de hematita. A composição da área 4 é característica de aluminossilicatos.

Tabela V.10: Resultados da microanálise EDS para as quatro áreas destacadas na figura 5.13

Área	O	Si	Fe	Al	Total
1	17,45	0,00	82,55	0,00	100
2	26,56	1,96	71,48	0,00	100
3	40,24	58,22	1,54	0,00	100
4	24,06	4,55	67,41	3,98	100

A figura 5.14 apresenta a imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de duas partículas do concentrado da etapa *rougher*. As partículas que aparecem na figura são partículas mistas, sendo que a partícula da esquerda é uma partícula de hematita com inclusões de cristais de quartzo enquanto a partícula da direita é formada por microcristais de quartzo e hematita. Esta partícula apresenta granulometria de liberação menor que 300 μ m.

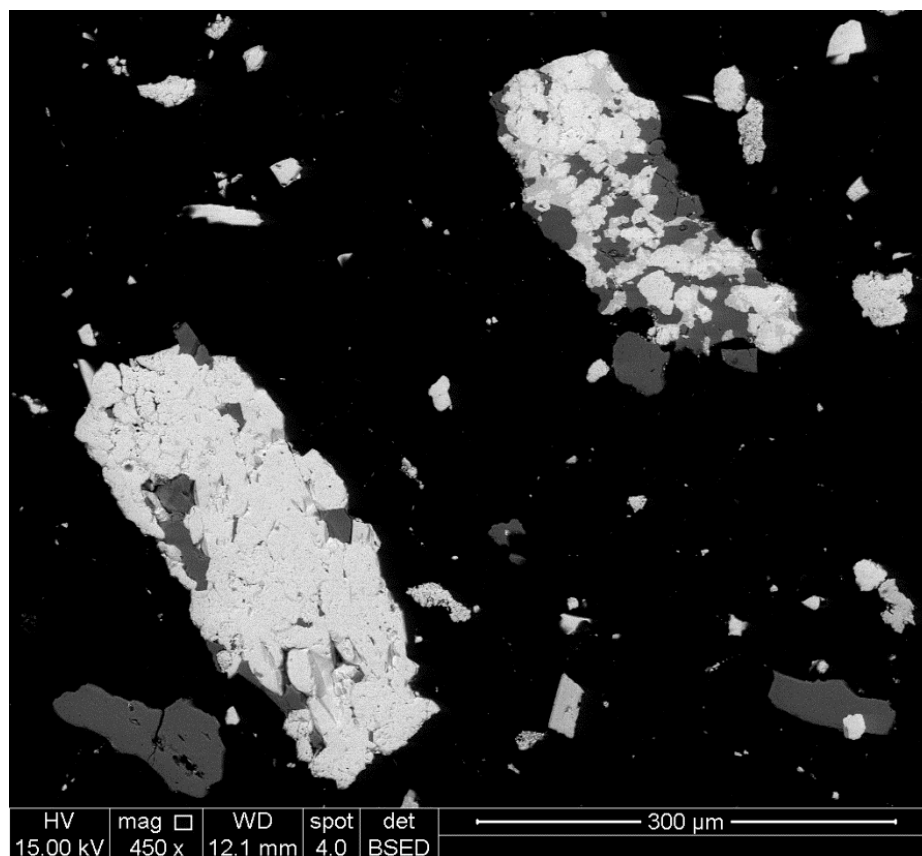


Figura 5.14: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de duas partículas do concentrado da etapa *rougher*.

As figuras 5.15 e 5.16 apresentam imagens geradas no MEV com elétrons retroespalhados de duas partículas do fluxo de médios da etapa *rougher*. A partícula que aparece na figura 5.15 é uma partícula de óxido de ferro com inclusões de quartzo na borda da partícula. A partícula que aparece na figura 5.16 é uma partícula mista, constituída de quartzo com inclusões de hematita. Os resultados da microanálise EDS para as duas áreas destacadas na figura 5.15 estão apresentadas no anexo VIII. A composição química da área 1 se refere à composição de um óxido de ferro (hematita) enquanto a composição da área 2 se refere à composição de um óxido de ferro (hematita) com traços de silício. Estes traços de silício podem estar associados a microcristais de quartzo associados a cristais de hematita.

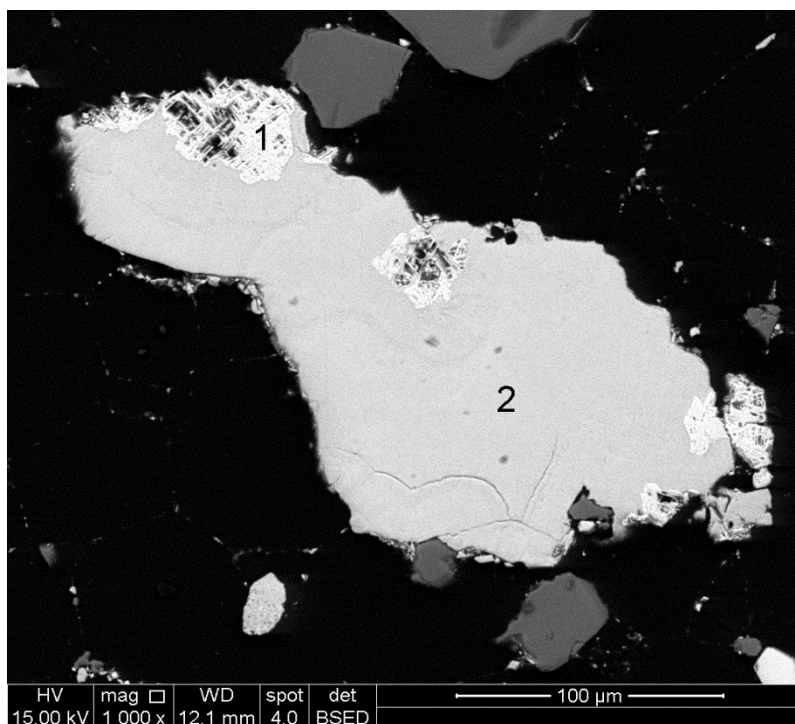


Figure 5.15: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do fluxo de médios da etapa *rougher*.

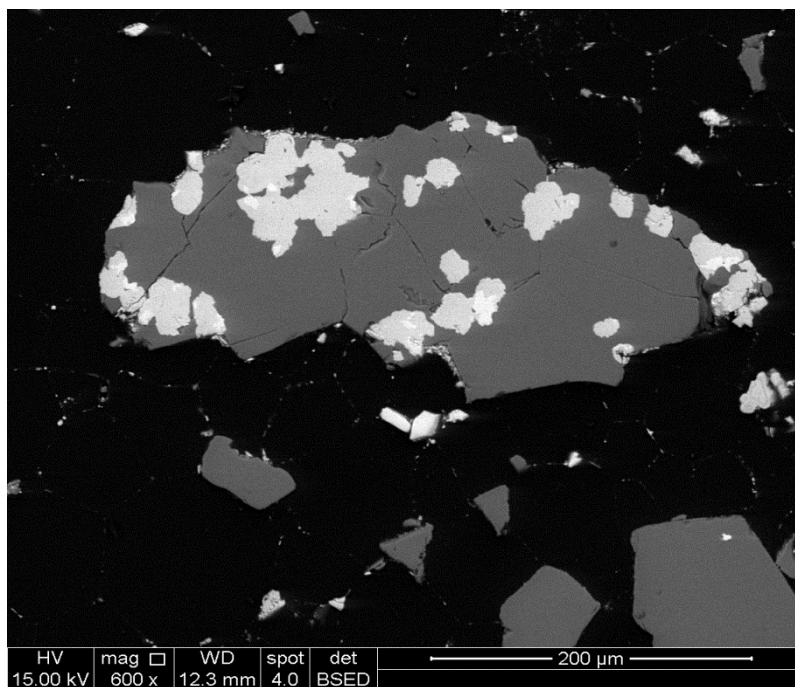


Figure 5.16: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do fluxo de médios da etapa *rougher*.

As figuras 5.17 e 5.18 apresentam imagens geradas no MEV com elétrons retroespalhados de duas partículas do rejeito da etapa *rougher*. A partícula que aparece na figura 5.17 é uma partícula de óxido de ferro apresentado poros. A partícula que aparece na figura 5.18 também é uma partícula de óxido de ferro com poros. Os resultados da microanálise EDS para as duas áreas destacadas na figura 5.17 estão apresentados no anexo VIII. A composição química da área 2 se refere à composição de um óxido de ferro (hematita) enquanto a composição da área 1 se refere à composição de um óxido de ferro (hematita) com traços de silício. Estes traços de silício podem estar associados a microcristais de quartzo associados a cristais de hematita.

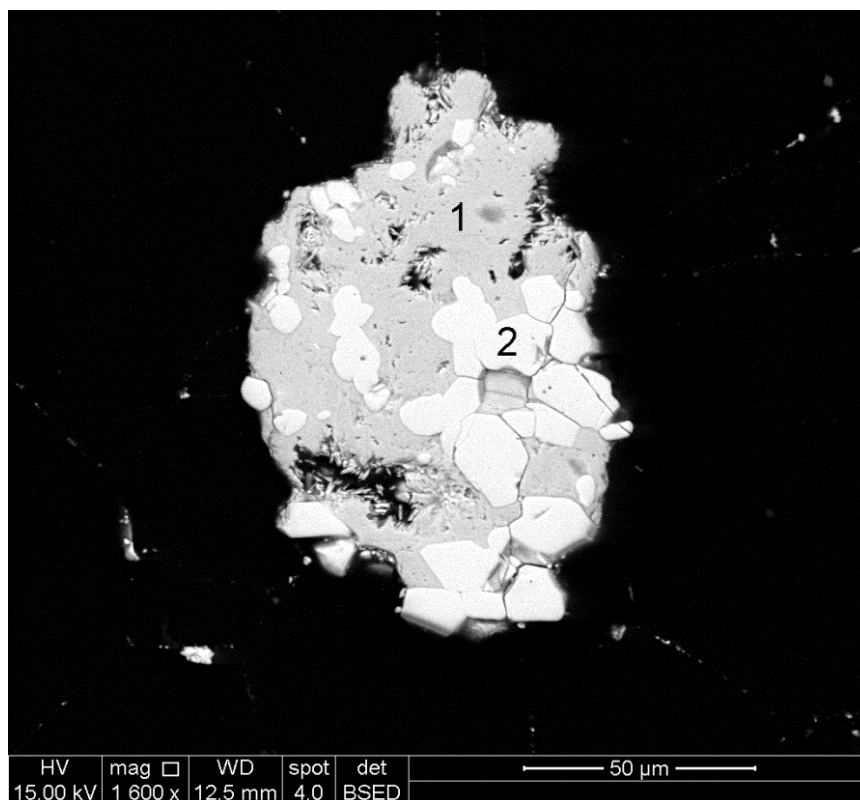


Figura 5.17: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do rejeito da etapa *rougher*.

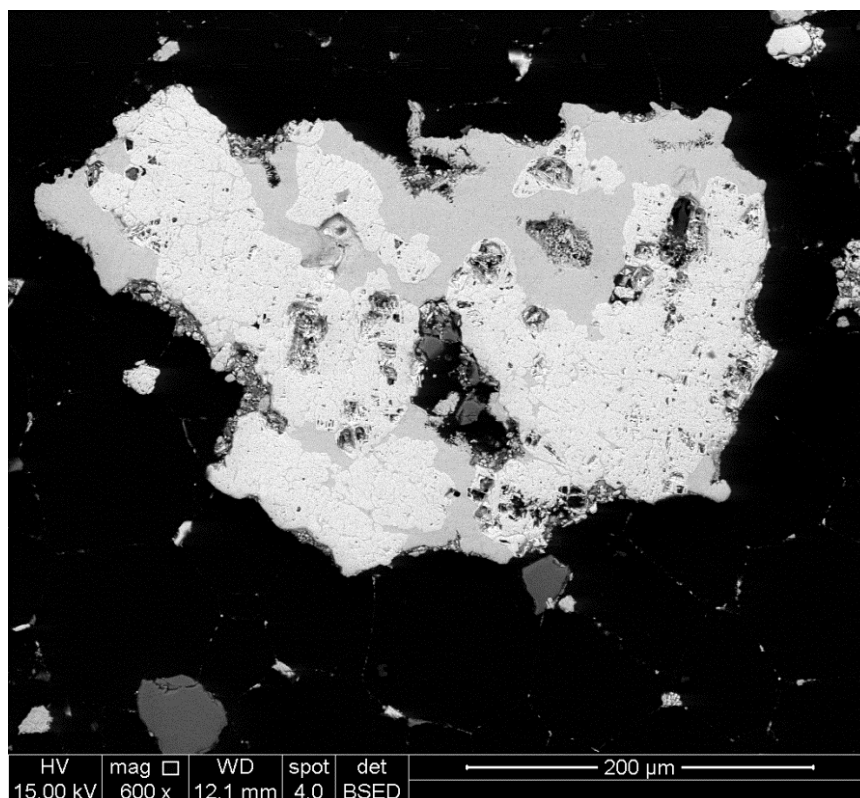


Figura 5.18: Imagem gerada no MEV com elétrons retroespalhados de uma partícula do rejeito da etapa *rougher*.

5.2.4 Flotação

A flotabilidade do pré-concentrado magnético (*rougher* + *scavenger*) foi comparada com a flotabilidade do *underflow* da deslamagem em testes de cinética de flotação. As dosagens de depressor e coletor empregadas nos testes foram de 350g/t e 65g/t, respectivamente. O teste consiste em coletar o rejeito gerado nos seguintes tempos de flotação: 0,5 minuto, 1 minuto, 1,5 minutos, 2 minutos, 4 minutos, 6 minutos e 10 minutos. Os resultados obtidos nos testes de flotação estão apresentados no anexo IX.

Na figura 5.19 estão apresentados os resultados do teor de Fe no rejeito para as duas amostras consideradas. Considerando o tempo de flotação igual a 2 minutos, o teor de Fe no rejeito obtido no teste com a amostra gerada na rota alternativa é igual a 42,17%. Considerando o mesmo tempo de flotação, o teor de Fe no rejeito obtido com a amostra gerada na rota de referência foi de 18,02%.

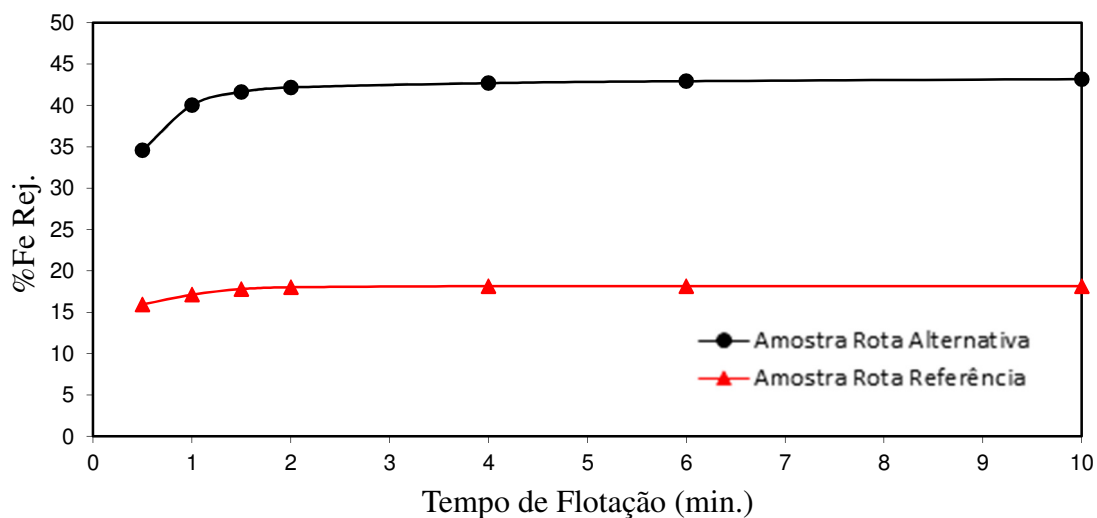


Figura 5.19: Resultados do teor de Fe no rejeito obtido nos testes de cinética de flotação para as duas amostras consideradas.

Os resultados de teor de Fe obtidos nos testes de cinética de flotação estão associados à diferença no tamanho das partículas entre cada uma das amostras consideradas. Na figura 5.20 estão apresentadas as curvas de distribuição granulométrica para a amostra do *underflow* da deslamagem (rota de referência) e para a amostra de pré-concentrado magnético, pré-concentrado *rougher* e pré-concentrado *scavenger* (rota alternativa). Os resultados da análise mostram um *top size* de 420 μm para o *underflow* da deslamagem e de 297 μm para o pré-concentrado. O d_{80} para o *underflow* é igual 105 μm e para pré-concentrado é igual a 74 μm . O d_{50} para o *underflow* é igual 53 μm e para pré-concentrado magnético é igual a 44 μm . O percentual de material menor que 10 μm na amostra de *underflow* é de 2,17% e de 10,87% na amostra de pré-concentrado.

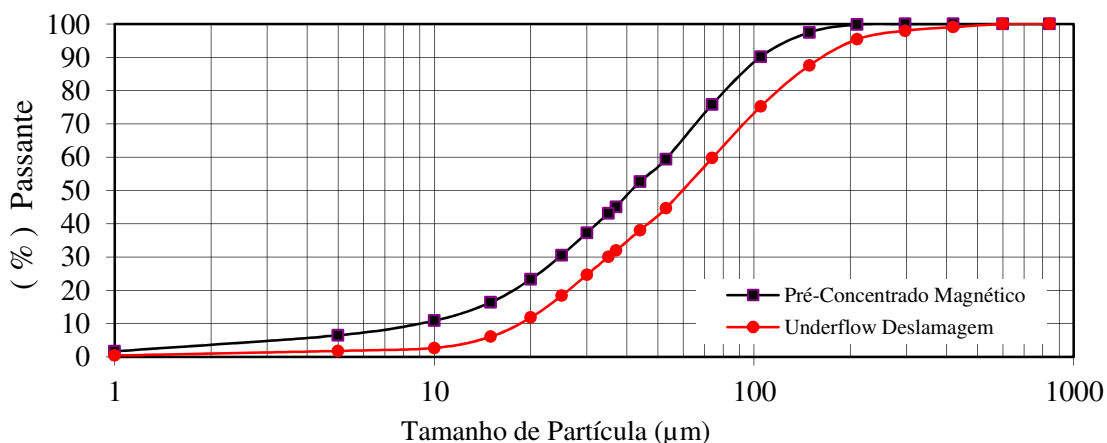


Figura 5.20: Resultados da análise granulométrica para o *underflow* e para pré-concentrado magnético (pré-concentrado *rougher* e pré-concentrado *scavenger*).

Na figura 5.21 estão apresentados os resultados do teor de SiO_2 no concentrado para as duas amostras consideradas. Considerando o tempo de flotação igual a 2 minutos, o teor de SiO_2 no concentrado obtido no teste com a amostra gerada na rota mista é igual a 2,36%. Considerando o mesmo tempo de flotação, o teor de SiO_2 no concentrado obtido com a amostra gerada na rota de referência foi de 4,47%.

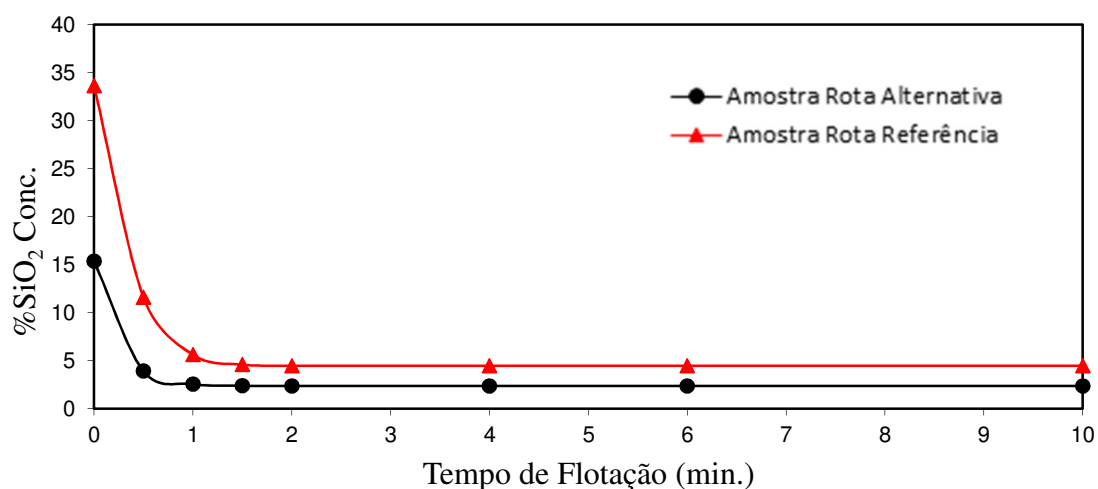


Figura 5.21: Resultados do teor de SiO_2 no concentrado obtido nos testes de cinética de flotação para as duas amostras consideradas.

Na tabela V.11 estão apresentados os resultados da análise química para o concentrado gerado nos testes de cinética de flotação. O teor de Al_2O_3 e os valores de perda por calcinação são menores no concentrado gerado no teste de flotação com a amostra da rota alternativa.

Tabela V.11: Resultados da análise química para o concentrado gerado nos testes de cinética de flotação

Amostra	% Fe	% SiO_2	% Al_2O_3	% P	% PPC	% MnO_2
Rota Alternativa	65,37	2,36	0,37	0,049	3,20	0,08
Rota Referência	64,20	4,47	0,42	0,048	3,52	0,08

Na figura 5.22 estão apresentadas as curvas de recuperação acumulada de SiO_2 no flotado. Considerando o tempo de flotação igual a dois minutos, a recuperação de SiO_2 no flotado obtido no teste com a amostra gerada na rota mista foi de 90,26% e a recuperação obtida no teste com a amostra gerada na rota de referência foi de 92,34%.

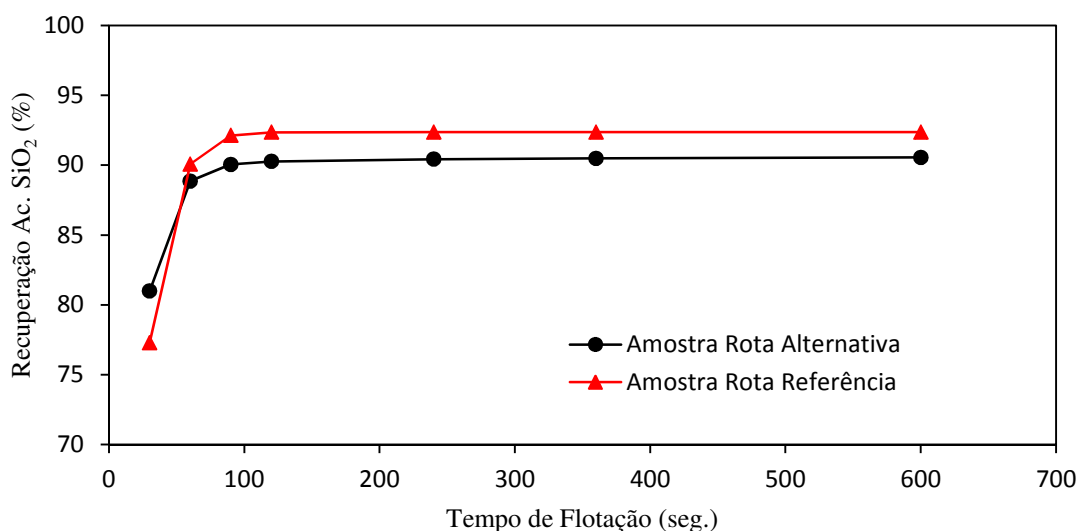


Figura 5.22: Curvas de recuperação cumulada de SiO_2 no flotado para as duas amostras consideradas no estudo.

Na figura 5.23 estão apresentadas as constantes cinéticas de flotação calculadas para cada uma das amostras. O cálculo da constante considerou o modelo de primeira ordem de acordo com a equação 5.3.

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (5.3)$$

Na equação 5.3, R é a recuperação de SiO_2 no flotado no tempo t , R_{∞} é a recuperação máxima de SiO_2 no flotado, t é o tempo de flotação e K é a constante cinética de flotação. De acordo com os resultados, a constante cinética obtida para a amostra gerada na rota alternativa foi de $0,0391\text{s}^{-1}$ ($2,35\text{min}^{-1}$) e a constante obtida no teste com a amostra gerada na rota de referência foi $0,0764\text{s}^{-1}$ ($4,58\text{min}^{-1}$). O maior valor da constante encontrada para a amostra gerada na rota de referência reflete a maior diferença entre o teor de SiO_2 na alimentação e no concentrado. No entanto, o maior valor da constante cinética não significa menor teor de SiO_2 no concentrado como pode ser observado na figura 5.22.

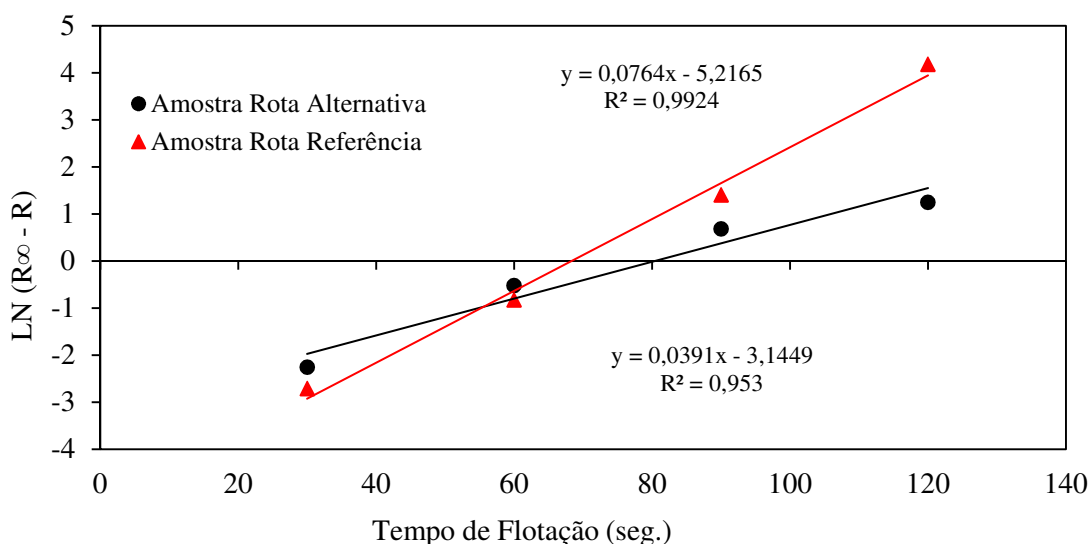


Figura 5.23: Constantes cinéticas de flotação calculada para cada uma das amostras consideradas no estudo.

5.2.5 Remoagem

A energia requerida para etapa de remoagem da amostra foi analisada e determinada segundo o modelo proposto por DONDA (2003). Segundo o autor a energia específica necessária para reduzir a massa retida na malha de interesse é definida de acordo com a equação 5.2. Para a etapa de remoagem, a energia específica também é relacionada à geração de superfície específica. Neste caso, a relação entre energia disponível no eixo pinhão e a geração de superfície específica é linear. Da mesma forma que ocorreu com a determinação da energia requerida para a etapa de moagem, o parâmetro K é determinado nos testes de remoagem conforme descrito no item 4.2.

Os tempos de moagem adotados no teste foram 22, 44, e 66 minutos e as respectivas energias medidas foram 6,0kWh/t, 12,0kWh/t e 18,0kWh/t. Os resultados obtidos para a distribuição granulométrica das amostras geradas em cada um dos testes assim como a distribuição granulométrica da amostra na alimentação estão apresentados nos anexos X e XI, respectivamente, para a amostra gerada na rota de referência (deslamagem + flotação) e para a amostra gerada na rota de concentração alternativa (separação magnética + flotação).

Na figura 5.24 estão apresentados os resultados do percentual retido para a fração granulométrica $+44\mu\text{m}$, em função da energia medida no teste, para as duas amostras avaliadas. Na figura também estão apresentadas as equações exponenciais obtidas e os respectivos valores para a constante K . De acordo com os resultados, o valor da constante K obtido nos testes para a amostra gerada na rota de referência ($K = 0,151\text{t/kWh}$) é muito próximo do valor da constante obtido para a amostra gerada na rota alternativa ($K = 0,165\text{t/kWh}$). De acordo com as equações, para o produto da remoagem da amostra gerada na rota alternativa apresentar 11% da massa retida na fração $44,0\mu\text{m}$ é necessário disponibilizar no eixo pinhão 11,46kWh/t. Para o produto da remoagem da amostra gerada na rota de referência apresentar 11% da massa retida na fração $74\mu\text{m}$ é necessário disponibilizar no eixo pinhão 11,02kWh/t.

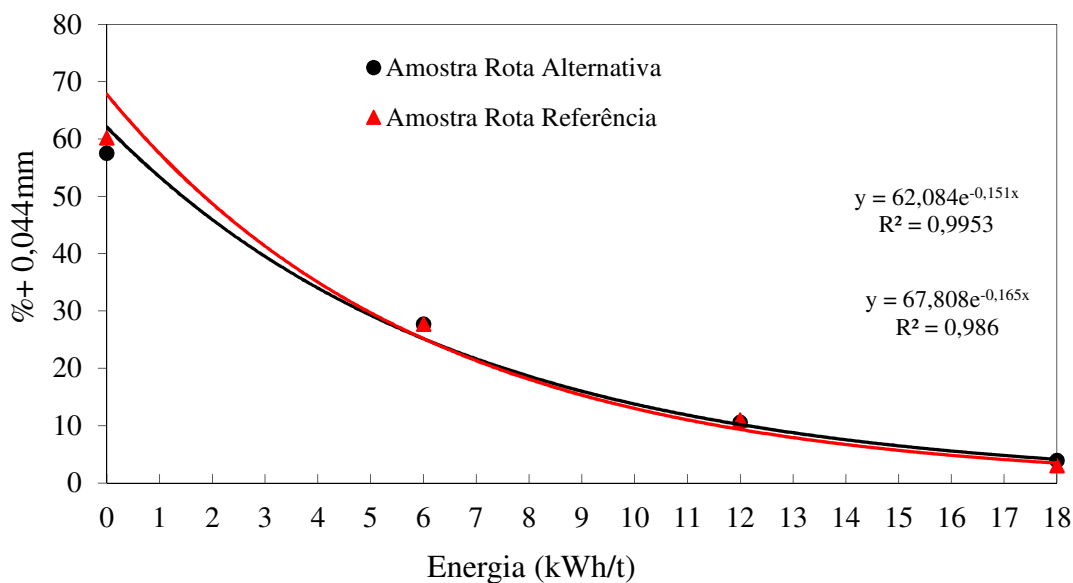


Figura 5.24: Resultados do percentual retido na fração granulométrica 44µm em função da energia medida no teste, as equações exponenciais obtidas e os respectivos valores para a constante K.

Na figura 5.25 estão apresentados os resultados de superfície específica em função da energia medida no teste, para as duas amostras avaliadas. Na figura também estão apresentados as equações lineares obtidas. De acordo com os resultados, com as energias encontradas no gráfico da figura 5.24, os valores de superfície específica gerada seriam iguais a 1.880cm²/g e 1.918cm²/g, respectivamente, para a amostra gerada na rota mista e para a amostra gerada na rota de referência.

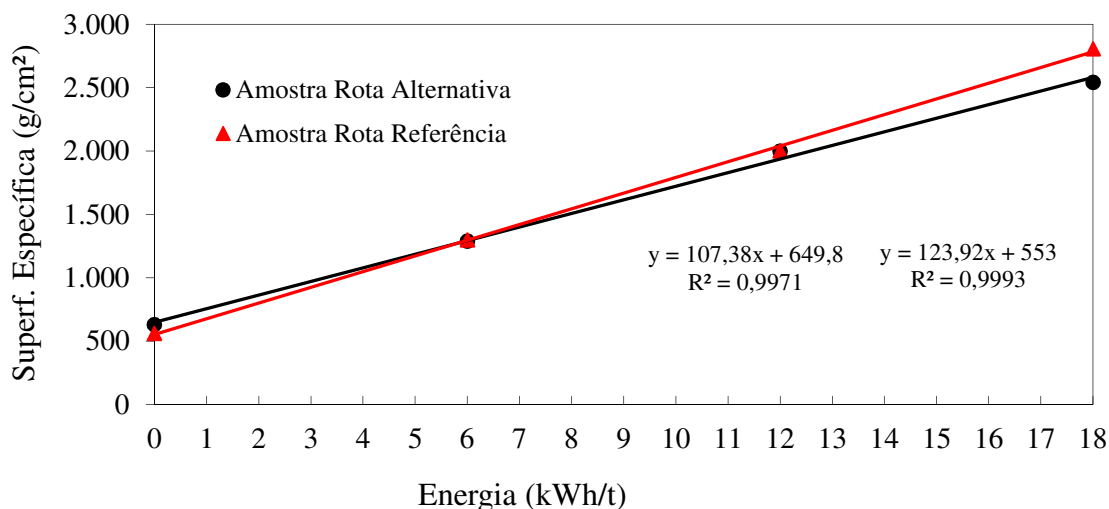


Figura 5.25: Resultados de superfície específica em função da energia medida no teste.

5.2.6 Balanço de Massa

Considerando os valores obtidos nos testes de deslamagem e flotação em escala de bancada e os testes de separação magnética em escala piloto foram calculados o balanço de massa de cada uma das etapas. Os balanços de massa para as duas rotas estão apresentados no anexo XII.

Os teores utilizados para calcular a recuperação mássica e metálica da etapa de separação magnética (*rougher* e *scavenger*) estão apresentados na tabela V.12. Para o cálculo do balanço de massa é considerado o fluxo de médios direcionado para o rejeito.

Tabela V.12: Teores utilizados para calcular a recuperação mássica e metálica da etapa de separação magnética (*rougher* e *scavenger*)

Etapa	Fluxo	% Fe	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% P	% PPC
<i>Rougher</i>	Alimentação	44,72	32,56	0,550	0,034	2,53
	Concentrado	64,98	5,00	0,320	0,028	1,68
	Rejeito	41,20	37,43	0,650	0,043	2,87
<i>Scavenger</i>	Alimentação	41,20	37,43	0,650	0,043	2,87
	Concentrado	53,45	19,68	0,530	0,048	3,19
	Rejeito	19,60	68,49	0,960	0,036	2,42

Na tabela V.13 estão apresentados os teores ajustados para a etapa de separação magnética (*rougher* e *scavenger*). Como os testes foram realizados em escala piloto, tanto a recuperação mássica quanto a recuperação metálica foram calculadas a partir dos teores. Os teores foram ajustados segundo o método apresentados por WILLS (2006). Para a etapa *rougher*, os valores obtidos para as constantes foram: $C_{aj} = 0,6369$; $h = 1,5375$; $r_{kFe} = 0,040$; $r_{kSiO_2} = 0,028$; $r_{kAl_2O_3} = -0,036$; $r_{kP} = -0,001$; $r_{kPPC} = -0,040$. Para a etapa *scavenger*, os valores obtidos para as constantes foram: $C_{aj} = 0,1495$; $h = 1,746$; $r_{kFe} = -0,036$; $r_{kSiO_2} = -0,020$; $r_{kAl_2O_3} = -0,051$; $r_{kP} = -0,007$; $r_{kPPC} = -0,162$. A variância (incerteza) associada à determinação do valor da recuperação metálica também foi definida de acordo com o método apresentado por WILLS (2006). Para a etapa *rougher*, a variância associada à recuperação metálica (VR) é igual a 1,00 e para a etapa *scavenger* é igual a 0,18.

Tabela V.13: Teores ajustados para a alimentação, concentrado e rejeito assim como os valores de recuperação mássica e metálica para as etapas *rougher* e *scavenger* de separação magnética

Etapa	Fluxo	% Fe	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% P	% PPC	RP(%)	RM(%)
<i>Rougher</i>	Alimentação	44,74	32,57	0,579	0,038	2,62	14,95	21,72
	Concentrado	64,98	5,00	0,316	0,027	1,67		
	Rejeito	41,18	37,42	0,625	0,040	2,79		
<i>Scavenger</i>	Alimentação	41,18	37,43	0,650	0,043	2,870	63,69	82,71
	Concentrado	53,45	19,68	0,530	0,048	3,190		
	Rejeito	19,60	68,49	0,960	0,036	2,420		

Os resultados dos testes de flotação em bancada estão apresentados na tabela V.14. Na tabela também estão apresentados os valores de recuperação mássica e metálica obtidos nos testes. A recuperação mássica foi calculada considerando a massa de concentrado e de rejeito geradas nos testes. A recuperação metálica foi calculada a partir da recuperação mássica e dos valores do teor de Fe da alimentação e concentrado. Os testes com a amostra gerada na rota alternativa foram realizados empregando uma dosagem de coletor de 30g/t e uma dosagem de depressor de 600g/t. Os testes com a amostra gerada na rota de referência foram realizados empregando uma dosagem de coletor de 63g/t e uma dosagem de depressor de 325g/t.

Tabela V.14: Resultados dos testes de flotação em bancada

Amostra	Massa Teste (g)			SiO ₂		Fe		Recuperação	
	Conc.	Rejeito	Total	Conc.	Rejeito	Conc.	Rejeito	Peso	Metálica
Rota Alternativa	1244,4	251,5	1495,8	7,18	52,50	63,155	31,09	83,19	90,95
Rota Referência	784,0	678,3	1462,3	4,10	52,44	64,23	19,80	53,61	78,94

Na tabela V.15 estão apresentados os teores ajustados para concentrado e rejeito da etapa de flotação. Os teores foram ajustados segundo o método apresentado por WILLS (2006). Para a rota alternativa, os valores obtidos para as constantes foram: $C_{aj} = 0,8356$; $h = 1,730$; $r_{kFe} = -0,878$; $r_{kSiO_2} = -0,621$. Na tabela também estão apresentados os valores de recuperação mássica e metálica. Para a rota de referência, os valores obtidos para as constantes foram: $C_{aj} = 0,555$; $h = 1,510$; $r_{kFe} = 0,274$; $r_{kSiO_2} = 0,180$. A recuperação metálica foi calculada considerando o valor da recuperação mássica e os teores de ferro da alimentação e do *underflow*. A variância (incerteza) associada à determinação do valor da recuperação metálica foi definida de acordo com o método apresentado por WILLS (2006). Para a amostra gerada na rota alternativa, a variância associada à recuperação metálica (VR) é igual a 0,18. Para a amostra gerada na rota de referência, a variância associada à recuperação metálica (VR) é igual a 0,05.

Tabela V.15: Teores ajustados para o concentrado e rejeito assim como os valores de recuperação mássica e metálica para a etapa de flotação

Amostra	Massa Teste (g)			SiO ₂		Fe		Recuperação	
	Conc.	Rejeito	Total	Conc.	Rejeito	Conc.	Rejeito	Peso	Metálica
Rota Alternativa	1.244,4	251,5	1495,8	6,87	52,44	62,73	31,01	83,19	90,72
Rota Referência	784,0	678,3	1462,3	4,40	72,09	63,37	18,94	53,61	78,23

O grau de liberação do quartzo medido na fração maior que 149 μ m do *underflow* gerado na deslamagem foi igual a 78,0%. Para o pré-concentrado magnéticos (*rougher* + *scavenger*), o grau de liberação do quartzo medido na fração maior que 149 μ m foi de 68,0%.

Os resultados obtidos comprovam o potencial da rota de processo alternativa caracterizada pela etapa de separação magnética. As recuperações mássica e

metalúrgica obtidas com a rota alternativa (separação magnética + flotação) foram em termos absolutos 3,3% e 4,4% maiores que as respectivas recuperações obtidas com a rota de referência (deslamagem + flotação).

Com o produto da remoagem foram realizados testes de flotação em bancada com o objetivo de verificar a especificação final em termos de SiO_2 no concentrado para as duas rotas de processo consideradas no estudo. Os valores para o teor de Fe no rejeito e no concentrado obtido nestes testes não foram considerados no cálculo das recuperações mássicas e metálicas globais das rotas de referência e alternativa. Os resultados dos testes de flotação em bancada estão apresentados na tabela V.16. Os testes com a amostra gerada na rota alternativa foram realizados empregando uma dosagem de coletor de 50g/t e uma dosagem de depressor de 700g/t. Os testes com a amostra gerada na rota de referência foram realizados empregando uma dosagem de coletor de 23g/t e uma dosagem de depressor de 700g/t. Os teores de SiO_2 no concentrado obtidos na rota alternativa foram inferiores aos teores de SiO_2 no concentrado obtido com a rota de referência.

Tabela V.16: Resultados dos testes de flotação em bancada realizados com o produto gerado na etapa de remoagem das duas rotas consideradas

Amostra	Massa Teste (g)			SiO_2		Fe		Recuperação	
	Conc.	Rejeito	Total	Conc.	Rejeito	Conc.	Rejeito	Peso	Metálica
Rota Alternativa	1178,4	318,1	1496,5	1,37	35,29	66,81	43,16	78,74	85,15
Rota Referência	1339,0	127,3	1466,2	2,29	22,43	65,54	52,16	91,32	92,97

Na tabela V.17 estão apresentados os teores ajustados para o concentrado e rejeito da etapa de flotação após a remoagem. Os teores foram ajustados segundo o método apresentado por WILLS (2006). Para a rota alternativa, os valores obtidos para as constantes foram: $C_{aj} = 0,8345$; $h = 1,720$; $r_{kFe} = 0,265$; $r_{kSiO_2} = 0,185$. Na tabela também estão apresentados os valores de recuperação mássica e metálica. Para a rota de referência, os valores obtidos para as constantes foram: $C_{aj} = 0,877$; $h = 1,780$; $r_{kFe} = -0,637$; $r_{kSiO_2} = 0,-0,423$. A recuperação metálica foi calculada considerando o valor da recuperação mássica e os teores de ferro da alimentação e do concentrado. A variância (incerteza) associada à determinação do valor da recuperação metálica foi definida de

acordo com o método apresentado por WILLS (2006). Para a amostra gerada na rota alternativa, a variância associada à recuperação metálica (VR) é igual a 0,59. Para a amostra gerada na rota de referência, a variância associada à recuperação metálica (VR) é igual a 2,54.

Tabela V.17: Teores ajustados para o concentrado e rejeito assim como os valores de recuperação mássica e metálica para a etapa de flotação após a remoagem

Amostra	Massa Teste (g)			SiO ₂		Fe		Recuperação	
	Conc.	Rejeito	Total	Conc.	Rejeito	Conc.	Rejeito	Peso	Metálica
Rota Alternativa	1178,4	318,1	1496,5	1,46	35,31	66,94	43,19	78,74	83,45
Rota Referência	1339,0	127,3	1466,2	2,29	22,43	65,54	52,16	91,32	94,61

Os resultados de recuperação mássica e metálica assim como os parâmetros de processo obtidos para as duas rotas avaliadas estão apresentados na figura 5.26.

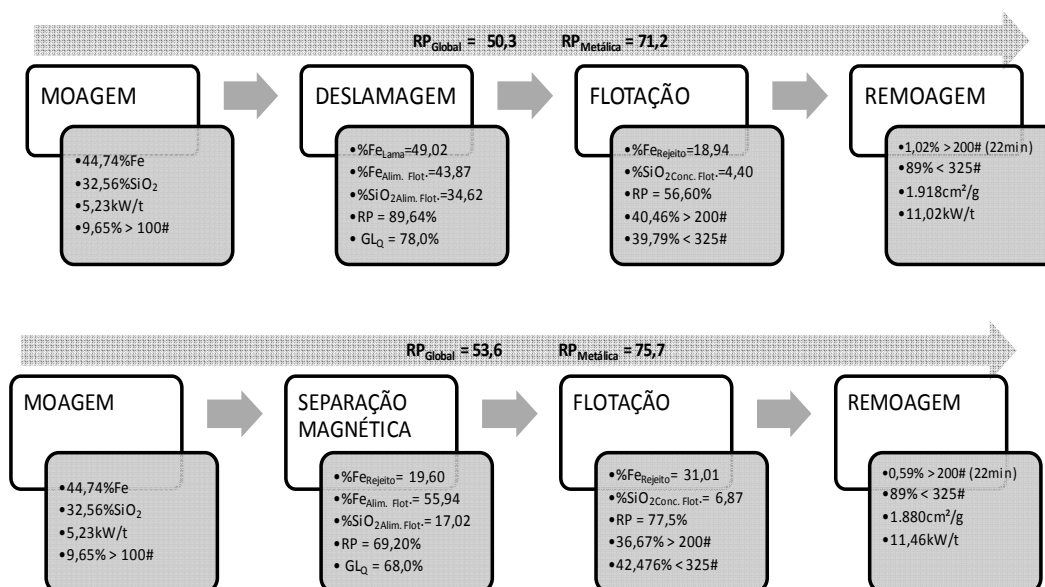


Figura 5.26: Recuperações mássica e metálica assim como os parâmetros de processo obtidos para as duas rotas avaliadas.

As duas rotas de processo podem ser comparadas de acordo com os resultados de teor de Fe no rejeito e teor de SiO_2 no concentrado conforme apresentado no gráfico da figura 5.27. No gráfico estão apresentados os teores de SiO_2 no concentrado e o teor de Fe no rejeito para as etapas que constituem cada uma das rotas. Como pode ser observado, os resultados da rota de processo alternativa são superiores em termos de teor de SiO_2 no concentrado e teor de Fe no rejeito para todas as etapas com exceção da primeira etapa de flotação (após a deslamagem na rota de referência e após a separação magnética na rota alternativa). A linha pontilhada representa o teor de SiO_2 objetivo para as duas rotas ($\text{SiO}_2 = 2,0\%$). De acordo com o gráfico, é possível afirmar que reduções no teor de Fe no rejeito na etapa de flotação do pré-concentrado através da utilização de novos sistemas de reagentes e/ou novos equipamentos podem aumentar ainda mais a recuperação mássica e metálica global da rota alternativa.

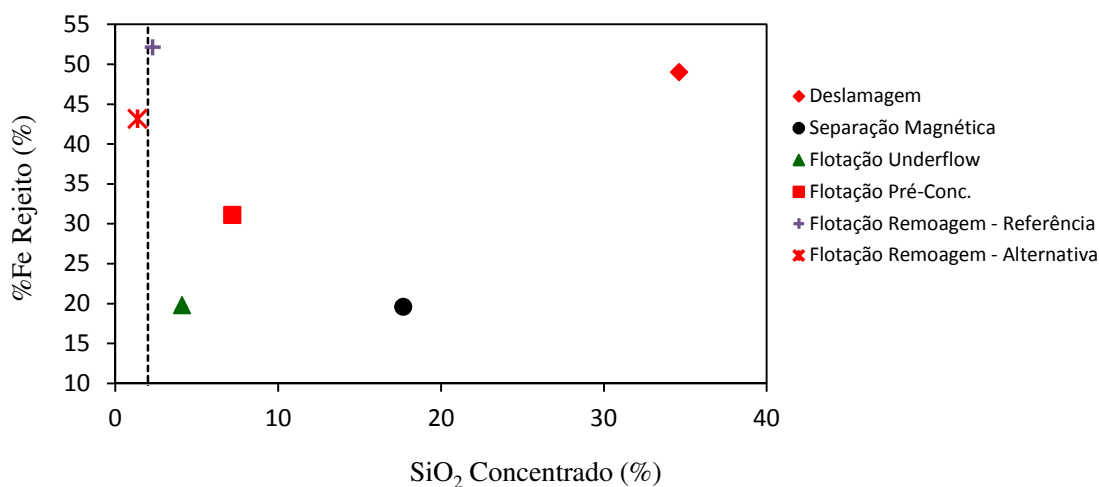


Figura 5.27: Resultados de teor de SiO_2 no concentrado e teor de Fe no rejeito para as etapas que constituem cada uma das rotas.

A maior capacidade da rota alternativa de produzir concentrados que atendam o teor de SiO_2 objetivo (2,0%) pode ser evidenciada no gráfico da figura 5.28. No gráfico estão apresentados os valores do teor de SiO_2 no concentrado e a recuperação metálica para cada uma das etapas que constituem as duas rotas de processo. Como pode ser

observado, a maior inclinação da reta associada à rota alternativa implica em uma maior capacidade de produzir concentrados com menor teor de SiO_2 a partir de ROM com maiores teores de SiO_2 .

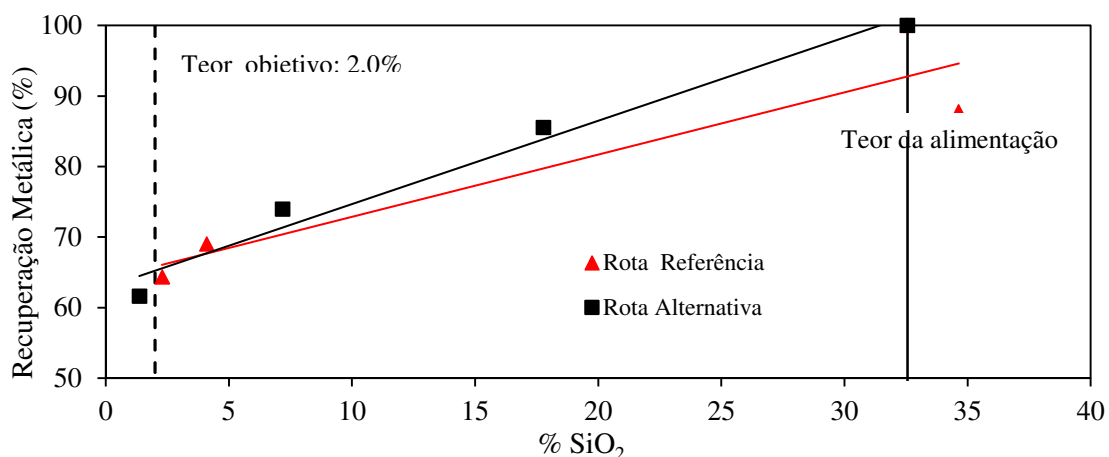


Figura 5.28: Teor de SiO_2 no concentrado e a recuperação metálica para cada uma das etapas que constituem as duas rotas de processo.

Os resultados podem ser avaliados considerando o processo de beneficiamento de minério de ferro de acordo com a rota esquematizada na figura 5.29. Na figura estão representadas as entradas do processo de beneficiamento de minério de ferro, minério + parâmetros de processo (energia nas etapas de moagem primária e secundária; a razão entre a massa de SiO_2 na alimentação da flotação e o volume de flotação instalado; e o percentual de material menor que $10\mu\text{m}$ na alimentação da flotação). Considerando as características do minério na entrada do processo, a capacidade da rota de processo em garantir os parâmetros em níveis adequados (requeridos pelas características do minério) determina as saídas do processo: concentrado, lama e rejeito. Dessa forma, a rota de processo alternativa permite processar minérios com menor teor de Fe uma vez que aumenta o teor de Fe na alimentação da etapa de flotação reduzindo as perdas de mineral útil para a barragem na forma de rejeito e lama. Além disso, a rota alternativa também é capaz de produzir concentrado dentro das especificações em termos de qualidade física e química. A aplicação da rota alternativa ou mista está condicionada a

existência de diferenças na susceptibilidade magnética entre o mineral minério e os minerais de ganga.

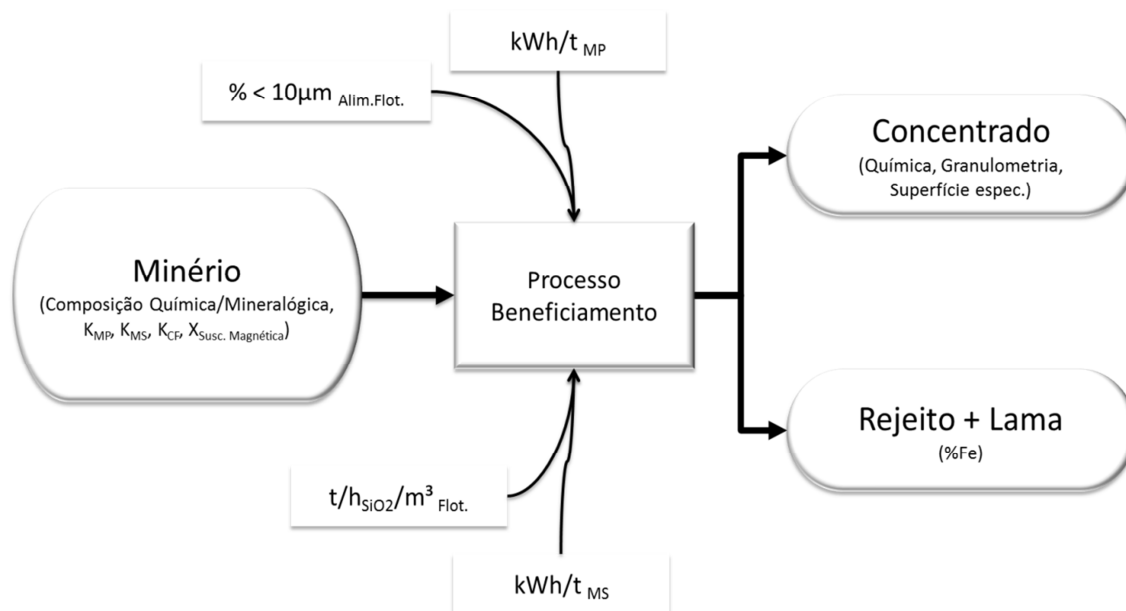


Figura 5.29: Representação das entradas do processo de beneficiamento de minério de ferro, minério + parâmetros de processo, assim como as saídas do processo (concentrado, rejeito e lama).

6 CONCLUSÕES

Os resultados obtidos comprovam o potencial da rota de processo alternativa caracterizada pela etapa de separação magnética. As recuperações mássica e metálica obtidas com a rota alternativa (separação magnética + flotação) foram em termos absolutos 3,3% e 4,4% maiores que as respectivas recuperações obtidas com a rota de referência (deslamagem + flotação).

Considerando os testes de cinética de flotação, mesmo com o menor grau de liberação do quartzo na fração maior que $149\mu\text{m}$ (68,0% para o pré-concentrado magnético e 78,0% para o *underflow* da deslamagem), os teores de SiO_2 no concentrado obtidos na rota alternativa foram inferiores aos teores de SiO_2 no concentrado obtido com a rota de referência.

O teor de Al_2O_3 e os valores de PPC são maiores no concentrado gerado na rota de processo de referência (deslamagem e flotação).

A energia requerida na etapa de remoagem foi equivalente para as amostras geradas nas duas rotas de processo consideradas no estudo.

Considerando os resultados obtidos na etapa de separação magnética, é possível concluir que: (i) o óxido de alumínio não está associado a minerais que têm Fe na estrutura; (ii) os valores de perda por calcinação estão associados a minerais que têm Fe na estrutura; (iii) o fósforo está associado a minerais que tem Fe na estrutura; (iv) tanto a hematita especular quanto a hematita porosa se concentram na fração magnética nas etapas *rougher* e *scavenger*; (v) a goethita se concentra na fração magnética apenas na etapa *scavenger*, uma vez que este mineral apresenta menor suscetibilidade magnética e a intensidade do campo magnético aplicada na etapa *scavenger* é maior; (vi) toda a magnetita presente na alimentação é direcionada para a fração magnética na etapa *rougher*; (vii) o percentual de sólidos (p/p) obtido na fração magnética não é adequado para o processamento em máquinas de flotação. Por isso, será necessário incluir etapas de adensamento em hidrociclones entre as etapas de separação magnética e a etapa de flotação.

Considerando as faixas granulométricas que tiveram sua susceptibilidade magnética avaliada, os resultados mostraram que a susceptibilidade magnética é maior nas frações granulométricas mais finas e menores nas frações granulométricas mais grossas. A intensidade da susceptibilidade magnética está associada ao teor de ferro nas frações granulométricas consideradas.

Além disso, na análise de microscopia eletrônica de varredura (MEV) e microanálise (EDS) foram identificadas fases minerais com composição de óxidos de ferro com traços de silício. Estes traços de silício podem estar relacionados a associações de microcristais de quartzo e cristais de hematita.

Com o potencial demonstrado para aumentar a recuperação mássica e metálica do processo, para reduzir o teor de SiO_2 na alimentação da etapa de flotação além de permitir obter menores teores de SiO_2 no concentrado, a rota de processo alternativa (separação magnética + flotação) se torna uma alternativa para o processamento de minérios de baixo teor de Fe.

7 RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

Os resultados obtidos com a rota de processo alternativa, caracterizada pela etapa de separação magnética, criam a possibilidade de alimentar as etapas subsequentes de flotação com teores de Fe maiores que o teor de Fe na alimentação da usina de beneficiamento. Considerando a redução do teor de Fe na alimentação das usinas de beneficiamento, a rota de processo caracterizada pela etapa de separação magnética é uma alternativa para o processamento dos minérios futuros com baixo teor de Fe na alimentação. Por exemplo, considerando a razão de enriquecimento de 1,24 obtida nos testes (razão = $55,42\%Fe$ na alimentação da flotação / $44,00\%Fe$ na alimentação da usina), se o teor de Fe na alimentação da planta de beneficiamento for igual a $35,00\%$, o teor de Fe na alimentação da etapa de flotação seria igual a $43,00\%$. Maiores teores de Fe na alimentação da flotação implica em uma redução na massa de SiO_2 a ser flotada na etapa de flotação.

Além disso, o emprego da rota de processo alternativa apresenta potencial para aumentar as recuperações mássica e metálica. Em um cenário de redução do teor de Fe na alimentação, o aumento da recuperação minimiza os impactos do menor teor de mineral útil na alimentação da usina.

8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

1. Desenvolver modelos matemáticos para estimar as recuperações mássica e metálica em separadores magnéticos.
2. Verificar ou caracterizar o tipo de associação dos microcristais de quartzo com os óxidos de ferro.
3. Avaliar e comparar os resultados da flotação do *underflow* gerado na deslamagem com os resultados da flotação do pré-concentrado magnético.

9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARVIDSON, B.R. Metallurgical and Economic Advantages of High Gradient Magnetic Separators. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 12, 1977, São Paulo. Meeting 4 – Paper 4. São Paulo: Nacional – Publicações e Publicidade, p. 1-41, 1977.

BARTNIK, J.A., ZABEL, W.H. and HOPSTOCK, D.M. On The Production of Iron Ore Superconcentrate by High-Intensity Magnetic Separation. International Journal of Mineral Processing, Volume 2, p. 117-126, Oct. 1975.

BLUM, P. Magnetic Susceptibility In. BLUM, P. Physical Properties Handbook: A Guide to the Shipboard Measurement of Physical Properties of Deep-sea Cores by the Ocean Drilling Program. 1. ed. Chapter 04, p. 4-1 – 4-10, 1997.

CAVANOUGH, G.L., HOLTHAM, P.N. and POWELL, T.M. Magnetic Susceptibility Measurement Applied to the Minerals Industry. Minerals Engineering, Volume 19, p. 1588-1599, Jul. 2006.

CHEN, L. Effect of Magnetic Field Orientation on High Gradient Magnetic Separation Performance. Minerals Engineering, Volume 24, p. 88-99, Oct. 2011.

CHEN, L., XIONG, D. and HUANG, H. Pulsating High-Gradient Magnetic Separation of Fine Hematite from Tailings. Minerals & Metallurgical Processing, Volume 26, p. 163-168, Aug. 2009.

CORRANS, I.J. and SVOBODA, J. Magnetic Separation in South Africa. Magnetic Separation News, Volume 1, p. 205-232, 1985.

CUI, Z., LIU, Q. and ETSELL, T.H. Magnetic Properties of Ilmenite, Hematite and Oilsand Minerals After Roasting. Minerals Engineering, Volume 15, p. 1121-1129, Oct. 2002.

DOBBY, G. and FINCH, J.A. An Empirical Model of Capture in a High Gradient Magnetic Separator and its Use in Performance Prediction. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 12, São Paulo. Special Publication vol. 1. São Paulo: Nacional – Publicações e Publicidade, p. 128-152, 1977.

DONDA, J.D. Um Método para Prever o Consumo de Energia na (Re)Moagem de Concentrados de Minérios de Ferro em Moinhos de Bola. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 141 p., 2003. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

HESS, H. H. Notes on Operation of Frantz Isodynamic Magnetic Separator. Princeton University, p. 1-6, 1966.

HOPSTOK, D. M. and COLOMBO, A. F. Processing Finely Ground Oxidized Taconite by Wet High-Intensity Magnetic Separation. In: International Symposium on Fine Particle Processing, vol. 2, 1980. Las Vegas. American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineering, Inc. New York, p. 1242-1260, 1980.

KAWATRA, S.K., EISELE, T.C. and WALQUI, H.J. Optimization of Comminution Circuit Throughput and Product Size Distribution by Simulation and Control. Quarterly Technical Process Report, Michigan Technological University, Department of Chemical Engineering, USA, 9 p, 2002.

KING, R.P. Magnetic Separation. In: KING, R.P. Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems. 1. ed. Butterworth Heinemann, Chapter 4, p. 269-288, 2001.

KLEIN, C. and DUTROW B. Crystal growth and defects; twinning, color, and magnetism. In: KLEIN, C. and DUTROW B. The Manual of Mineral Science. 23. ed. John Wiley & Sons, INC, Chapter 10, p.217-244, 2007a.

KLEIN, C. and DUTROW B. Physical properties of minerals. In: KLEIN, C. and DUTROW B. The Manual of Mineral Science. 23. ed. John Wiley & Sons, INC, Chapter 2, p.19-36, 2007b.

LI, Z. and WATSON J.H.P. The Effect of the Matrix Shape on Vortex Magnetic Separation. Minerals Engineering, Volume 8, p. 401-407, Nov. 1995.

LIU, Q. and FRIEDLANDER F.J. Fine Particle Processing By Magnetic Carrier Methods. Minerals Engineering, Volume 7, p. 449-463, Oct. 1993.

MARTINEZ, H.A.G., SHAOXIAN, S. and VALDIVIESO, A. L. In Situ Observation of Quartz Particles Entrained into Magnetic Coagulates in a Uniform Magnetic Field. Minerals Engineering, Volume 24, p. 963-966, Apr. 2011.

MOSKOWITZ, B. M. Hitchhiker's Guide to Magnetism, Environmental Magnetism Workshop at the Institute for Rock Magnetism, June 5-8, 1991.
http://www.geo.umn.edu/orgs/irm/hg2m/hg2m_b/hg2m_b.html

NESSET, J.E. and FINCH, J.A. Determination of Magnetic Parameters for Field-dependent Susceptibility Minerals by Frantz Isodynamic Magnetic Separator. Mineral Processing Extr. Metall., Volume 89, p. 161-166, Dec. 1980.

NEWS, A. and PASCOE, R.D. Influence of Path Length and Slurry Velocity on the Removal of Iron from Kaolin Using a High Gradient Magnetic Separator. Minerals Engineering, Volume 15, p. 465-467, Mar. 2002.

NOTEBAART, C.W. and VAN DER MEER, F.P. High Selectivity HGMS by Capture on the Downstream Side of Matrix Elements. Minerals Engineering, Volume 5, p. 1135-1145, 1992.

OBERTEUFFER, J. A. and WECHSLER, I. Recent Advances in High Gradient Magnetic Separation. In: International Symposium on Fine Particle Processing, vol. 2.

1980. Las Vegas. American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineering, Inc. vol. 2. New York, p. 11179-1215, 1980.

QUEIROZ, L.A. e BRANDÃO, P.R.G. Aspectos Mineralógicos Relacionados à Concentração Magnética de Minério de Ferro Itabirítico. *Metalurgia & Materiais*, Volume 65, p. 148-151, abr. 2009.

ROCHA, J.M.P Caracterização Mineralógica de Minérios Goethíticos-limoníticos da Mina de Alegria, M.G. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 263 p., 1997. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

ROSENBLUM, S. and BROWNFELD, K. Magnetic Susceptibilities of Minerals. USGS Open-File Report 99-529, p.38, 2000.

SHAO, Y., VEASEY, T. J. and ROWSON, N. A. Wet High Intensity Magnetic Separation of Iron Minerals. *Magnetic and Electrical Separation*, Volume 9, p. 41-51, Mar. 1996.

SONG, S., LU, S. and VALDIVIESO, A.L. Magnetic Separation of Hematite and Limonite Fine as Hydrophobic Floes from Iron Ores. *Minerals Engineering*, Volume 15, p. 415-422, Mar. 2002.

SVOBODA, J. A Realistic Description of the Process of High-Gradient Magnetic Separation. *Minerals Engineering*, Volume 14, p. 1493-1503, Sep. 2001.

SVOBODA, J. The Effect of Magnetic Field Strength on the Efficiency of Magnetic Separation. *Minerals Engineering*, Volume 7, p. 747-757, Sep. 1993.

SVOBODA, J. and FUJITA, T. Recent Developments in Magnetic Methods of Material Separation. *Minerals Engineering*, Volume 16, p. 785-792, Jun. 2003.

TUCKER, P. Modeling Wet High Intensity Magnetic Separation: a case study. *Minerals Engineering*, Volume 7, p. 1881-1300, May. 1994

VIEIRA, M.G. Produção de um pellet feed a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da SAMARCO. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 90 p., 2008. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

WASMUTH, H.D. and UNKELBACH, K.H. Recent Developments in Magnetic Separation of Feebly Magnetic Minerals. *Minerals Engineering*, Volume 4, p. 825-837, 1991

WATSON, J.H.P. and BEHARRELL, P.A. Extracting Values from Mine Dumps and Tailings. *Minerals Engineering*, Volume 19, p. 1580-1587, Oct. 2006

WILLS, B.A. Metallurgical Accounting, Control and Simulation. In: WILLS, B.A. *Mineral Processing Technology*. 7. ed. Butterworth Heinemann, Chapter 3, p. 39-89, 2006.

10 ANEXO

Anexo I – Resultado da análise granulométrica da amostra de minério Futuro.

Abertura (µm)	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.
9.525	0,0	0,00	0,00	100,00
7.938	89,0	5,72	5,72	94,28
6.350	115,4	7,41	13,13	86,87
4.750	92,2	5,92	19,05	80,95
3.360	91,8	5,90	24,94	75,06
2.380	71,5	4,59	29,54	70,46
1.680	71,6	4,60	34,13	65,87
1.190	40,5	2,60	36,73	63,27
1.000	19,8	1,27	38,01	61,99
840	3,375	2,28	40,28	59,72
595	2,216	1,49	41,78	58,22
420	1,786	1,20	42,98	57,02
297	2,493	1,68	44,66	55,34
210	4,709	3,18	47,84	52,16
149	8,588	5,79	53,63	46,37
105	10,175	6,86	60,50	39,50
74	11,390	7,68	68,18	31,82
53	10,771	7,27	75,45	24,55
44	4,632	3,12	78,57	21,43
37	3,524	2,38	80,95	19,05
35	95,80	0,80	81,75	18,25
30	83,74	2,30	84,05	15,95
25	69,71	2,67	86,72	13,28
20	54,56	2,89	89,61	10,39
15	39,99	2,78	92,38	7,62
10	28,11	2,26	94,64	5,36
5	17,65	1,99	96,64	3,36
1	4,21	2,56	99,20	0,80
<1		0,80	100,00	0,00

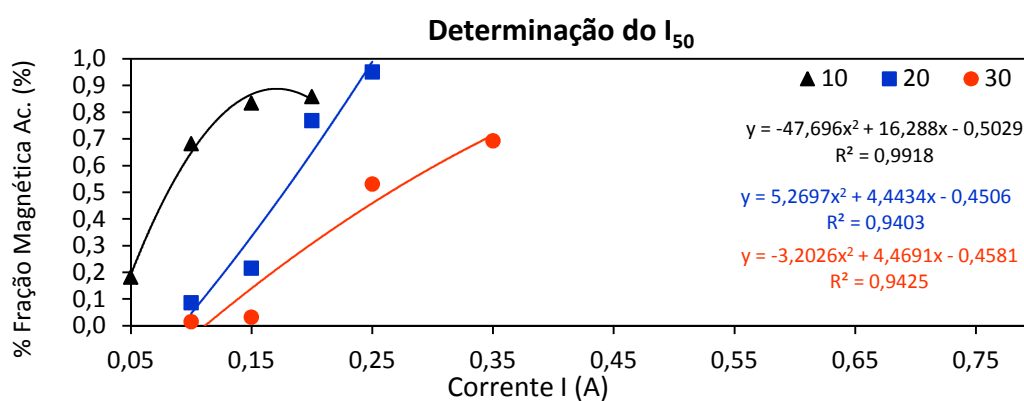
Anexo II – Resultados para a análise do teor de Fe por faixa de tamanho e o cálculo do teor de Fe acumulado.

Abertura (µm)	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂	%Fe Ac.
7938	89	5,72	5,72	94,28	48,78	26,59	0,22	0,05	3,32	0,03	48,78
6350	115,4	7,41	13,13	86,87	50,60	23,71	0,30	0,05	3,50	0,03	49,81
4750	92,2	5,92	19,05	80,95	49,64	25,06	0,34	0,04	3,49	0,04	49,76
3360	91,8	5,90	24,94	75,06	50,44	23,90	0,36	0,05	3,50	0,02	49,92
2.380	71,50	4,59	29,54	70,46	52,14	21,27	0,46	0,06	3,54	0,05	50,26
1.680	71,60	4,60	34,13	65,87	51,67	21,74	0,51	0,06	3,67	0,08	50,45
1.190	40,50	2,60	36,73	63,27	52,93	19,74	0,57	0,06	3,78	0,10	50,63
1.000	19,80	1,27	38,01	61,99	53,29	19,08	0,56	0,057	3,9	0,140	50,72
840	3,38	2,28	40,28	59,72	53,02	19,51	0,56	0,062	3,89	0,100	50,85
595	2,22	1,49	41,78	58,22	52,52	20,26	0,61	0,061	3,74	0,160	50,91
420	1,79	1,20	42,98	57,02	50,11	24,05	0,43	0,042	3,68	0,100	50,88
297	2,49	1,68	44,66	55,34	46,41	29,50	0,59	0,057	3,31	0,120	50,72
210	4,71	3,18	47,84	52,16	36,47	44,61	0,46	0,040	2,61	0,090	49,77
149	8,59	5,79	53,63	46,37	25,39	61,59	0,31	0,030	1,68	0,05	47,14
105	10,18	6,86	60,50	39,50	21,21	68,16	0,26	0,020	1,18	0,03	44,20
74	11,39	7,68	68,18	31,82	25,24	62,44	0,26	0,020	1,14	0,03	42,06
53	10,77	7,27	75,45	24,55	33,62	50,27	0,31	0,022	1,27	0,03	41,25
44	4,63	3,12	78,57	21,43	42,27	37,67	0,35	0,024	1,47	0,02	41,29
37	3,52	2,38	80,95	19,05	48,06	29,48	0,37	0,022	1,36	0,03	41,49
<37	28,24	19,05	100,00	0,00	55,31	16,50	1,44	0,048	2,82	0,05	44,12
Cabeça Calculada					44,12	33,57	0,57	0,04	2,64	0,05	
Cabeça Analisada					44,72	32,56	0,56	0,047	2,79	0,05	

Anexo III – Determinação da Susceptibilidade Magnética para as faixas granulométricas (-37 μ m; +37-44 μ m; +44-53 μ m; +53-74 μ m; +74-105 μ m; +105-149 μ m; +149-210 μ m).

Fração: -37 μ m.

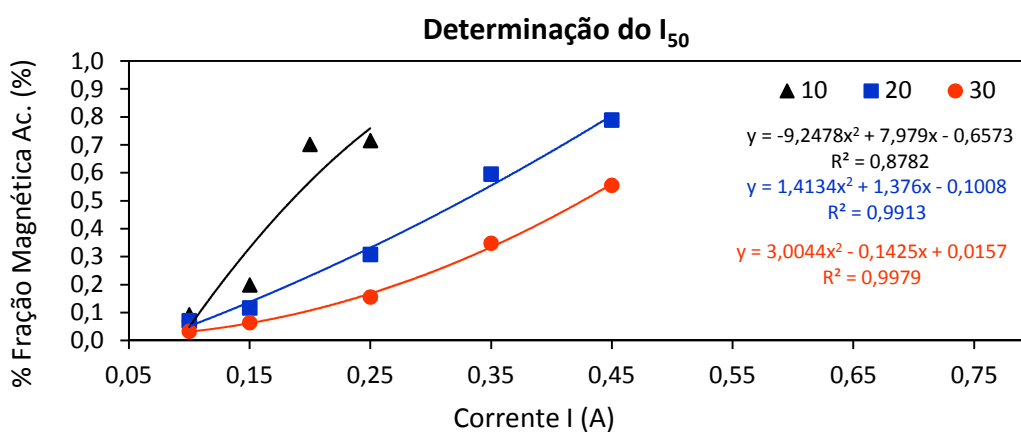
θ	I (A)	Fração Mag (g)	Fração N Mag (g)	%Fração Mag. Acum.
10	0,050	2,360	10,660	0,18
10	0,100	6,520	2,260	0,68
10	0,150	1,980	0,320	0,83
10	0,200	0,310	0,009	0,86
20	0,100	1,030	10,940	0,09
20	0,150	1,550	9,270	0,22
20	0,200	6,610	2,600	0,77
20	0,250	2,181	0,034	0,95
30	0,100	0,130	8,890	0,01
30	0,150	0,160	8,790	0,03
30	0,250	4,500	4,130	0,53
30	0,350	1,453	0,416	0,69



θ	I_{50}	%Fração Mag. Ac.
10	0,081	0,50
20	0,177	0,50
30	0,264	0,50

Fração: +37-44 μ m

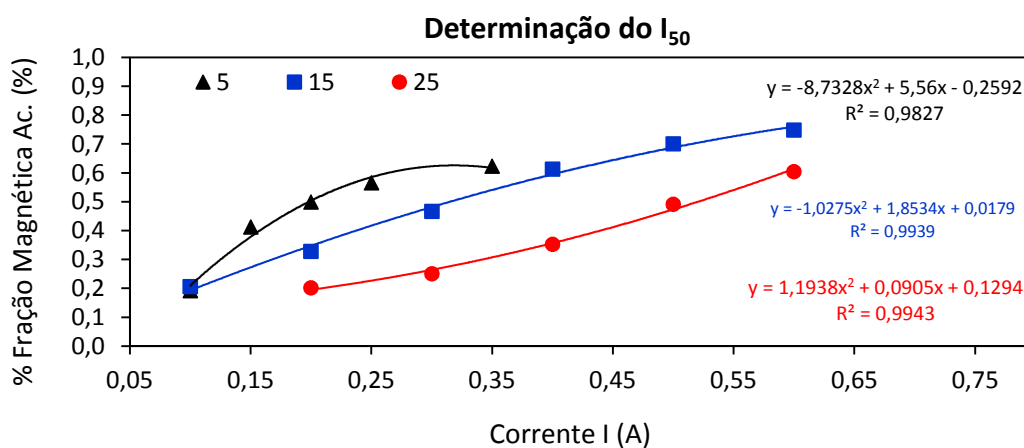
θ	I (A)	Fração Mag (g)	Fração N Mag (g)	%Fração Mag. Acum.
10	0,100	0,750	7,360	0,09
10	0,150	0,860	6,510	0,20
10	0,200	4,080	2,410	0,70
10	0,250	0,110	2,290	0,72
20	0,100	0,550	7,250	0,07
20	0,150	0,360	6,920	0,12
20	0,250	1,490	5,340	0,31
20	0,350	2,240	2,850	0,59
20	0,45	1,510	1,350	0,79
30	0,100	0,300	8,870	0,03
30	0,150	0,290	8,670	0,06
30	0,250	0,830	7,810	0,15
30	0,350	1,770	5,060	0,35
30	0,450	1,900	3,180	0,56



θ	I_{50}	%Fração Mag. Ac.
10	0,184	0,50
20	0,327	0,50
30	0,426	0,50

Fração: +44-53 μ m

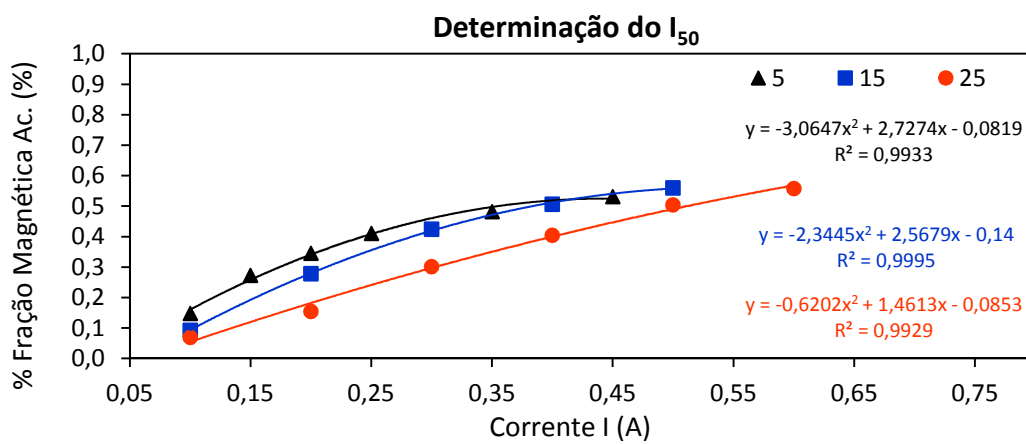
θ	I (A)	Fração Mag (g)	Fração N Mag (g)	Fração Mag. Acum. (g)
5	0,100	1,470	6,200	0,19
5	0,150	1,700	4,450	0,41
5	0,200	0,660	3,760	0,50
5	0,250	0,510	3,210	0,57
5	0,350	0,440	2,750	0,62
15	0,100	1,700	6,520	0,21
15	0,200	1,000	5,000	0,33
15	0,300	1,140	3,840	0,47
15	0,400	1,200	2,630	0,61
15	0,500	0,720	1,900	0,70
15	0,600	0,390	1,490	0,75
25	0,200	1,600	6,300	0,20
25	0,300	0,380	5,900	0,25
25	0,400	0,810	5,090	0,35
25	0,500	1,090	4,000	0,49
25	0,600	0,900	3,100	0,61



θ	I_{50}	%Fração Mag. Ac.
5	0,198	0,50
10	0,316	0,50
20	0,521	0,50

Fração: +53-74 μ m

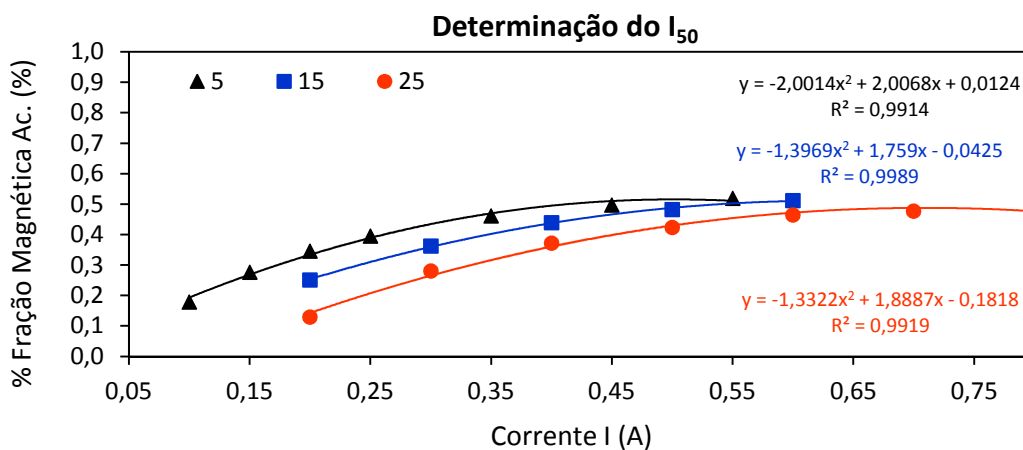
θ	I (A)	Fração Mag (g)	Fração N Mag (g)	Fração Mag. Acum. (g)
5	0,100	1,400	8,060	0,15
5	0,150	1,180	6,230	0,27
5	0,200	0,690	5,570	0,35
5	0,250	0,610	4,940	0,41
5	0,350	0,680	4,290	0,48
5	0,450	0,470	3,870	0,53
15	0,100	0,790	7,710	0,09
15	0,200	1,580	6,190	0,28
15	0,300	1,240	5,000	0,42
15	0,400	0,690	4,360	0,51
15	0,500	0,460	3,920	0,56
25	0,100	0,580	7,770	0,07
25	0,200	0,710	7,060	0,15
25	0,300	1,230	5,840	0,30
25	0,400	0,86	5,030	0,40
25	0,500	0,83	4,260	0,50
25	0,600	0,45	3,830	0,56



θ	I_{50}	%Fração Mag. Ac.
5	0,353	0,50
15	0,383	0,50
25	0,511	0,50

Fração: +74-105 μ m

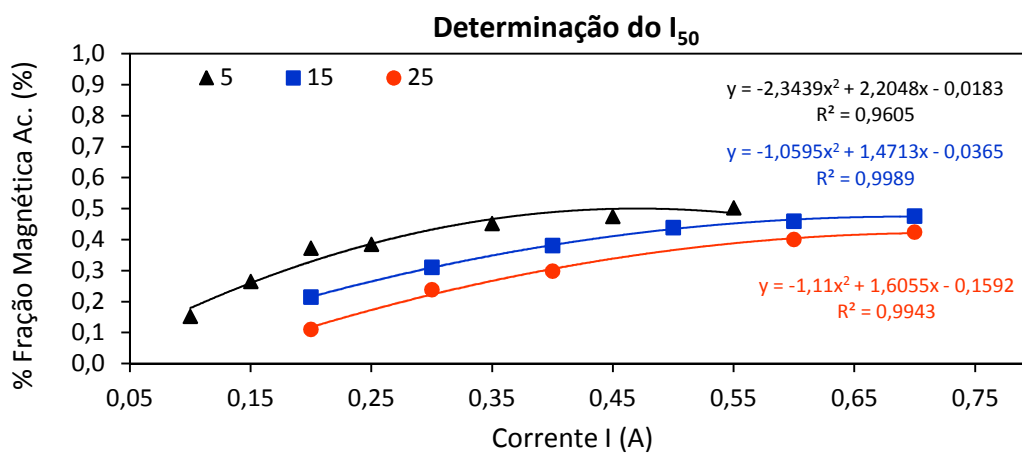
θ	I (A)	Fração Mag (g)	Fração N Mag (g)	Fração Mag. Acum. (g)
5	0,100	1,580	7,270	0,18
5	0,150	0,870	6,870	0,28
5	0,200	0,610	4,910	0,35
5	0,250	0,440	4,460	0,40
5	0,350	0,580	3,900	0,46
5	0,450	0,320	3,580	0,50
5	0,550	0,200	3,410	0,52
15	0,200	1,930	5,740	0,25
15	0,300	0,850	4,910	0,36
15	0,400	0,590	4,310	0,44
15	0,500	0,330	3,930	0,48
15	0,600	0,230	3,730	0,51
25	0,200	0,980	6,580	0,13
25	0,300	1,140	5,400	0,28
25	0,400	0,690	4,640	0,37
25	0,500	0,390	4,230	0,42
25	0,600	0,310	3,910	0,46
25	0,700	0,100	3,840	0,48
25	0,800	0,070	3,740	0,49



θ	I ₅₀	%Fração Mag. Ac.
5	0,502	0,49
15	0,538	0,50
25	0,705	0,49

Fração: +105-149 μ m

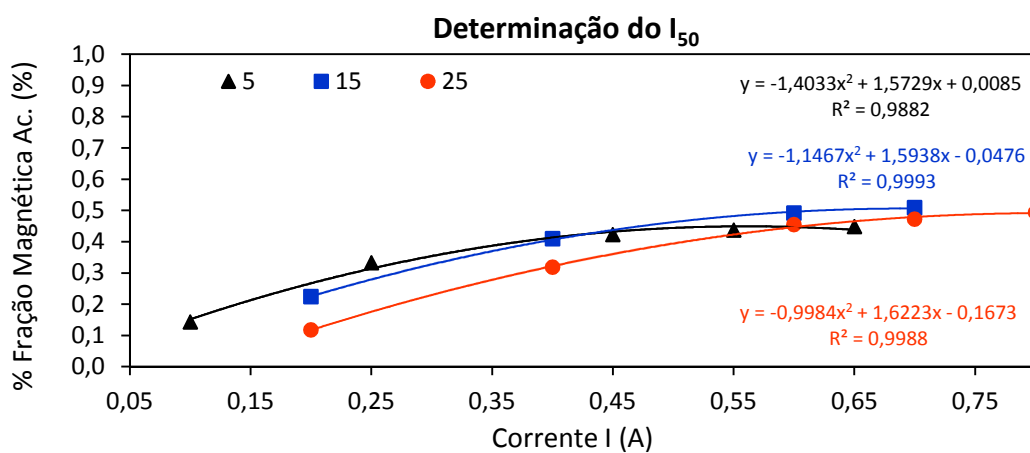
θ	I (A)	Fração Mag. (g)	Fração Não Mag. (g)	Fração Mag. Acum. (g)
5	0,100	1,210	6,710	0,15
5	0,150	0,890	5,770	0,27
5	0,200	0,850	4,820	0,37
5	0,250	0,100	4,660	0,39
5	0,350	0,530	4,120	0,45
5	0,450	0,180	3,910	0,47
5	0,550	0,220	3,680	0,50
15	0,200	1,670	6,100	0,21
15	0,300	0,740	5,330	0,31
15	0,400	0,550	4,820	0,38
15	0,500	0,450	4,300	0,44
15	0,600	0,160	4,180	0,46
15	0,700	0,130	3,990	0,48
25	0,200	0,850	6,840	0,11
25	0,300	0,98	5,800	0,24
25	0,400	0,46	5,230	0,30
25	0,600	0,79	4,350	0,40
25	0,700	0,18	4,230	0,42



θ	I_{50}	%Fração Mag. Ac.
5	0,582	0,47
15	0,693	0,47
25	0,730	0,42

Fração: +149-210 μ m

θ	I (A)	Fração Mag (g)	Fração N Mag (g)	Fração Mag. Acum. (g)
5	0,100	1,670	10,000	0,14
5	0,250	2,220	6,000	0,33
5	0,450	1,050	4,240	0,42
5	0,550	0,160	4,050	0,44
5	0,650	0,130	3,890	0,45
15	0,200	2,060	7,120	0,22
15	0,400	1,700	5,350	0,41
15	0,600	0,750	4,590	0,49
15	0,700	0,160	4,450	0,51
25	0,200	1,060	7,920	0,12
25	0,400	1,800	6,080	0,32
25	0,600	1,220	4,830	0,45
25	0,700	0,160	4,660	0,47
25	0,800	0,190	4,550	0,49



θ	I_{50}	%Fração Mag. Ac.
5	0,549	0,45
15	0,769	0,50
25	0,810	0,49

Anexo IV – Resultados da análise granulométrica para as amostras geradas nos testes de moagem (alimentação, primeira e segunda moagem).

Abertura (μm)	Alimentação da moagem				Primeira moagem				Segunda moagem			
	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.
9.525		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00
7.938	89,00	5,72	5,72	94,28	92,70	1,65	1,65	98,35	47,60	0,84	0,84	99,16
6.350	115,40	7,41	13,13	86,87	154,00	2,74	4,39	95,61	49,50	0,88	1,72	98,28
4.750	92,20	5,92	19,05	80,95	106,80	1,90	6,29	93,71	25,60	0,45	2,18	97,82
3.360	91,80	5,90	24,94	75,06	74,50	1,33	7,62	92,38	12,60	0,22	2,40	97,60
2.380	71,50	4,59	29,54	70,46	46,00	0,82	8,43	91,57	11,20	0,20	2,60	97,40
1.680	71,60	4,60	34,13	65,87	46,20	0,82	9,26	90,74	11,10	0,20	2,80	97,20
1.190	40,50	2,60	36,73	63,27	33,50	0,60	9,85	90,15	8,80	0,16	2,95	97,05
1.000	19,80	1,27	38,01	61,99	13,60	0,24	10,09	89,91	3,30	0,06	3,01	96,99
840	3,38	2,28	40,28	59,72	0,900	0,85	10,95	89,05	0,15	0,14	3,15	96,85
595	2,22	1,49	41,78	58,22	1,059	1,00	11,95	88,05	0,17	0,17	3,32	96,68
420	1,79	1,20	42,98	57,02	2,214	2,10	14,05	85,95	0,42	0,42	3,74	96,26
297	2,49	1,68	44,66	55,34	3,157	2,99	17,04	82,96	0,92	0,91	4,65	95,35
210	4,71	3,18	47,84	52,16	6,429	6,09	23,13	76,87	3,93	3,89	8,54	91,46
149	8,59	5,79	53,63	46,37	9,815	9,30	32,43	67,57	9,49	9,40	17,94	82,06
105	10,18	6,86	60,50	39,50	10,386	9,84	42,27	57,73	11,48	11,37	29,31	70,69
74	11,39	7,68	68,18	31,82	11,573	10,96	53,23	46,77	13,13	13,01	42,32	57,68
53	10,77	7,27	75,45	24,55	11,094	10,51	63,74	36,26	12,60	12,48	54,80	45,20
44	4,63	3,12	78,57	21,43	4,900	4,64	68,38	31,62	5,58	5,53	60,34	39,66
-44	31,77	21,43	100,00	---	33,37	31,62	100,00	---	40,04	39,66	100,00	---

Anexo IV – Resultados da análise granulométrica para as amostras geradas nos testes de moagem (terceira e quarta moagem).

Abertura (µm)	Terceira moagem				Quarta moagem			
	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.
9.525		0,00	0,00	100,00		0,00	0,00	100,00
7.938	15,30	0,27	0,27	99,73	13,80	0,29	0,29	99,71
6.350	30,80	0,55	0,82	99,18	14,50	0,30	0,59	99,41
4.750	17,00	0,30	1,12	98,88	5,70	0,12	0,71	99,29
3.360	10,80	0,19	1,31	98,69	2,20	0,05	0,75	99,25
2.380	5,60	0,10	1,41	98,59	1,40	0,03	0,78	99,22
1.680	5,30	0,09	1,50	98,50	1,90	0,04	0,82	99,18
1.190	3,40	0,06	1,57	98,43	1,40	0,03	0,85	99,15
1.000	1,60	0,03	1,59	98,41	0,80	0,02	0,87	99,13
840	0,07	0,07	1,66	98,34	0,00	0,00	0,87	99,13
595	0,05	0,04	1,71	98,29	0,05	0,05	0,92	99,08
420	0,14	0,13	1,84	98,16	0,04	0,05	0,97	99,03
297	0,29	0,28	2,12	97,88	0,06	0,07	1,03	98,97
210	2,06	1,97	4,09	95,91	0,55	0,61	1,65	98,35
149	7,84	7,53	11,62	88,38	4,22	4,72	6,37	93,63
105	11,62	11,15	22,77	77,23	9,07	10,16	16,53	83,47
74	14,11	13,54	36,32	63,68	12,41	13,90	30,43	69,57
53	13,73	13,19	49,50	50,50	12,27	13,74	44,17	55,83
44	6,18	5,93	55,44	44,56	5,60	6,27	50,44	49,56
-44	46,42	44,56	100,00	---	44,24	49,56	100,00	---

Anexo V – Resultados de recuperação mássica obtida nos testes em escala de bancada. Os testes foram realizados em duplicata.

Teste	Gap (mm)	Campo (G)	Corrente (A)	Massa Alim. Calc. (g)	Massa Fração Magnética (g)	Massa Fração Não Mag. (g)	Massa Fração Magnética (%)	Massa Fração Magnética Média (%)	Massa Fração Não Magnética Média (%)
1	1,5	6.000	1,9	49,97	32,85	17,12	66%	68%	32%
2	1,5	6.000	1,9	46,23	31,05	15,18	67%		
3	1,5	8.000	2,8	48,10	35,09	13,01	73%	73%	27%
4	1,5	8.000	2,8	48,20	34,88	13,32	72%		
5	1,5	10.000	3,8	47,69	36,4	11,29	76%	76%	24%
6	1,5	10.000	3,8	48,49	36,75	11,74	76%		
7	1,5	12.000	5,1	47,83	39,1	8,73	82%	81%	19%
8	1,5	12.000	5,1	47,93	38,41	9,52	80%		
9	2,5	6.000	2,7	47,63	32,46	15,17	68%	67%	33%
10	2,5	6.000	2,7	48,30	31,61	16,69	65%		
11	2,5	8.000	3,5	48,00	34,77	13,23	72%	72%	28%
12	2,5	8.000	3,5	47,88	34,43	13,45	72%		
13	2,5	10.000	5,2	47,89	36,35	11,54	76%	76%	24%
14	2,5	10.000	5,2	48,11	36,61	11,5	76%		
15	2,5	12.000	7,5	47,92	37,28	10,64	78%	78%	22%
16	2,5	12.000	7,5	47,71	36,85	10,86	77%		

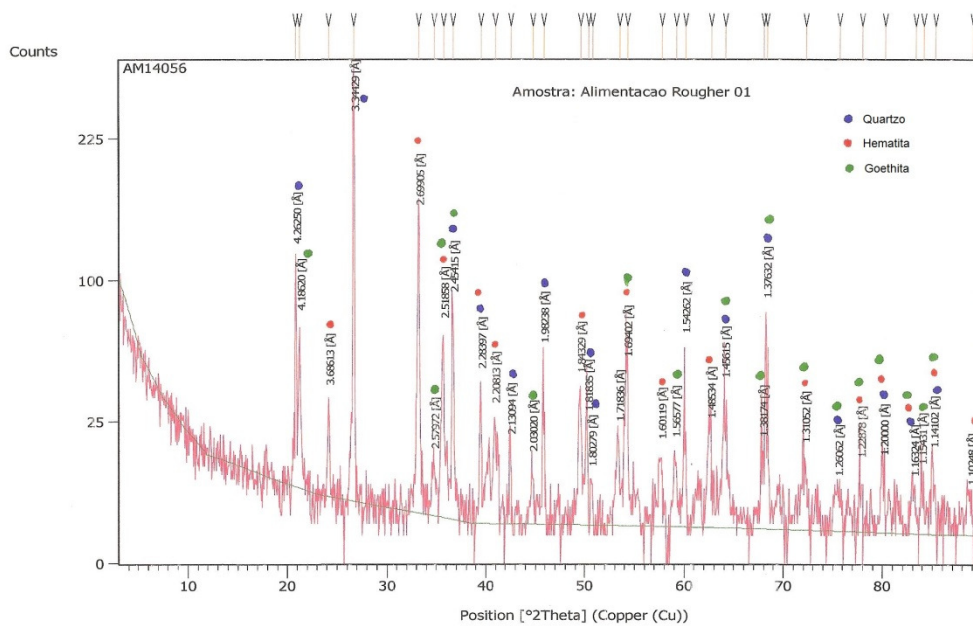
Teste	Gap (mm)	Campo (G)	Corrente (A)	Massa Alim. Calc. (g)	Massa Fração Magnética (g)	Massa Fração Não Mag. (g)	Massa Fração Magnética (%)	Massa Fração Magnética Média (%)	Massa Fração Não Magnética Média (%)
17	3,8	6.000	3,1	47,74	28,54	19,2	60%	61%	39%
18	3,8	6.000	3,1	47,85	29,6	18,25	62%		
19	3,8	8.000	4,5	47,83	34,03	13,8	71%	71%	29%
20	3,8	8.000	4,5	48,26	34,06	14,2	71%		
21	3,8	10.000	7,1	48,37	36,09	12,28	75%	74%	26%
22	3,8	10.000	7,1	48,56	35,86	12,7	74%		
23	3,8	12.000	12,9	48,50	35,79	12,71	74%	73%	27%
24	3,8	12.000	12,9	47,81	34,92	12,89	73%		
25	5,0	6.000	4,0	51,00	31,7373	19,26	62%	62%	38%
26	5,0	6.000	4,0	53,00	32,57	20,43	61%		
27	5,0	8.000	5,5	50,00	34,40	15,60	69%	69%	31%
28	5,0	8.000	5,5	50,00	34,73	15,27	69%		
29	5,0	10.000	6,9	49,00	34,70	14,30	71%	71%	29%
30	5,0	10.000	6,9	49,00	35,14	13,86	72%		
31	5,0	12.000	12,2	50,00	35,09	14,91	70%	72%	28%
32	5,0	12.000	12,2	50,00	36,41	13,59	73%		

Anexo VI – Resultados da análise química obtida nos testes em escala de bancada. Os testes foram realizados em duplicata.

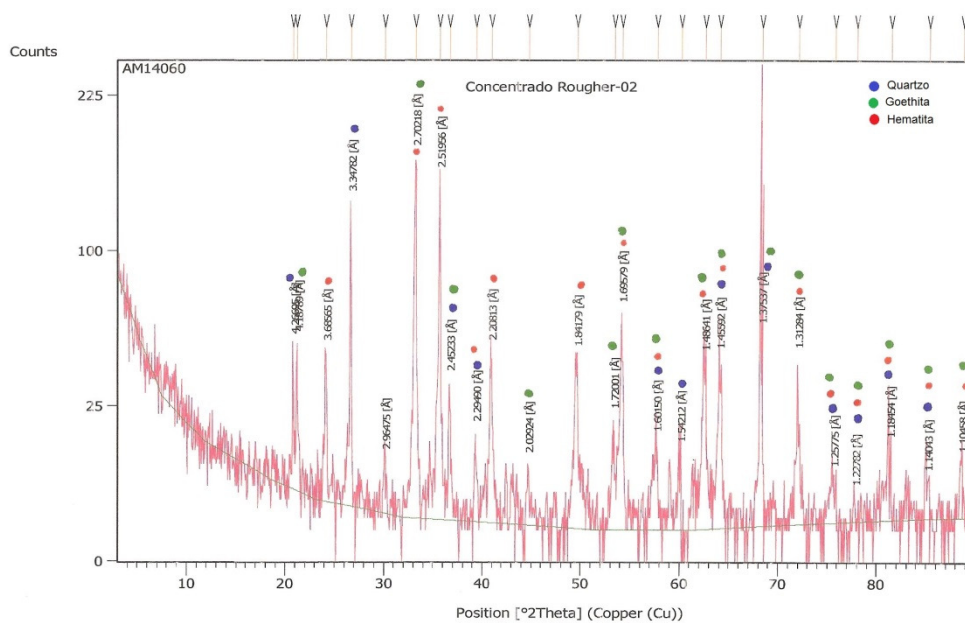
Teste	Gap (mm)	Campo (G)	Corrente (A)	Fração Mag.						Fração Não Mag.					
				% Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂	% Fe	%SiO ₃	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂
1	1,5	6.000	1,9	55,39	17,59	0,41	0,040	2,65	0,07	18,78	69,71	0,80	0,034	2,51	0,05
2	1,5	6.000	1,9	56,91	15,43	0,37	0,038	2,69	0,06	22,11	64,84	0,75	0,033	2,66	0,06
3	1,5	8.000	2,8	54,39	18,86	0,43	0,043	2,79	0,06	15,48	75,01	0,76	0,029	1,99	0,04
4	1,5	8.000	2,8	55,37	17,41	0,41	0,040	2,87	0,06	14,28	76,84	0,71	0,025	1,94	0,04
5	1,5	10.000	3,8	54,43	18,62	0,47	0,043	2,93	0,06	9,94	83,63	0,69	0,021	1,39	0,03
6	1,5	10.000	3,8	53,94	19,33	0,43	0,043	2,96	0,06	11,2	81,60	0,69	0,018	1,63	0,03
7	1,5	12.000	5,1	51,39	23,08	0,46	0,042	2,83	0,06	10,85	82,30	0,73	0,023	1,38	0,03
8	1,5	12.000	5,1	52,25	21,77	0,44	0,041	2,93	0,06	10,42	82,83	0,67	0,020	1,53	0,03
9	2,5	6.000	2,7	55,69	17,15	0,40	0,039	2,68	0,06	19,5	68,80	0,73	0,031	2,46	0,06
10	2,5	6.000	2,7	54,59	19,13	0,38	0,039	2,29	0,06	23,33	63,23	0,70	0,032	2,58	0,06
11	2,5	8.000	3,5	53,15	20,72	0,42	0,039	2,72	0,06	19,37	69,25	0,71	0,029	2,23	0,05
12	2,5	8.000	3,5	54,05	19,34	0,41	0,040	2,82	0,06	17,47	71,94	0,68	0,032	2,28	0,05
13	2,5	10.000	5,2	53,03	20,67	0,45	0,043	2,90	0,06	15,76	74,99	0,65	0,021	1,74	0,04
14	2,5	10.000	5,2	52,16	21,85	0,47	0,046	2,94	0,06	17,38	72,42	0,67	0,024	1,96	0,05
15	2,5	12.000	7,5	52,58	21,41	0,46	0,041	2,80	0,06	14,38	77,03	0,60	0,020	1,73	0,04
16	2,5	12.000	7,5	52,87	19,39	0,44	0,039	4,43	0,06	13,73	77,85	0,68	0,021	1,75	0,04

Teste	Gap (mm)	Campo (G)	Corrente (A)	Fração Mag.						Fração Não Mag.					
				% Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂	% Fe	%SiO ₃	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂
17	3,8	6.000	3,1	57,46	14,77	0,37	0,040	2,56	0,06	24,6	61,42	0,70	0,033	2,57	0,06
18	3,8	6.000	3,1	55,39	17,71	0,38	0,039	2,57	0,06	23,0	63,67	0,68	0,032	2,63	0,06
19	3,8	8.000	4,5	54,90	18,09	0,41	0,041	2,85	0,07	17,06	72,71	0,69	0,021	2,11	0,05
20	3,8	8.000	4,5	54,49	18,75	0,43	0,039	2,77	0,06	18,55	70,58	0,69	0,026	2,10	0,05
21	3,8	10.000	7,1	54,32	18,89	0,42	0,041	2,87	0,06	16,07	74,30	0,69	0,025	1,94	0,04
22	3,8	10.000	7,1	53,36	20,27	0,44	0,041	2,85	0,06	17,16	72,91	0,61	0,025	1,85	0,04
23	3,8	12.000	12,9	53,14	22,44	0,44	0,040	0,99	0,06	17,04	73,16	0,62	0,021	1,77	0,04
24	3,8	12.000	12,9	53,67	19,09	0,44	0,043	3,57	0,07	16,68	73,78	0,58	0,019	1,71	0,04
25	5,0	6.000	4,0	57,15	15,33	0,39	0,037	2,44	0,05	21,89	65,25	0,76	0,033	2,57	0,05
26	5,0	6.000	4,0	57,83	14,33	0,40	0,035	2,46	0,05	22,50	64,36	0,73	0,035	2,61	0,05
27	5,0	8.000	5,5	55,18	17,89	0,44	0,038	2,64	0,05	19,71	68,89	0,68	0,030	2,14	0,04
28	5,0	8.000	5,5	56,10	16,44	0,44	0,041	2,76	0,06	16,38	73,79	0,71	0,028	1,99	0,03
29	5,0	10.000	6,9	56,13	16,39	0,43	0,040	2,78	0,06	18,51	70,83	0,73	0,023	1,89	0,03
30	5,0	10.000	6,9	55,56	17,18	0,45	0,042	2,78	0,06	16,1	74,29	0,67	0,023	1,94	0,03
31	5,0	12.000	12,2	56,13	16,36	0,45	0,042	2,78	0,06	14,88	76,13	0,70	0,022	1,82	0,03
32	5,0	12.000	12,2	54,77	18,27	0,47	0,040	2,80	0,06	14,48	76,84	0,66	0,021	1,72	0,03

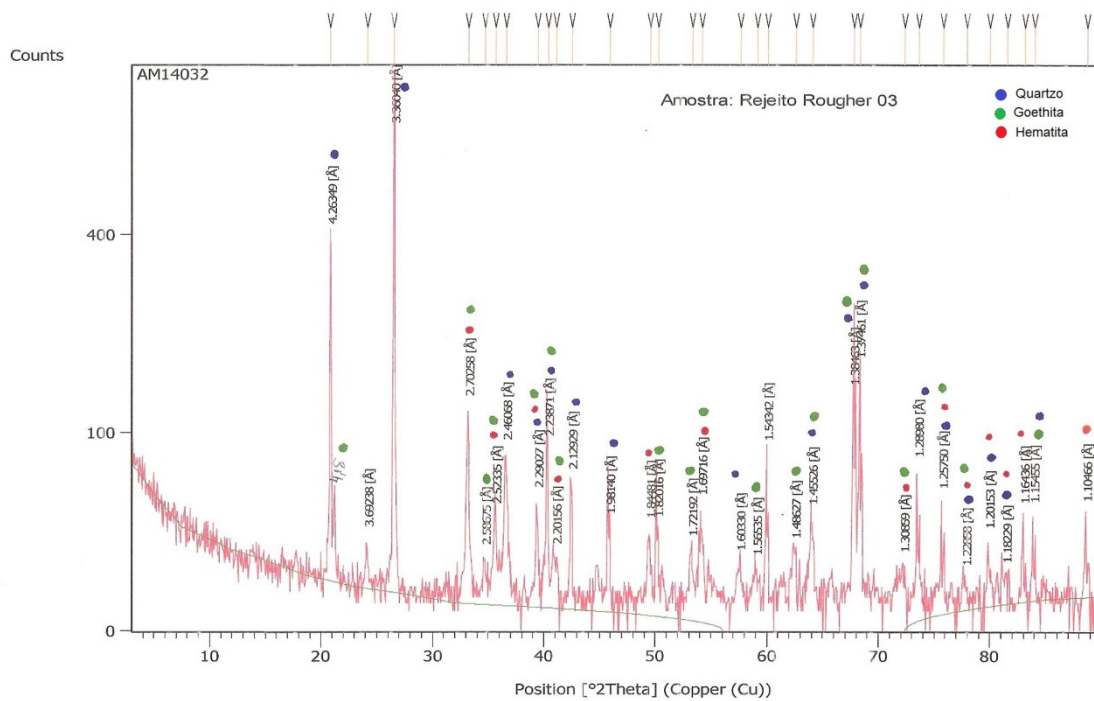
Anexo VII - Difratoograma de raios X referente à análise de cada uma das amostras geradas nos testes de separação magnética em escala piloto.



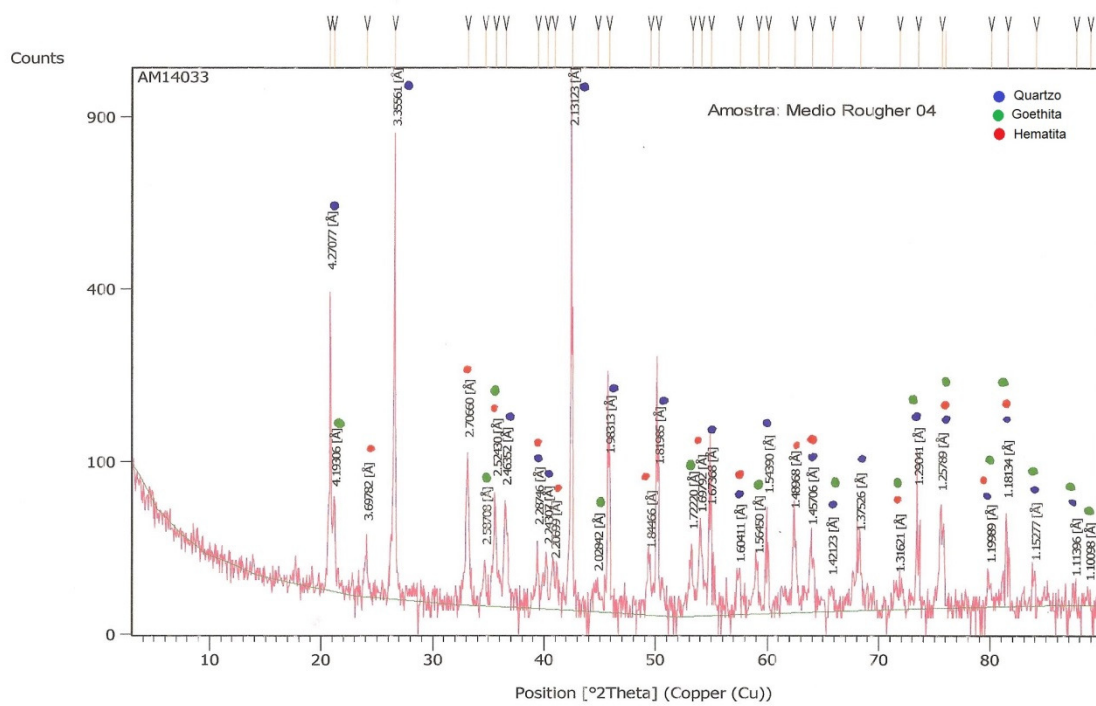
Difratoograma alimentação rougher.



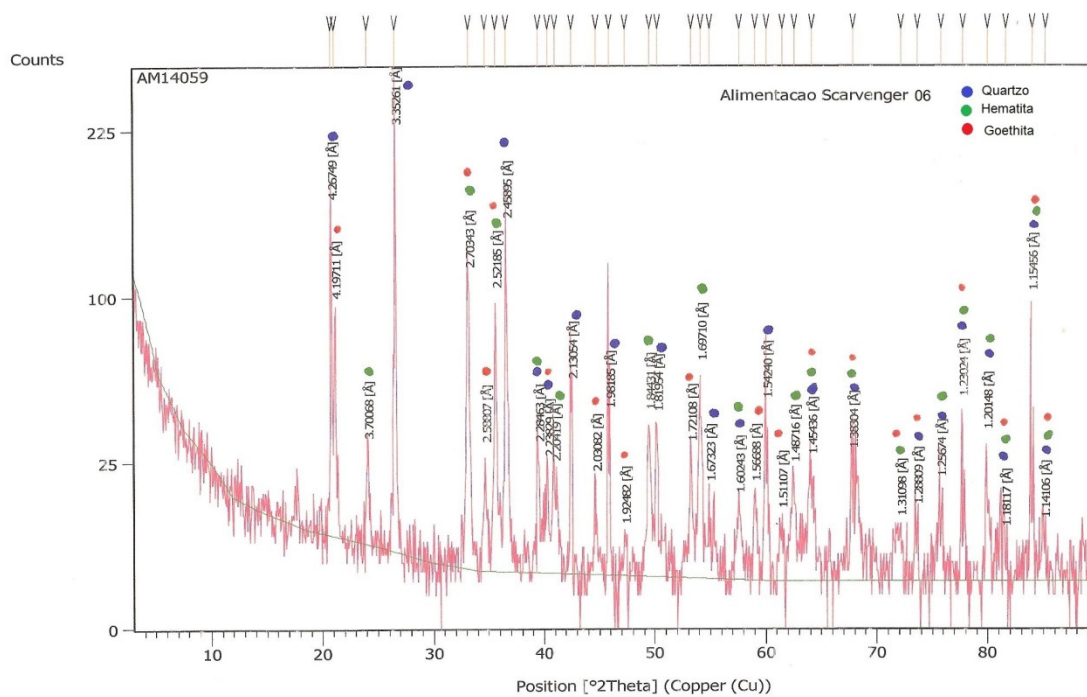
Difratoograma concentrado rougher.



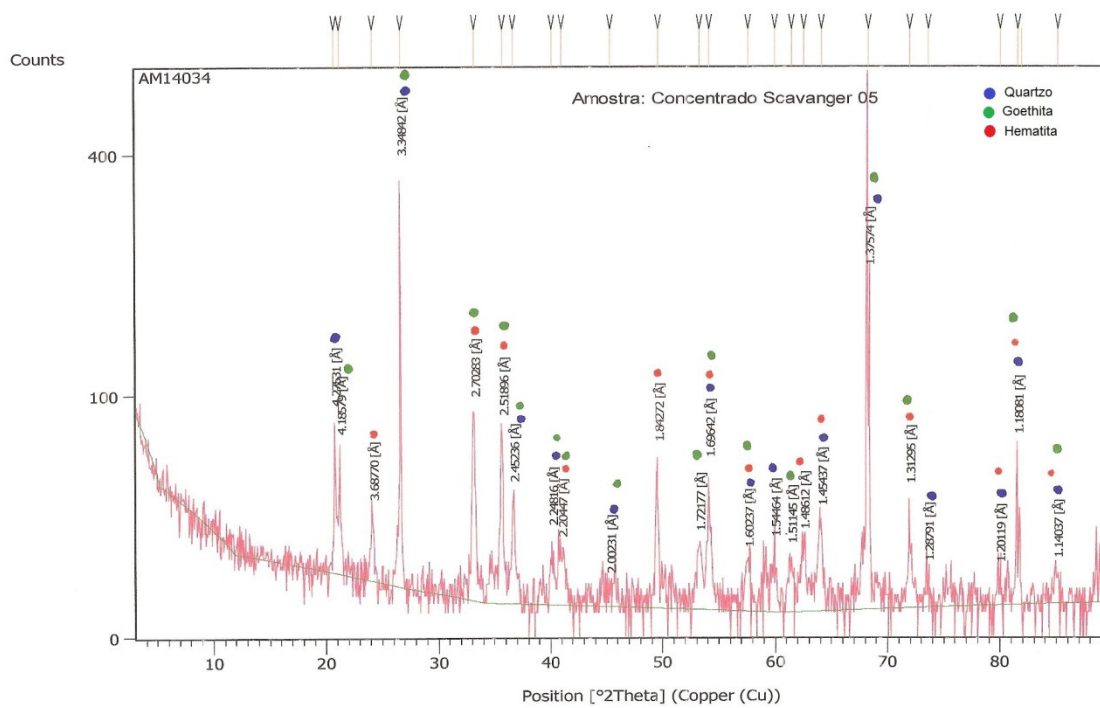
Difratograma rejeito rougher.



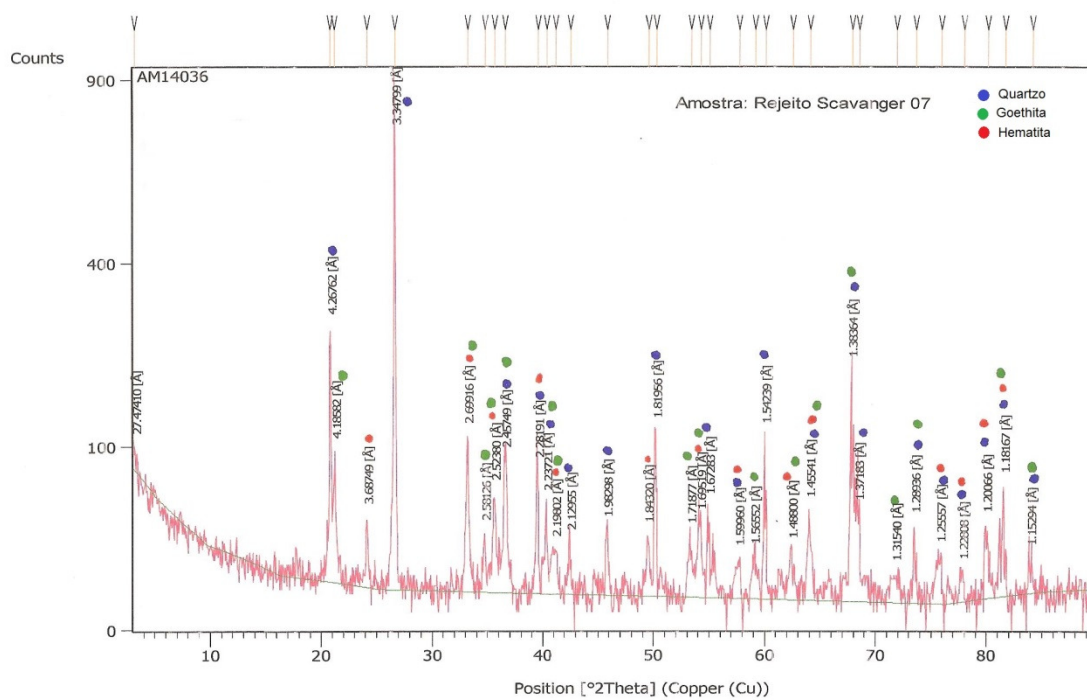
Difratograma médios rougher.



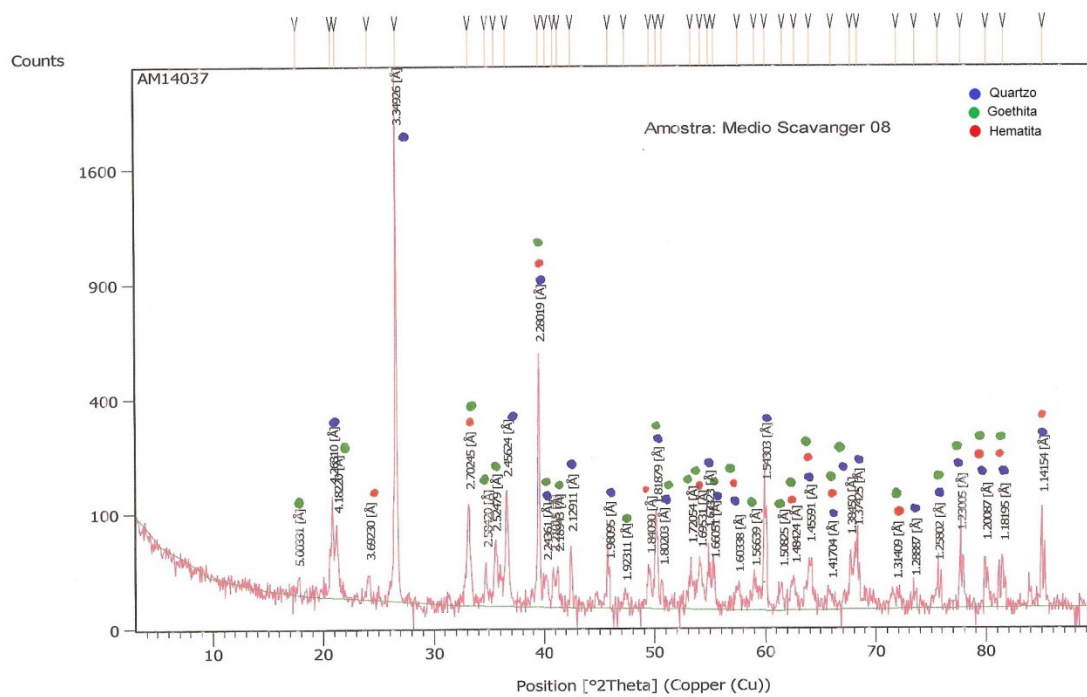
Difratograma alimentação scavenger.



Difratograma concentrado scavenger.

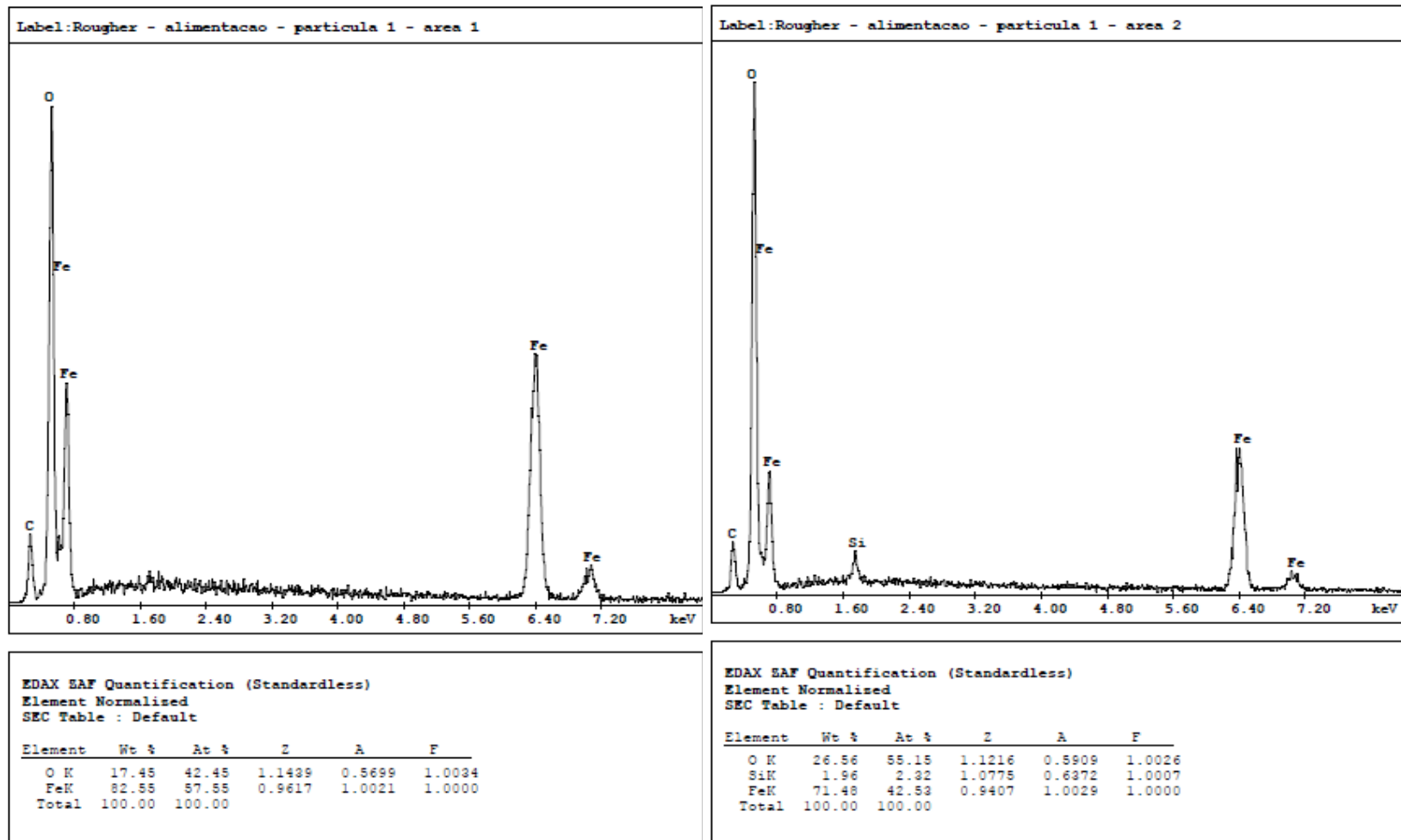


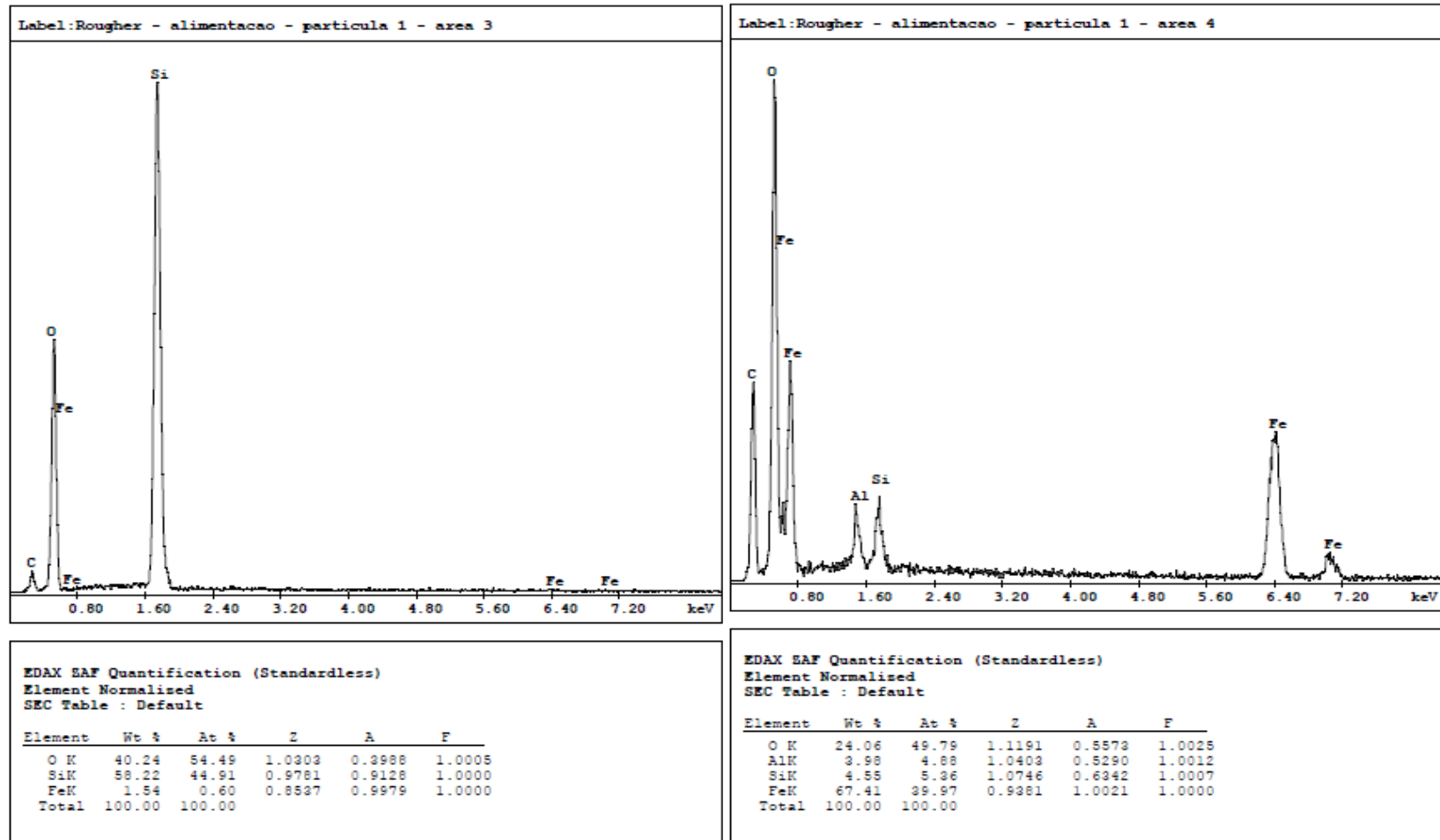
Difratograma rejeito scavenger.

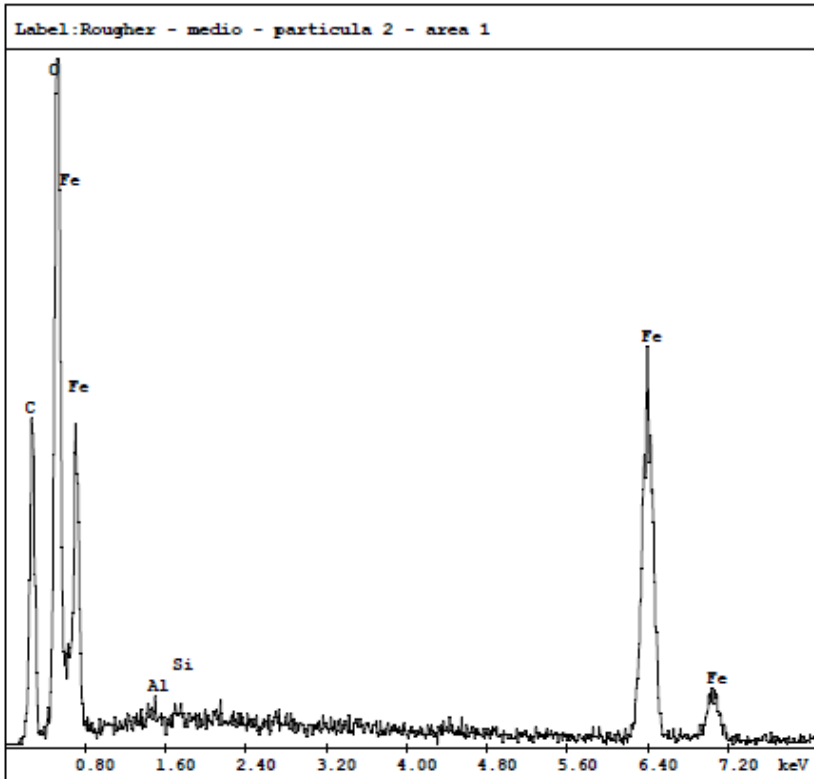


Difratograma médios scavenger.

Anexo VIII – Resultado da microanálise utilizando espectrômetros de raios-X dispersivo em energia (EDS) para as amostras geradas nos testes de separação magnética em escala piloto.

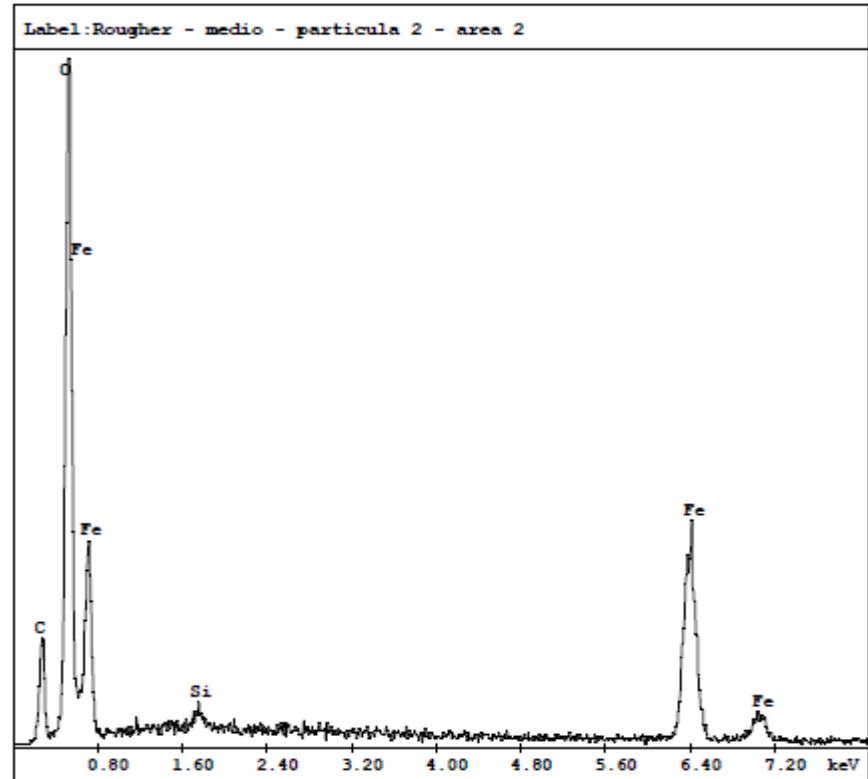






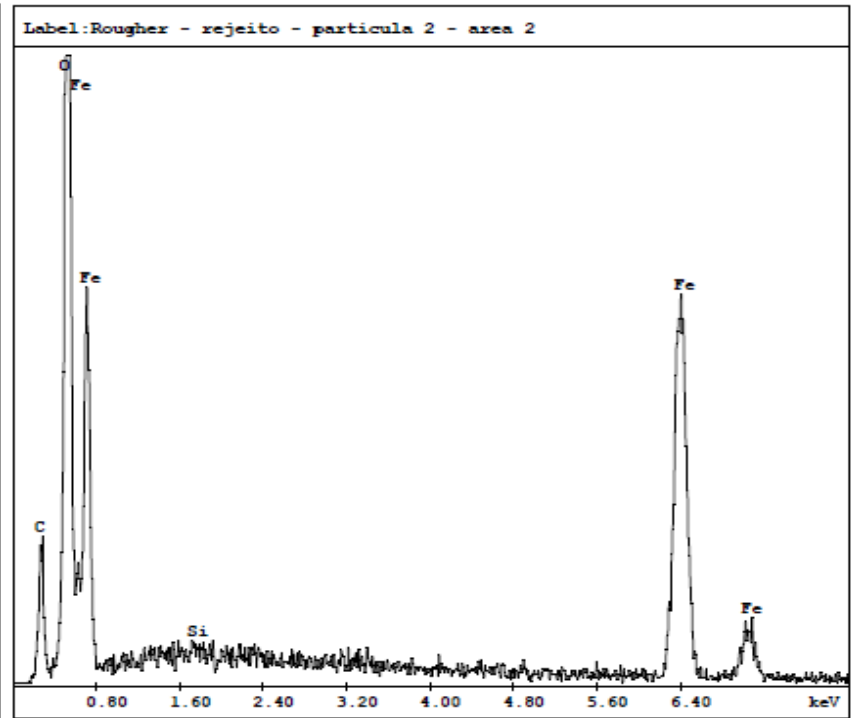
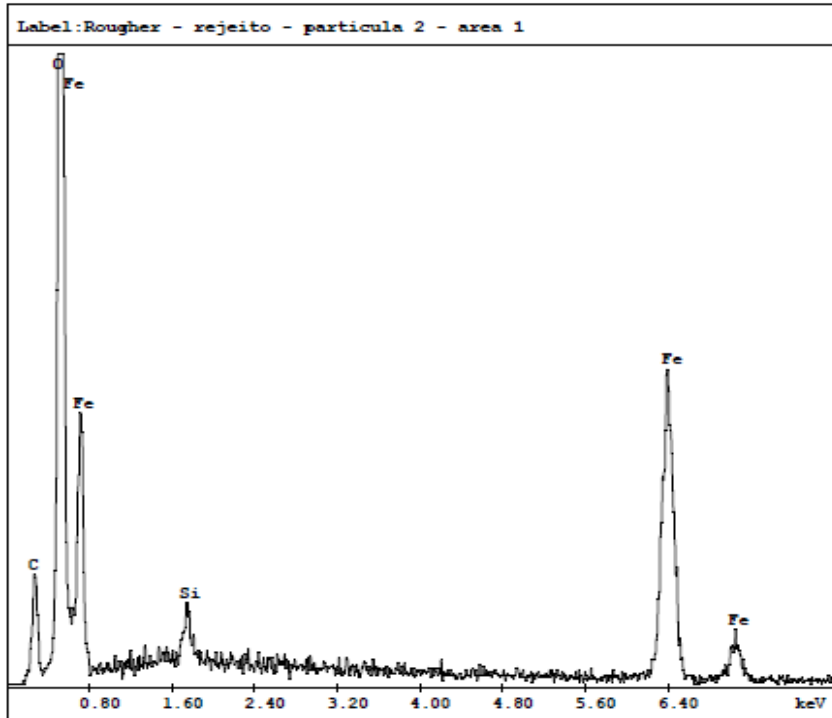
EDAX EAF Quantification (Standardless)
 Element Normalized
 SEC Table : Default

Element	Wt %	At %	Z	A	F
O K	19.38	45.10	1.1376	0.5695	1.0032
AlK	0.91	1.25	1.0583	0.4946	1.0005
SiK	0.77	1.02	1.0948	0.6165	1.0008
FeK	78.94	52.63	0.9557	1.0022	1.0000
Total	100.00	100.00			



EDAX EAF Quantification (Standardless)
 Element Normalized
 SEC Table : Default

Element	Wt %	At %	Z	A	F
O K	26.86	55.73	1.1219	0.5955	1.0026
AlK	0.19	0.23	1.0432	0.5098	1.0006
SiK	1.14	1.34	1.0778	0.6345	1.0007
FeK	71.82	42.69	0.9410	1.0030	1.0000
Total	100.00	100.00			



EDAX SAF Quantification (Standardless)
 Element Normalized
 SEC Table : Default

Element	Wt %	At %	Z	A	F
O K	26.54	55.11	1.1215	0.5919	1.0026
SiK	2.04	2.42	1.0774	0.6391	1.0007
FeK	71.42	42.48	0.9406	1.0029	1.0000
Total	100.00	100.00			

EDAX SAF Quantification (Standardless)
 Element Normalized
 SEC Table : Default

Element	Wt %	At %	Z	A	F
O K	21.64	48.87	1.1338	0.5821	1.0030
SiK	0.68	0.87	1.0908	0.6244	1.0008
FeK	77.68	50.26	0.9522	1.0025	1.0000
Total	100.00	100.00			

Anexo IX – Resultados obtidos nos testes de cinética de flotação para a amostra do underflow da deslamagem e para o pré-concentrado magnético.

Amostra	Tempo Flotação (seg.)	Rejeito						Concentrado		
		Massa (g)	Massa Ac. (g)	%Fe	%Fe Ac.	%SiO ₂	%SiO ₂ Ac.	Massa Ac.(g)	%Fe	%SiO ₂
Rota Referência	30	537,90	537,90	15,94	15,94	76,39	76,39	1.043,60	59,40	11,57
	60	103,90	641,80	23,2	17,12	65,37	74,60	939,70	63,40	5,62
	90	24,00	665,80	36,36	17,81	45,31	73,55	915,70	64,11	4,58
	120	4,60	670,40	49,07	18,02	26,58	73,23	911,10	64,19	4,47
	240	2,20	672,60	59,31	18,16	3,70	73,00	908,90	64,20	4,47
	360	0,00	672,60	0	18,16	0,00	73,00	908,90	64,20	4,47
	600	0,00	672,60	0	18,16	0,00	73,00	908,90	64,20	4,47
Rota Mista	30	378,90	378,90	34,57	34,57	49,01	49,01	1.114,10	64,40	3,91
	60	118,30	497,20	57,5	40,03	15,25	40,98	995,80	65,22	2,57
	90	37,90	535,10	62,76	41,64	7,16	38,58	957,90	65,32	2,38
	120	13,10	548,20	63,92	42,17	3,84	37,75	944,80	65,34	2,36
	240	13,30	561,50	64,07	42,69	2,78	36,92	931,50	65,36	2,36
	360	6,20	567,70	64,6	42,93	2,19	36,55	925,30	65,36	2,36
	600	6,80	574,50	64,48	43,18	2,22	36,14	918,50	65,37	2,36

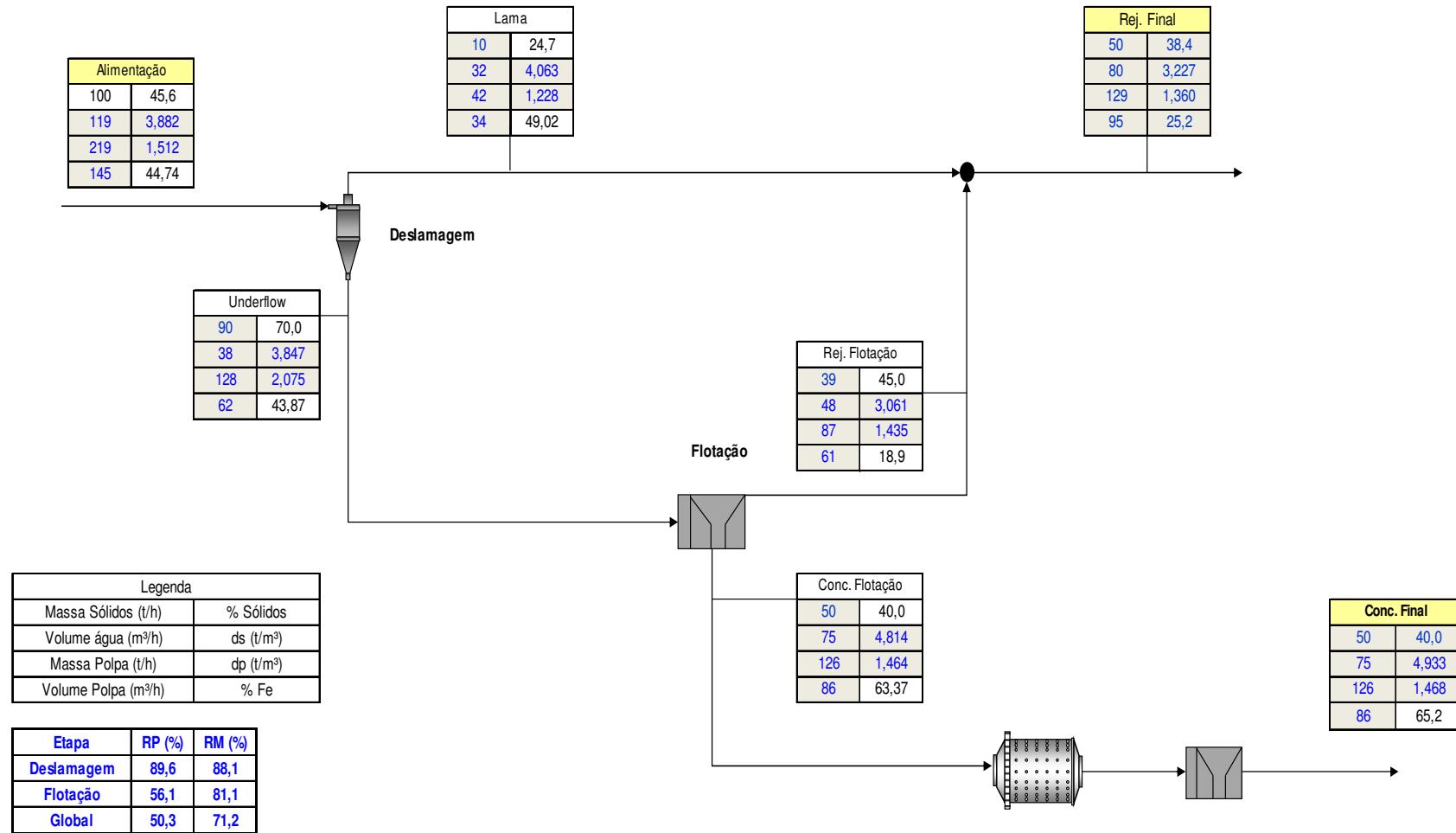
Anexo X – Resultados da análise granulométrica para as amostras geradas nos testes de remoagem com a amostra gerada na rota de referência (alimentação, primeira, segunda e terceira moagem).

Abertura (μm)	Alimentação				Primeira moagem				Segunda moagem				Terceira moagem			
	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.
1.000	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
840	0,04	0,04	0,04	99,96	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
595	0,03	0,04	0,08	99,92	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
420	1,08	1,19	1,27	98,73	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
297	1,50	1,65	2,91	97,09	0,01	0,01	0,01	99,99	0,01	0,01	0,01	99,99	0,00	0,00	0,00	100,00
210	3,79	4,18	7,09	92,91	0,09	0,08	0,10	99,90	0,02	0,02	0,03	99,97	0,03	0,04	0,04	99,96
149	8,52	9,38	16,47	83,53	0,15	0,15	0,24	99,76	0,03	0,03	0,05	99,95	0,03	0,03	0,07	99,93
105	10,15	11,18	27,65	72,35	1,05	1,03	1,27	98,73	0,06	0,06	0,11	99,89	0,01	0,01	0,08	99,92
74	11,64	12,82	40,46	59,54	5,53	5,39	6,66	93,34	0,95	0,91	1,02	98,98	0,09	0,09	0,17	99,83
53	12,12	13,35	53,82	46,18	13,74	13,38	20,04	79,96	5,41	5,15	6,17	93,83	1,09	1,13	1,30	98,70
44	5,81	6,40	60,21	39,79	7,90	7,69	27,73	72,27	5,05	4,81	10,99	89,01	1,66	1,72	3,01	96,99
-44	36,13	39,79	100,00	0,00	74,22	72,27	100,00	0,00	93,46	89,01	100,00	0,00	93,59	96,99	100,00	0,00

Anexo XI – Resultados da análise granulométrica para as amostras geradas nos testes de remoagem com amostra gerada na rota mista (alimentação, primeira, segunda e terceira moagem).

Abertura (μm)	Alimentação				Primeira moagem				Segunda moagem				Terceira moagem			
	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.	Massa (g)	% Ret. Simples	% Ret. Acum.	% Passante Acum.
1.000	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
840	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
595	0,02	0,03	0,03	99,97	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
420	0,66	0,80	0,83	99,17	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
297	0,61	0,75	1,58	98,42	0,01	0,01	0,01	99,99	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
210	2,23	2,73	4,31	95,69	0,01	0,02	0,02	99,98	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
149	6,32	7,75	12,06	87,94	0,06	0,07	0,09	99,91	0,00	0,00	0,00	100,00	0,01	0,01	0,01	99,99
105	8,92	10,93	22,98	77,02	0,60	0,70	0,79	99,21	0,02	0,02	0,03	99,97	0,01	0,01	0,02	99,98
74	11,16	13,68	36,67	63,33	4,33	5,03	5,82	94,18	0,48	0,56	0,59	99,41	0,07	0,08	0,09	99,91
53	11,68	14,32	50,98	49,02	12,08	14,03	19,85	80,15	4,19	4,92	5,51	94,49	1,31	1,57	1,67	98,33
44	5,34	6,54	57,53	42,47	6,78	7,88	27,73	72,27	4,29	5,03	10,54	89,46	1,87	2,24	3,91	96,09
-44	34,66	42,47	100,00	0,00	62,23	72,27	100,00	0,00	76,31	89,46	100,00	0,00	80,14	96,09	100,00	0,00

Anexo XII – Balanço de massa rota de referência.



Anexo XII – Balanço de massa rota alternativa.

