



UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO – UFOP
ESCOLA DE MINAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS



Renner Rodrigues do Amaral

**ESTUDOS DE CONCENTRAÇÃO DE ITABIRITO ANFIBOLÍTICO POR MEIO DE
SEPARADOR MAGNÉTICO VERTICAL PULSANTE DE ALTO GRADIENTE**

Ouro Preto
2023

Renner Rodrigues do Amaral

**ESTUDOS DE CONCENTRAÇÃO DE ITABIRITO ANFIBOLÍTICO POR MEIO DE
SEPARADOR MAGNÉTICO VERTICAL PULSANTE DE ALTO GRADIENTE**

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao Curso de Graduação em Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como requisito parcial para a obtenção do grau de Engenheiro de Minas.

Orientadora: Dra. Francielle Câmara Nogueira

Ouro Preto

2023

SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

A485e Amaral, Renner Rodrigues do.
Estudos de concentração de itabirito anfíbolítico por meio de
separador magnético vertical pulsante de alto gradiente. [manuscrito] /
Renner Rodrigues do Amaral. - 2023.
80 f.: il.: color., gráf., tab..

Orientadora: Profa. Dra. Francielle Câmara Nogueira.
Monografia (Bacharelado). Universidade Federal de Ouro Preto.
Escola de Minas. Graduação em Engenharia de Minas .

1. Beneficiamento de minério. 2. Separação magnética - Alto
gradiente. 3. Minério de ferro. I. Nogueira, Francielle Câmara. II.
Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.778

Bibliotecário(a) Responsável: Sione Galvão Rodrigues - CRB6 / 2526



FOLHA DE APROVAÇÃO

Renner Rodrigues do Amaral

Estudos de concentração de itabirito anfíbolítico por meio de separador magnético vertical pulsante de alto gradiente

Monografia apresentada ao Curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito parcial para obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas

Aprovada em 23 de novembro de 2023

Membros da banca

Dra. - Francielle Câmara Nogueira - Orientadora - Universidade Federal de Ouro Preto
Eng. de Minas - Kerollan da Silva Ramos - Universidade Federal de Ouro Preto
Eng. de Minas - Evandro Luiz de Oliveira Leite - Universidade Federal de Minas Gerais

Francielle Câmara Nogueira, orientador do trabalho, aprovou a versão final e autorizou seu depósito na Biblioteca Digital de Trabalhos de Conclusão de Curso da UFOP em 23/11/2023



Documento assinado eletronicamente por **Carlos Alberto Pereira, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 23/11/2023, às 16:47, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **0629778** e o código CRC **9FC3ED1E**.

Aos meus queridos pais, Geraldo Joaquim
do Amaral e Eliana Rodrigues Pereira.

AGRADECIMENTOS

Aos meus pais, Eliana e Geraldo, por serem minha base em todos os momentos, meus exemplos e minha fonte de motivação, além de sempre terem me apoiado na busca pelos meus sonhos

À minha família, por toda força e incentivo em todos os momentos da minha vida.

À minhas falecidas avós, Irilda e Maria, que sonhavam e acreditavam no futuro do seu neto.

Aos meus amigos de Biquinhas que me apoiaram desde o início e sempre estiveram comigo, em especial, Geraldo Arantes, Gustavo Michel, Larissa Rodrigues, Luís Azevedo e Marcos Otávio.

Aos meus amigos da Engenharia de Minas, em especial, Daniel Campos, Fransel Thomaz, João Francisco, Lucca Mattera e Yuri Torres, por toda amizade, companheirismo e convivência em Ouro Preto.

À República Ama-Zonas, meu lar e minha segunda família desde meu primeiro dia em Ouro Preto.

Aos meus professores orientadores Carlos Alberto, Otávia Martins e Francielle Nogueira que tanto contribuíram durante minha graduação.

Ao DETEMM da Fundação Gorceix, em especial, André Barbosa, André Mariano, Fernando Gomes, Leticia Vitória, Luciane Mapa, Maria Eduarda e Renato Rodrigues pela recepção, ensinamentos e amizade.

À CSN Mineração pela primeira oportunidade profissional e à Gerência de Operação e Mina, em especial, Alessandra Tavares, Clayton Oliveira e Fernando Batista.

À Minera Jr por ter sido uma experiência ímpar durante a graduação, em especial, à Diretoria Administrativo-Financeiro e à DIREX 2022.

À CAPES e FAPEMIG pelo fomento à pesquisa e pelas bolsas de iniciação científica.

À UFOP, à Escola de Minas e, em especial, ao DEMIN e seus professores, pela educação superior gratuita e de qualidade e por todos os ensinamentos passados.

E a todos que, de alguma forma, contribuíram e me apoiaram durante o período da minha graduação.

“Se eu vi mais longe, foi por estar de pé sobre ombros de gigantes.” (Isaac Newton)

RESUMO

O presente trabalho avaliou a viabilidade técnica da utilização de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente para a concentração de um minério itabirítico anfibolítico, visando produzir um concentrado final com teor de ferro igual a 63%. Inicialmente, realizou-se a caracterização da amostra em termos de composição mineralógica, distribuição granuloquímica e propriedades físicas relevantes para o processo de concentração magnética. Foram realizados ensaios de concentração em bancada em múltiplas etapas seguindo duas rotas distintas, a fim de avaliar o efeito da deslamagem nos resultados da separação magnética. Para o *overflow* da deslamagem, também foi avaliado o efeito da dispersão das partículas no processo de concentração. Para avaliar a viabilidade do processo em condições mais próximas das operações industriais, foi realizado também um ensaio de concentração em escala piloto em etapa única. A alimentação e os produtos gerados nos ensaios de concentração foram caracterizados em relação às suas características químicas e granulométricas. Os resultados referentes a perda de ferro na fração menor que 45 μ m e as diferenças granulométricas entre os produtos dos ensaios de separação magnética indicaram a dificuldade de concentração das partículas mais finas. Os concentrados finais dos ensaios de bancada atingiram valores de aproximadamente 62% de ferro. No caso do ensaio em planta piloto, obteve-se um concentrado com teor de ferro de 51,6%, o que indica a necessidade de realização de mais estágios de concentração.

Palavras-chave: itabirito anfibolítico; separação magnética; alto gradiente; minério de ferro.

ABSTRACT

The present study evaluated the technical feasibility of using a high-gradient pulsating vertical magnetic separator for the concentration of amphibole itabirite ore, aiming to produce a final concentrate with an iron content of 63%. Initially, the sample was characterized in terms of mineral composition, particle size distribution, and physical properties relevant to the magnetic concentration process. Concentration tests were carried out at bench scale in multiple stages following two distinct routes, in order to evaluate the effect of desliming on magnetic separation results. The effect of particles dispersion in the concentration process was also evaluated for the desliming overflow. To assess the process feasibility under conditions closer to industrial operations, a pilot-scale concentration test was also carried out in a single stage. The feed and products generated in the concentration tests were characterized in terms of their chemical and particle size characteristics. The results regarding iron loss in the fraction smaller than 45 μ m and the differences in particle size distribution among the products from magnetic separation tests indicated the difficulty in concentrating finer particles. The final concentrates from the bench-scale tests reached iron values of approximately 62%. In the case of the pilot-scale test, a concentrate with an iron content of 51.6% was obtained, which indicates the need for additional concentration stages.

Keywords: amphibolitic itabirite; magnetic separation; high-gradient; iron ore.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Quadro das séries de anfibólios mais comuns.....	18
Figura 2 - Fluxograma típico do beneficiamento mineral.....	21
Figura 3 - Aplicabilidade de diferentes operações unitárias em função da faixa granulométrica.....	22
Figura 4 - Fluxograma da Usina de Beneficiamento da Mina de Brucutu - MG	24
Figura 5 - Alinhamento mútuo de dipolos atômicos para um material ferromagnético em ausência de campo magnético.....	28
Figura 6 - Representação dos dipolos alinhados por um campo magnético externo	29
Figura 7 - Representação dos dipolos induzidos por um campo externo	29
Figura 8 - Indução magnética para diferentes espécies mineralógicas: (a) ferromagnéticas, (b) paramagnéticas e (c) diamagnéticas.....	30
Figura 9 - Classificação, características e aplicações dos separadores magnéticos	31
Figura 10 - Métodos de concentração magnética de minérios de ferro em relação às faixas granulométricas de aplicação	32
Figura 11 - Separador magnético vertical pulsante de alto gradiente e seus principais componentes.....	33
Figura 12 - Componentes em detalhes de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente.....	34
Figura 13 - Princípio de funcionamento do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente.....	35
Figura 14 - Efeitos da variação de frequência no mecanismo de pulsação	36
Figura 15 - Fluxograma das etapas de funcionamento do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente	37
Figura 16 - Fluxograma da preparação da amostra de itabirito anfibolítico.....	39
Figura 17 - Fluxograma rota 01: Moagem $P_{95} = 0,150\text{mm}$ e separação magnética ..	43
Figura 18 - Fluxograma rota 02: Moagem $P_{95} = 0,150\text{mm}$, deslamagem e separação magnética.....	44
Figura 19 - Separador magnético vertical pulsante de alto gradiente – Escala de bancada	44
Figura 20 - Fluxograma Planta Piloto: Moagem $P_{95} = 0,150\text{mm}$ e separação magnética	45

Figura 21 - Separador magnético vertical pulsante de alto gradiente – Escala piloto	46
Figura 22 - Distribuição granulométrica da amostra de itabirito anfíbolítico britada em 10,00mm	48
Figura 23 - Análise granuloquímica da alimentação dos testes de concentração	49
Figura 24 - Composição mineralógica da amostra de itabirito anfíbolítico	49
Figura 25 - Micrografia da fração >0,105mm	51
Figura 26 - Micrografia da fração >0,075mm	51
Figura 27 - Grau de liberação das partículas de minerais de ferro e de quartzo em diferentes faixas granulométricas.....	52
Figura 28 - Resultados ensaio de concentração - Rota 01	54
Figura 29 - Percentual de massa retida por malha – Alimentação e produtos finais – Rota 01.....	55
Figura 30 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Alimentação, concentrado cleaner e rejeito scavenger	55
Figura 31 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Alimentação, concentrado cleaner e rejeito scavenger	56
Figura 32 - Recuperação e teores da etapa de deslamagem	57
Figura 33 - Resultados ensaios de concentração - Rota 02.....	58
Figura 34 - Percentual de massa retida por malha – Alimentação e produtos finais – Rota 02.....	59
Figura 35 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Alimentação (underflow), concentrado cleaner e rejeito scavenger.....	60
Figura 36 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Alimentação (underflow), concentrado cleaner e rejeito scavenger.....	61
Figura 37 - Resumo de recuperação x teor de ferro para os testes de concentração do overflow da deslamagem	62
Figura 38 - Percentual de massa retido por malha do overflow da deslamagem	63
Figura 39 - Composição do concentrado final - Rota 02	63
Figura 40 - Resumo comparativo entre as rotas de concentração em bancada	64
Figura 41 - Recuperação e teor de Fe – ensaio de concentração em escala piloto..	65
Figura 42 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Concentrado e rejeito.....	66
Figura 43 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Alimentação, concentrado e rejeito	66

Figura 44 - Micrografia da fração >0,105mm do concentrado rougher da separação magnética em escala piloto	67
Figura 45 - Micrografia da fração <0,044mm do concentrado rougher da separação magnética em escala piloto	67
Figura 46 - Micrografia da fração >0,105mm do rejeito rougher da separação magnética em escala piloto	68
Figura 47 - Micrografia da fração <0,044mm do rejeito rougher da separação magnética em escala piloto	68
Figura 48 - Comparativo entre concentrado rougher em escala de bancada (Rota 01) e concentrado rougher em escala piloto	70

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Peneiras utilizadas na análise granulométrica	41
Tabela 2 - Resultado da análise química da amostra de itabirito anfíbolítico	47
Tabela 3 - Distribuição dos minerais constituintes da amostra por faixa granulométrica	50
Tabela 4 - Recuperações mássica e metálica por etapa e global da Rota 01	53
Tabela 5 - Teores dos principais elementos da alimentação e produtos finais - Rota 01	57
Tabela 6 - Recuperações mássica e metálica, por etapa e global, da Rota 02.....	58
Tabela 7 - Recuperações e teores dos principais elementos do concentrado final - Rota 02.....	64
Tabela 8 - Recuperações e teores dos principais elementos do ensaio de concentração em escala piloto	69

Sumário

1 INTRODUÇÃO	14
2 OBJETIVOS	16
2.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	16
3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	17
3.1 CARACTERÍSTICAS DOS ITABIRITOS ANFIBOLÍTICOS	17
3.2 BENEFICIAMENTO DO MINÉRIO DE FERRO.....	20
3.3 SEPARAÇÃO MAGNÉTICA	26
3.4 SEPARADOR MAGNÉTICO VERTICAL PULSANTE DE ALTO GRADIENTE 32	
4 MATERIAIS E MÉTODOS	39
4.1 PREPARAÇÃO DA AMOSTRA	39
4.2 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA.....	40
4.2.1 Determinação da densidade real	40
4.2.2 Análise química	40
4.2.3 Análise granulométrica.....	40
4.2.4 Análise granuloquímica.....	41
4.2.5 Análise mineralógica	41
4.3 ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO	42
4.3.1 Ensaios de concentração em bancada	42
4.3.2 Ensaios de concentração em escala piloto	45
5 RESULTADOS E DISCUSSÃO	47
5.1 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA	47
5.1.1 Determinação de densidade real	47
5.1.2 Análise química	47
5.1.3 Análise granulométrica.....	48
5.1.4 Análise granuloquímica.....	48
5.1.5 Análise mineralógica	49

5.2 ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO	53
5.2.1 Ensaios de concentração em bancada – Rota 01.....	53
5.2.2 Ensaios de concentração em bancada – Rota 02.....	57
5.2.3 Comparação entre as rotas de concentração em bancada	64
5.2.4 Ensaio de concentração em escala piloto	65
5.2.5 Avaliação de <i>scale up</i>	69
6 CONCLUSÕES.....	71

1 INTRODUÇÃO

O Brasil se encontra entre os principais países produtores e exportadores globais de minério de ferro. No ano de 2022, a produção brasileira foi de 403,3 milhões de toneladas de minério de ferro com comercialização de 391,9 milhões de toneladas (ANM, 2023). A crescente necessidade deste recurso, impulsionada pelo aquecido setor siderúrgico, aliada à exaustão das reservas minerais com elevado teor metálico, tem incentivado diversas empresas a estabelecerem novas rotas de processo para buscar o aproveitamento de minérios considerados marginais (Gonçalves, 2020).

Os minérios de ferro brasileiros são majoritariamente hematíticos, constituídos por hematita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4), goethita ($\alpha\text{-FeOOH}$), além de alguns minerais de ganga associados, principalmente quartzo (SiO_2), caulinita ($\text{Si}_2\text{Al}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$), que introduzem sílica (SiO_2) e óxido de alumínio (Al_2O_3). Além disso, a presença de gibsitita ($\text{Al}(\text{OH})_3$) e outros contaminantes químicos menores, como cálcio (Ca), magnésio (Mg), manganês (Mn), enxofre (S) e fósforo (P), também pode ser observada nos minérios brasileiros (Yang *et al.*, 2014).

Como citado no trabalho de Carioca e Brandão (2018), a variedade de microestruturas e de tramas encontradas nos minérios de ferro do tipo itabirito do Quadrilátero Ferrífero de Minas Gerais gera uma ampla diversidade de propriedades físicas com grandes implicações para o seu beneficiamento. Um exemplo é o itabirito anfibolítico que, como citado por Rocha (2008), é caracterizado pela presença de anfibólios, podendo os mesmos estarem alterados a goethita.

O beneficiamento de minérios de ferro em todo o mundo é influenciado principalmente pela composição mineralógica do minério e pelas especificações exigidas pelos compradores, seja no mercado doméstico ou transoceânico (Benedito Roberto, 2010). Para minérios de ferro itabiríticos, o método de concentração mais utilizado é a flotação (Nakhaei e Irannajad, 2018; Matiolo *et al.*, 2020; Carmignano, 2021). No entanto, o emprego da flotação para a concentração de itabiritos anfibolíticos não tem demonstrado resultados satisfatórios, tanto em termos de recuperação metálica ou teor de contaminantes no concentrado, como observado nos resultados obtidos nos

estudos de Viana e Araujo (2007), Rocha (2008), Santos *et al.* (2009), Benedito Roberto (2010) e Lipper e Peres (2013).

Como alternativa à flotação na concentração de itabiritos anfíbolíticos, a separação magnética tem se destacado. Estudos sobre métodos de concentração magnética para beneficiamento de rejeitos e minérios de ferro de baixo teor têm apresentado resultados promissores (Rocha, 2018). Em seus estudos, Gonçalves (2020) constatou que a concentração magnética foi a rota mais eficaz para concentração do minério de ferro da mina de Brucutu, constituído por itabirito anfíbolítico.

Na separação magnética de minérios de ferro, os separadores magnéticos de alta intensidade a úmido (WHIMS) são amplamente utilizados industrialmente. Todavia, uma opção promissora é o separador magnético vertical pulsante de alto gradiente (VPHGMS), um equipamento que combina a jigagem ao processo de separação magnética (Costa, 2014). Menezes *et al.* (2022) realizou um estudo comparativo entre os separadores magnéticos WHIMS e VPHGMS, com o último obtendo maior teor de ferro no concentrado e uma recuperação metálica superior.

Neste contexto, realizou-se esta pesquisa com o objetivo de avaliar a concentração de itabirito anfíbolítico por meio de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente com objetivo de se alcançar um concentrado final com teor de ferro de 63%. Os resultados visam contribuir para o aumento do potencial de aproveitamento dos itabiritos anfíbolíticos como minério de ferro na indústria mineral.

2 OBJETIVOS

O objetivo geral deste trabalho foi avaliar a viabilidade técnica da utilização de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente para a concentração de itabirito anfíbolítico.

2.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a) Caracterizar o itabirito anfíbolítico em termos de composição mineralógica, distribuição granulométrica e propriedades físicas relevantes para o processo de concentração magnética;
- b) Obter um concentrado com teor de ferro de 63%;
- c) Avaliar, em escala de bancada, a influência da etapa de deslamagem na eficiência de concentração;
- d) Avaliar o efeito do pH na separação magnética do *overflow* da deslamagem em bancada;
- e) Realizar experimentos, em escala piloto, para validar os resultados obtidos em escala de bancada e avaliar a viabilidade do processo em condições mais próximas das operações industriais;
- f) Comparar os resultados obtidos em escala de bancada e em escala piloto, avaliando a escalabilidade do processo de concentração magnética para o itabirito anfíbolítico.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Este capítulo apresenta uma revisão da literatura dos temas relevantes para este trabalho de conclusão de curso.

3.1 CARACTERÍSTICAS DOS ITABIRITOS ANFIBOLÍTICOS

Silva e Brandão (1998) caracterizam o itabirito anfibolítico como uma massa de minerais constituído, principalmente, por quartzo, óxidos e hidróxidos de ferro, sendo o anfibólio um mineral acessório. Os anfibólios presentes são, em geral, cummingtonita (mais comum), tremolita e actinolita. De acordo com os autores, os itabiritos anfibolíticos representam possíveis transformações metamórficas de itabiritos originalmente carbonáticos.

Os principais minerais portadores de ferro que, geralmente, constituem os itabiritos anfibolíticos são: a hematita, magnetita e goethita.

A hematita (Fe_2O_3) apresenta cor preta, cinza metálico ou vermelho sangue, brilho metálico, hábito romboédrico, tabular, granular, laminar, botrioidal, compacto ou terroso. Sua dureza varia entre 5,5-6,5, e densidade relativa entre 4,9-5,3 g/cm^3 . A principal característica diagnóstica é o traço vermelho deixado em placas de porcelana. A hematita possui aproximadamente 70% de ferro. Sob condições de fugacidade de oxigênio crescente, a magnetita pode-se transformar em hematita que preserva seu hábito original (pseudomorfose), que recebe neste caso o nome de hematita martítica (Caxito, 2018).

A magnetita (Fe_3O_4) apresenta cor preta, brilho metálico, hábito octaédrico, dodecaédrico, cúbico, maciço ou granular, sem clivagem distinta, com dureza 5,5-6, e densidade relativa 5,1 g/cm^3 . As principais características diagnósticas para a sua identificação são o seu forte magnetismo e o traço preto deixado em placas de porcelana. A magnetita apresenta cerca de 72% de ferro, sendo composta por 31% de FeO e 69% de Fe_2O_3 (Caxito, 2018).

A goethita (FeO(OH)) é um óxido de ferro hidratado, com 90% de Fe₂O₃ e 10% de H₂O, por vezes apresentando-se inconsistente e de textura porosa, com brilho opaco a adamantino. Pode apresentar hábito prismático, fibroso, maciço, radial, botrioidal ou estalactítico, com dureza de 5 a 5,5 e densidade relativa 3,3 a 4,3 g/cm³. Forma-se tipicamente sob condições oxidantes como um produto do intemperismo dos óxidos de ferro (Caxito, 2018).

Segundo Santos *et al.* (2009), o quartzo é o principal silicato presente nos minérios de ferro brasileiros. No entanto, anfibólios também ocorrem associados aos minérios de ferro itabiríticos, em proporções variadas e em regiões específicas. No caso do Quadrilátero Ferrífero, por exemplo, é comum a ocorrência de itabirito anfibolítico, caracterizado pela presença de pseudomorfos de anfibólios (goethita/limonita). No sudoeste baiano, são comuns intercalações de formação ferrífera bandada, fácies silicato (quartzo/grunerita/cummingtonita) e óxido de ferro (magnetita/hematita).

De acordo com Rocha (2008), os anfibólios receberam diversos nomes para se distinguir suas diferenças na composição química e propriedades óticas. Esta complexidade terminológica associa-se à difícil identificação e classificação dos anfibólios devido à vasta variedade de substituições atômicas possíveis.

A Figura 1 apresenta as séries de divisão dos anfibólios e aqueles que são mais comuns em cada série.

Figura 1 - Quadro das séries de anfibólios mais comuns

Anfibólios		Fórmula Química
Série da cummingtonita	Antofilita	(Mg, Fe) ₇ SiO ₈ O ₂₂ (OH) ₂
	Cummingtonita	Fe ₂ Mg ₅ SiO ₈ O ₂₂ (OH) ₂
	Grunerita	Fe ₇ SiO ₈ O ₂₂ (OH) ₂
Série da tremolita	Tremolita	Ca ₂ Mg ₅ SiO ₈ O ₂₂ (OH) ₂

	Actinolita	$\text{Ca}_2(\text{Mg, Fe})_5\text{Si}_8\text{O}_{22}(\text{OH})_2$
	Hornblenda	$(\text{Ca, Na})_{2-3}(\text{Mg, Fe, Al})_5\text{Si}_6(\text{Si, Al})_2\text{O}_{22}(\text{OH})_2$
Série dos anfibólios alcalinos	Glaucofânio	$\text{Na}_2\text{Mg}_3\text{Al}_2\text{Si}_8\text{O}_{22}(\text{OH})_2$
	Riebeckita	$\text{Na}_2\text{Fe}_3^{2+}\text{Fe}_2^{3+}\text{Si}_8\text{O}_{22}(\text{OH})_2$

Fonte: Klein (2002).

Uma característica comum entre os itabiritos anfibolíticos é que os mesmos apresentam altos teores de P e Al (representado nas análises químicas como Al_2O_3). Esses itabiritos têm a goethita como um dos principais minerais, resultando em um alto grau de PPC (perda por calcinação) (Freitas, 2014).

Macroscopicamente, os itabiritos anfibolíticos possuem por uma coloração ocre e preservam as estruturas existentes antes dos processos metamórficos, mesmo com a alteração de constituintes minerais (Silva e Brandão, 1998).

No estudo realizado por Silva e Brandão (1998) sobre o itabirito anfibolítico da mina de Timbopeba, os autores observaram que a cummingtonita geralmente está totalmente decomposta em goethita-limonita, mantendo o hábito fibroso e prismático do mineral, mesmo após o processo de alteração. A goethita é o principal constituinte do minério e ocorre cimentando os cristais de outros minerais. Sua formação decorre do processo de alteração supergênica, caracterizado pela lixiviação não seletiva de diversos elementos presentes em minerais mais suscetíveis à oxidação, seguido da precipitação de hidróxidos de ferro nas cavidades geradas durante a lixiviação.

Em outro estudo realizado por Freitas (2014) com o itabirito anfibolítico proveniente da mina de Alegria da Samarco Mineração S/A, os silicatos de ferro da série cummingtonita-grunerita, pseudomorfizados para goethita, foram identificados como o mineral predominante. O hábito fibroso e acicular bem desenvolvido, assim como o alto teor de ferro e baixo de alumínio, sugerem tratar-se da grunerita.

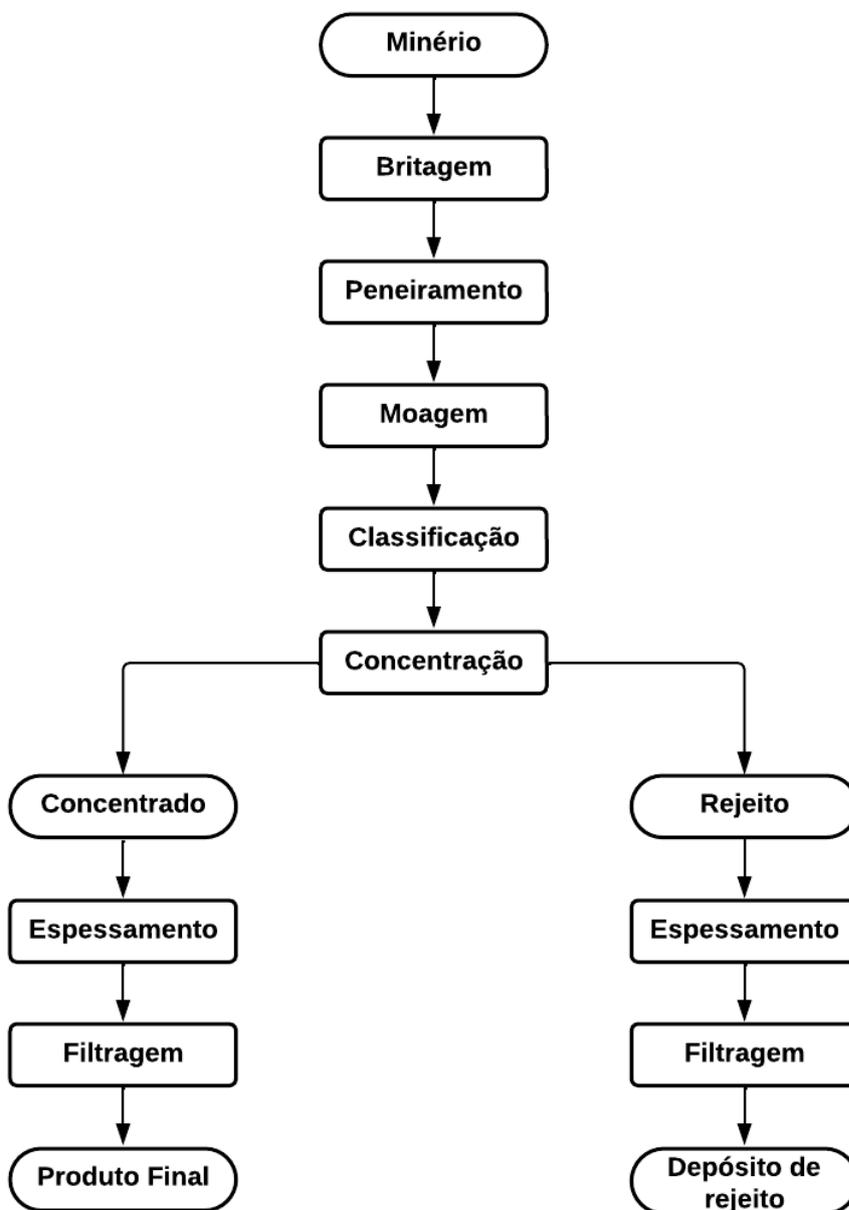
Santos *et al.* (2009) estudaram uma amostra de minério de ferro anfibolítico proveniente da região norte do Brasil. A análise por difração de raios-X revelou que a amostra é constituída essencialmente por hematita (Fe_2O_3), quartzo (SiO_2) e anfibólios. Os anfibólios encontram-se em duas fases distintas, uma rica em Mg e Ca, e outra em Na, Ca, Mg, Al e Fe, indicando tratar-se de anfibólios do grupo da tremolita.

3.2 BENEFICIAMENTO DO MINÉRIO DE FERRO

O beneficiamento ou tratamento de minérios é um conjunto de operações e técnicas necessárias para selecionar as partículas de acordo com suas propriedades físicas ou químicas, capazes de adequar a granulometria do mineral-minério de interesse e/ou concentrá-lo, aumentando-se o teor do mineral útil para obter um produto comercializável e reduzindo o teor dos minerais contaminantes (Wills e Napier-Munn, 2006). Dentre estas operações incluem-se extração mineral, fragmentação, separação por tamanho, concentração, separação sólido/líquido e operações auxiliares.

A aplicação das operações unitárias de forma isolada não ocorre industrialmente, em geral, utiliza-se uma combinação de dois ou mais métodos em busca de otimizar e diversificar os produtos obtidos, além de atender as premissas de qualidade (Araujo *et al.*, 2003). A Figura 2 apresenta, de forma geral, um fluxograma típico do beneficiamento de minérios.

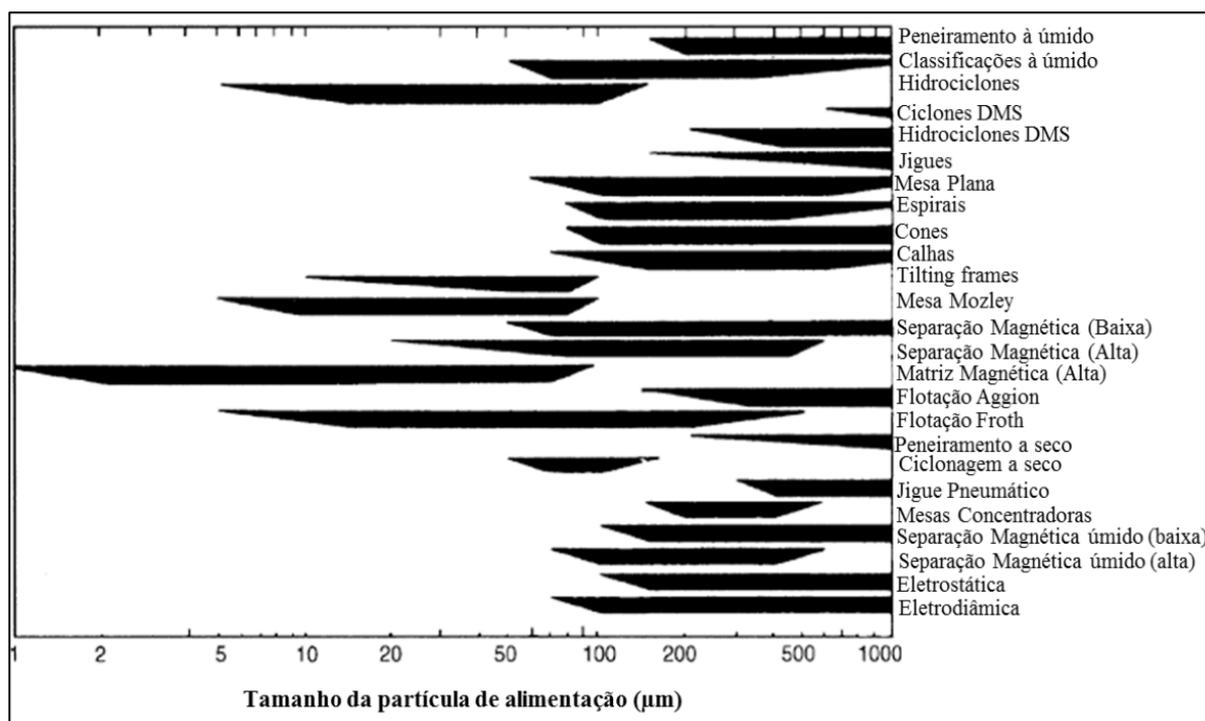
Figura 2 - Fluxograma típico do beneficiamento mineral



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 3 mostra as principais operações unitárias de tratamento de minérios de acordo com a granulometria das partículas de alimentação (Wills e Napier-Munn, 2006).

Figura 3 - Aplicabilidade de diferentes operações unitárias em função da faixa granulométrica



Fonte: Wills e Napier-Munn (2006).

O beneficiamento de minérios de ferro é uma prática amplamente empregada para obtenção de produtos com especificações adequadas para os processos subsequentes (Luz e Lins, 1998). As especificações dos produtos de minério de ferro são determinadas com base em teores mínimos de ferro, teores máximos de impurezas como SiO_2 , Al_2O_3 , P, entre outras e pelo tamanho das partículas. Tais especificações podem diferir conforme as particularidades de cada instalação industrial e a natureza específica do minério (Schobbenhaus e Coelho, 1986).

A técnica de concentração a ser utilizada é definida com base nas propriedades dos minerais presentes no minério. Portanto, o conhecimento das características físicas, químicas e mineralógicas dos minérios são de grande importância para a escolha do método de concentração que será aplicado em cada caso (Luz e Lins, 1998).

De acordo com Benedito Roberto (2010), a concentração de minério de ferro, em geral, atende primeiramente às características dos produtos que são classificados por faixas de tamanho das partículas. Dessa forma, métodos específicos são empregados para a concentração de granulados, “*sinter feed*” e “*pellet feed*”. Nos granulados busca-se eliminar as contaminações provenientes de diluições da lavra que

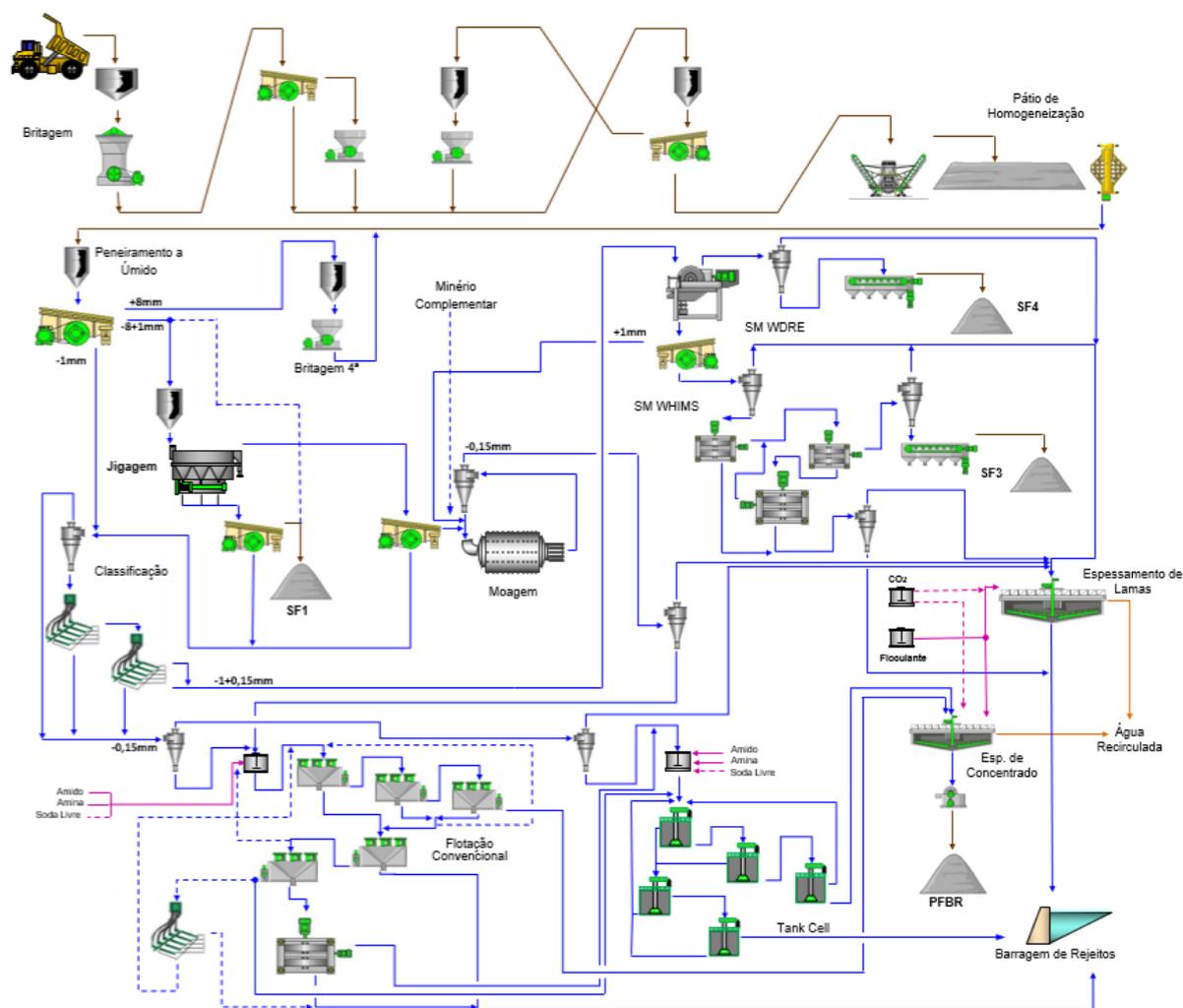
incorporam rochas estéreis ao “*run of mine*” (ROM). Já no caso do “*sinter feed*” e “*pellet feed*”, a concentração tem como objetivo a remoção dos minerais de ganga presentes no minério.

Nos minérios de ferro cujo mineral-minério é a magnetita tem-se empregado a flotação, em adição à separação magnética de baixa intensidade, para atender as exigências de baixos teores de impurezas. Para minérios não magnetíticos, as técnicas de concentração incluem a utilização da separação magnética de alta intensidade e gradiente em conjunto com a flotação na faixa de tamanho de “*pellet feed*”. Métodos gravíticos, empregando jigues e espirais, em geral, são utilizados para a concentração de materiais na granulometria de “*sinter feed*” (Benedito Roberto, 2010).

Para os itabiritos das minas do Quadrilátero Ferrífero, a prática comum é empregar as etapas de fragmentação (britagem e moagem) associadas aos subseqüentes processos de concentração (magnética, gravítica e flotação) (Sampaio, Luz e Lins, 2001). A Figura 4 mostra o fluxograma da usina de beneficiamento de minério de ferro da Mina de Brucutu, propriedade da Vale S.A., situada em São Gonçalo do Rio Abaixo, Minas Gerais.

No fluxograma, inicialmente, tem-se a cominuição do material proveniente da mina (ROM) em conjunto de etapas de classificação. Após a britagem o material vai para uma pilha de homogeneização. Posteriormente, há uma nova etapa de classificação em que os produtos resultantes seguem diferentes fluxos na planta de beneficiamento. O material de maior granulometria passa por novas etapas de cominuição, inclusive com o acréscimo da operação de moagem, para que ocorra a adequação granulométrica para a realização da separação magnética em diversos estágios. Já a fração mais fina segue para a concentração via flotação, também em diversos estágios.

Figura 4 - Fluxograma da Usina de Beneficiamento da Mina de Brucutu - MG



Fonte: Münch (2022).

De acordo com Gonçalves (2020), a discussão sobre concentração de minérios de ferro, é fortemente difundida na literatura, quando o mineral útil é a hematita e o quartzo representa o principal mineral de ganga. Em contrapartida, para minérios cujo principal mineral portador de ferro é a goethita, poucos estudos apresentam resultados satisfatórios para obtenção de concentrados com teores de contaminantes, tais como Al_2O_3 , P e PPC, que atendam às exigências siderúrgicas.

Brandão, Rocha e Cançado (2012) relatam que a presença de goethita nas formações ferríferas é a principal responsável pela obtenção de concentrados com elevados teores de P, Al_2O_3 e PPC, mesmo após a remoção do quartzo. Segundo Gonçalves (2020), estudos empregando flotação para concentração de minérios goethíticos

ressaltam a dificuldade de obtenção de concentrados com elevados teores de ferro e com recuperação mássica satisfatória, o que restringe a aplicação da técnica para este tipo de minério.

O estudo realizado por Benedito Roberto (2010) investigou as dificuldades encontradas no tratamento de itabiritos anfibolíticos provenientes de Brucutu através da flotação catiônica reversa, especificamente em relação à obtenção de *pellets* para redução direta. Uma das principais dificuldades encontradas foram os teores de SiO₂ superiores a 2% no concentrado, o que inviabiliza a utilização da flotação catiônica reversa para a obtenção de produtos com as especificações adequadas para redução direta. Além disso, o autor observou uma baixa recuperação mássica, alto consumo de reagentes e a formação excessiva de lama, o que afetou negativamente o sistema de deslamagem e espessamento.

Dificuldades semelhantes foram relatadas por Rocha (2008), que também utilizou a flotação catiônica reversa no beneficiamento de itabiritos anfibolíticos. Em seus ensaios, a autora ressaltou que o concentrado obtido apresentou teores elevados de "impurezas" e baixo conteúdo metálico, evidenciando a limitação do método utilizado.

Lipper e Peres (2013), ao avaliarem a concentração dos itabiritos goethíticos da mina de Alegria, optaram pela utilização da flotação aniônica direta. No entanto, eles observaram que esse método também não era satisfatório para a concentração desse tipo de minério, uma vez que os teores de Fe e SiO₂ nos concentrados obtidos foram muito próximos aos valores da alimentação.

Estudos de Viana e Araujo (2007) sobre caracterização mineralógica de amostras de minério de ferro da região nordeste, revelaram a presença de alguns minerais do grupo dos anfibólios, como grunerita, hornblenda e cummingtonita. Os autores, em seus ensaios de flotação para as amostras estudadas, não foram capazes de produzir teores de sílica adequados no concentrado.

Santos *et al.* (2009) citam em seu trabalho que pesquisas realizadas com amostras de minério de ferro provenientes da região norte do Brasil com a presença de anfibólios do grupo da tremolita não mostraram seletividade no processo de flotação.

Durante os estudos, foram realizadas tentativas de superdosagem do coletor e, também, de deslamagem com maior retirada de lamas com o objetivo de se obter melhores resultados. No entanto, os resultados continuaram demonstrando baixa ou nenhuma seletividade do processo.

Posteriormente, Santos *et al.* (2009) constataram a baixa seletividade da flotação para uma amostra de itabirito anfibolítico também proveniente da região norte do Brasil. Os autores atribuíram os resultados não satisfatórios, devido aos teores de sílica acima de 20% no concentrado, à presença dos anfibólios na amostra o que levou à inibição da flotação do quartzo. No entanto, os resultados de concentração via separação magnética apresentaram teores de ferro e sílica no concentrado de 63% e 8,3%, respectivamente, com a realização de apenas um estágio de concentração (*rougher*). Os resultados indicaram que é possível produzir um concentrado com especificações adequadas de ferro e sílica para a amostra estudada tendo em vista que a concentração na indústria é com frequência realizada em várias etapas.

Gonçalves (2020), em seus estudos de caracterização tecnológica do itabirito anfibolítico da mina de Brucutu, constatou que a concentração magnética foi a melhor rota de concentração para o referido minério. Por meio da flotação reversa catiônica na amostra deslamada foi possível obter um concentrado com 2% de sílica, no entanto com recuperação em massa de 37,7%. O resultado da separação magnética para a amostra deslamada apresentou teor de sílica no concentrado de 8% e uma recuperação em massa de 55,34%, porém, ao se incorporar a lama no concentrado final a recuperação em massa passou para 77,91%.

Portanto, devido ao baixo desempenho apresentado pela flotação para a concentração de itabiritos anfibolíticos, a separação magnética surge como uma possível opção para a concentração desse tipo de minério.

3.3 SEPARAÇÃO MAGNÉTICA

A separação magnética encontra vasta utilização em diversos setores, sendo amplamente difundida no processamento mineral. Ela é empregada para concentrar minerais ferrosos e não ferrosos, eliminar impurezas magnéticas presentes em

minerais industriais, purificar águas residuais, reciclar metais encontrados em resíduos industriais, entre outras aplicações (Svoboda e Fujita, 2003).

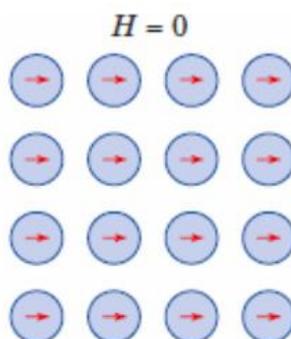
O progresso nos métodos de separação magnética levou ao desenvolvimento de tecnologias capazes de separar uma ampla gama de materiais, desde os fortemente magnéticos até os fracamente magnéticos, mesmo quando se apresentam como partículas finamente dispersas. Essa evolução resultou na criação de técnicas avançadas, como a separação magnética de alta intensidade (High Intensity Magnetic Separation - HIMS) e a separação magnética de alto gradiente (High Gradient Magnetic Separation - HGMS). Estas técnicas fazem uso de eletromagnetos resistentes de baixa condutividade, supercondutores ou magnetos permanentes (Svoboda e Fujita, 2003).

Ainda segundo Svoboda e Fujita (2003), os avanços na fabricação de materiais magnéticos, especialmente os compostos por terras-raras, têm aprimorado as propriedades magnéticas desses materiais, desempenhando um papel crucial nas inovações da tecnologia de separação magnética. Além disso, outro desenvolvimento significativo que impulsionou a inovação nessa área foi a introdução de matrizes (placas ranhuradas, metal expandido, malhas, esferas, etc.) no campo magnético dos separadores. Quando essas matrizes são magnetizadas, criam um gradiente magnético local, resultando em uma força magnética ampliada atuando sobre as partículas.

Conforme destacado por Sampaio, Luz e França (2010), o princípio subjacente ao processo de separação magnética reside na suscetibilidade magnética dos minerais, ou seja, no comportamento das partículas minerais quando expostas a um campo magnético. Com base nessa característica, os minerais são categorizados em dois grupos distintos: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por ele. Dentro dos atraídos pelo campo, há uma subdivisão em dois grupos, os ferromagnéticos, que são fortemente atraídos, e os paramagnéticos, que manifestam uma atração mais suave. Já os minerais repelidos pelo campo magnético são classificados como diamagnéticos.

De acordo com Rodrigues (2022), a existência de um momento magnético nos materiais ferromagnéticos não depende da presença de um campo magnético externo, ou seja, o momento magnético é permanente. Esse fenômeno ocorre em metais de transição (Fe, Co, Ni) e Terras Raras (Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm), que podem apresentar susceptibilidade magnética elevada. Nos materiais ferromagnéticos, os momentos magnéticos estão alinhados, mesmo sem estarem submetidos a um campo magnético. Ao se aplicar um campo externo a um material ferromagnético, o campo efetivo resultante vai ser a soma do campo externo mais o campo interno. A Figura 5 ilustra o alinhamento dos dipolos atômicos para um material ferromagnético.

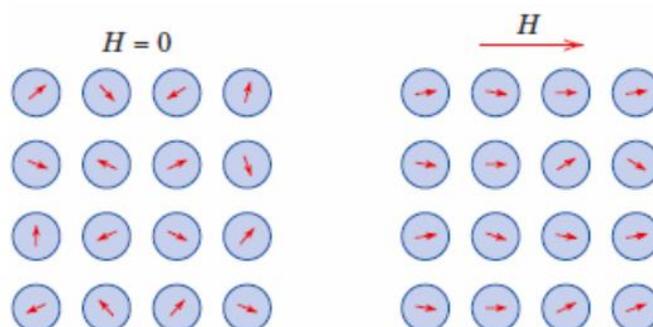
Figura 5 - Alinhamento mútuo de dipolos atômicos para um material ferromagnético em ausência de campo magnético



Fonte: Adaptado de Callister Jr. (2006) *apud* Rocha (2018).

Paramagnetismo é um fenômeno apresentado por alguns materiais que, quando submetidos a um campo magnético externo, alinham os seus momentos magnéticos – até então alinhados de forma aleatória – em direção ao campo (Rodrigues, 2022). De acordo com Holanda *et al.* (2019), ao somarem os elétrons de materiais paramagnéticos, foi observada a existência de números ímpares. Com isso, um dos fatores para a existência do fenômeno paramagnético são os elétrons desemparelhados que se localizam em sítios de uma rede cristalina. Quando ocorre o alinhamento dos momentos magnéticos com o campo aplicado, é possível obter-se o valor máximo de magnetização. A Figura 6 ilustra o alinhamento dos dipolos atômicos para um material paramagnético com a aplicação de um campo magnético externo.

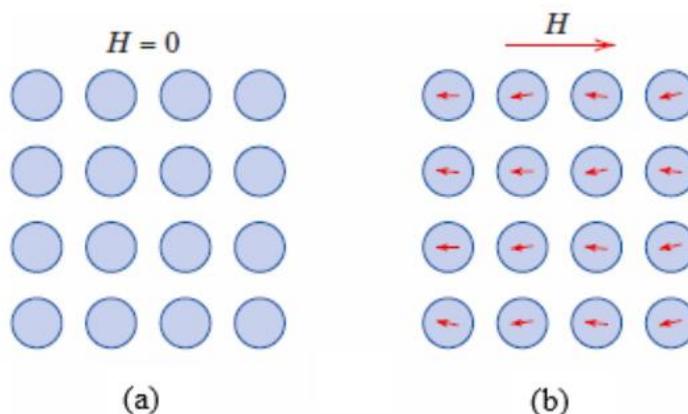
Figura 6 - Representação dos dipolos alinhados por um campo magnético externo



Fonte: Adaptado de Callister Jr. (2006) *apud* Rocha (2018).

Ainda segundo Holanda *et al.* (2019), o diamagnetismo é uma forma muito fraca de magnetismo e ele só existe quando coexiste o campo magnético. Ele independe da temperatura e dos números quânticos de elétrons. É correto afirmar que o diamagnetismo é produto de uma perturbação de um movimento orbital dos elétrons causada pela força que cada elétron experimenta quando se move um campo magnético. Portanto, a magnitude do momento magnético induzido é quase nula e, conseqüentemente, ocorre em direção contrária ao campo magnético, o que implica diretamente em uma suscetibilidade magnética negativa. A Figura 7 apresenta a configuração do dipolo atômico de um material diamagnético.

Figura 7 - Representação dos dipolos induzidos por um campo externo



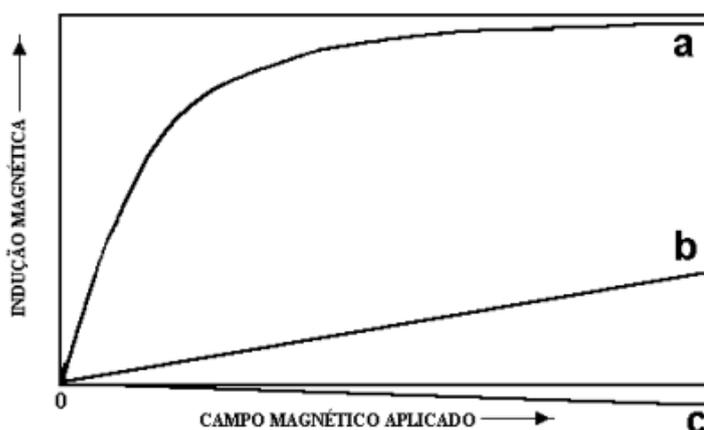
Fonte: Adaptado de Callister Jr. (2006) *apud* Rocha (2018).

Segundo Mihalk (1979), eficácia da separação magnética está vinculada a dois aspectos cruciais: o modo como partículas de minerais distintos se comportam quando

expostas a um campo magnético comum e a influência das forças magnéticas que agem sobre essas partículas.

A Figura 8 apresenta a indução magnética em relação à intensidade do campo aplicado para diferentes espécies mineralógicas. Nota-se que os minerais ferromagnéticos (curva a) apresentam uma resposta rápida da indução magnética ao campo magnético aplicado. No caso dos minerais paramagnéticos (curva b), a indução magnética é menos pronunciada. Por outro lado, para os minerais diamagnéticos (curva c), a situação é oposta, indicando que a indução magnética possui um valor negativo (Sampaio, Luz e França, 2010).

Figura 8 - Indução magnética para diferentes espécies mineralógicas: (a) ferromagnéticas, (b) paramagnéticas e (c) diamagnéticas

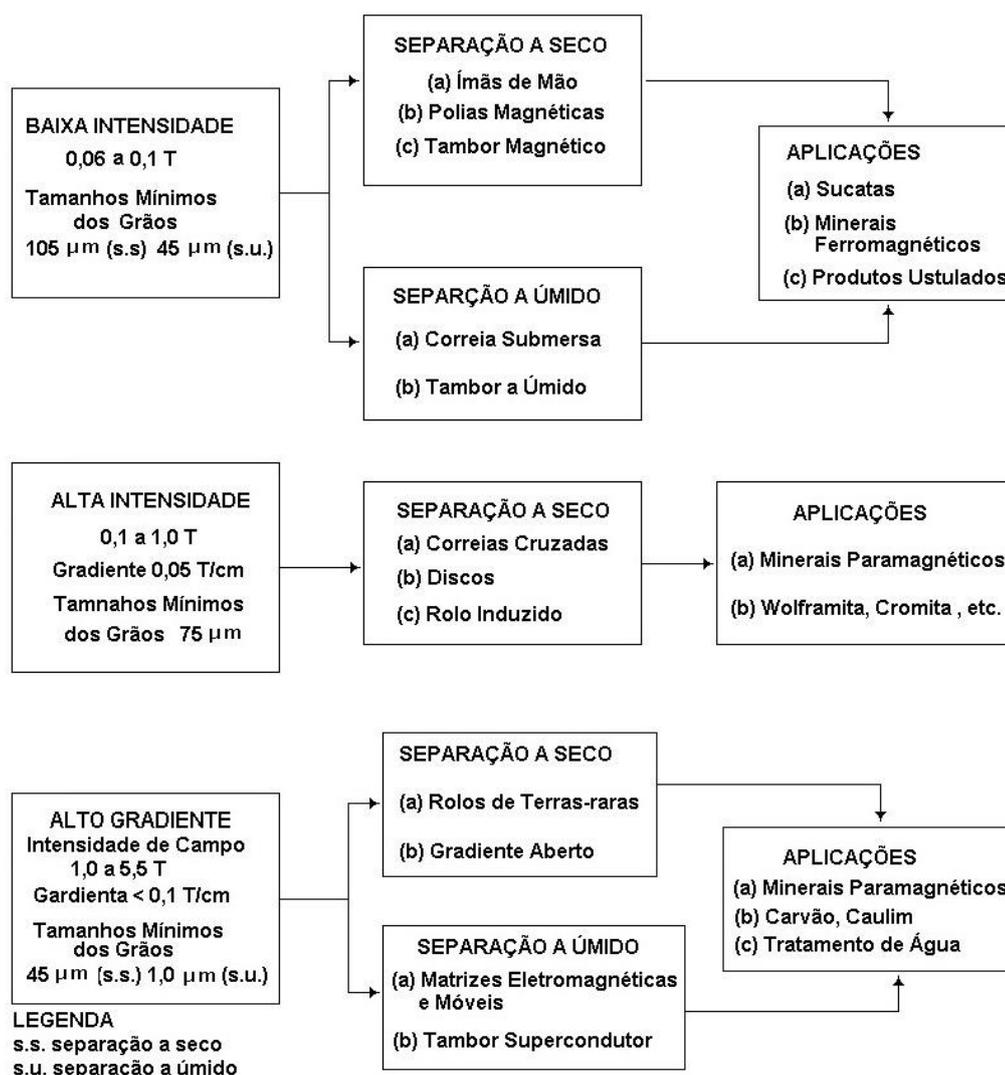


Fonte: Sampaio, Luz e França (2010).

A técnica de separação magnética pode ser empregada em processos a seco e a úmido. O método a seco é geralmente preferido para materiais de maior granulometria, enquanto o método a úmido é utilizado para granulometrias mais finas. Ao longo da história da separação magnética, observaram-se avanços em ambos os métodos, além da introdução da tecnologia de supercondutores, que representou um marco significativo no campo do processamento de minérios. Existem separadores magnéticos industriais que operam com campos magnéticos variando de 5 a 6 tesla (T), sendo que 1 tesla (T) equivale a 10^4 Gauss, o que corresponde a $1 \text{ N A}^{-1} \text{ m}^{-1}$ (Sampaio, Luz e França, 2010).

Ainda segundo Sampaio, Luz e França (2010), uma variedade de separadores magnéticos está disponível, sendo possível classificá-los em dois grupos principais de acordo com o método de aplicação. Além disso, esses separadores podem ser subdivididos com base nas características do campo de indução. No que se refere ao campo magnético, há separadores de baixa intensidade e separadores de alta intensidade, ambos adequados para operações a seco e a úmido. Vale ressaltar ainda que os separadores podem ser categorizados com base nos componentes que os constituem, como separadores de tambor, de rolos induzidos, de correias cruzadas, de carrossel, entre outros. A Figura 9 apresenta a classificação, características e aplicações dos separadores magnéticos.

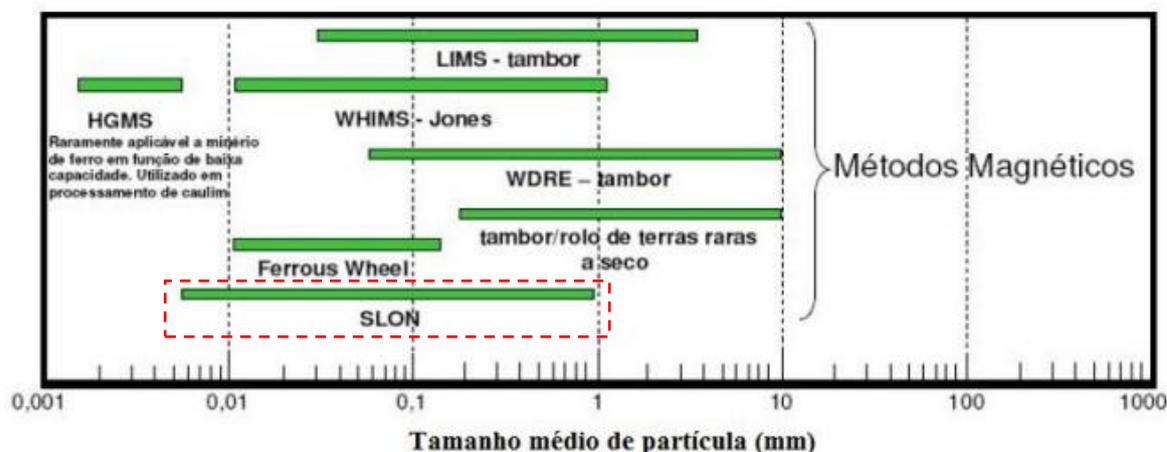
Figura 9 - Classificação, características e aplicações dos separadores magnéticos



Fonte: Sampaio, Luz e França (2010).

A Figura 10 apresenta os métodos de concentração magnética de minérios de ferro em relação às faixas granulométricas ideais para sua aplicação. Observa-se que o separador magnético vertical pulsante de alto gradiente, objeto de estudo neste trabalho, é adequado para o processamento de partículas com tamanhos que variam de 0,004mm a aproximadamente 1mm.

Figura 10 - Métodos de concentração magnética de minérios de ferro em relação às faixas granulométricas de aplicação



Fonte: Adaptado de Benedito Roberto (2010) *apud* Costa (2014).

3.4 SEPARADOR MAGNÉTICO VERTICAL PULSANTE DE ALTO GRADIENTE

O separador magnético vertical pulsante de alto gradiente é um separador magnético a úmido de alta intensidade que utiliza uma combinação de força magnética, fluido pulsante e gravidade para realizar a concentração dos minerais (Metso, 2023). Esses equipamentos foram desenvolvidos com o objetivo de separar minerais finos e fracamente magnéticos (Souza, 2021).

Segundo Zeng e Dahe (2003), os primeiros separadores magnéticos verticais pulsantes de alto gradiente foram desenvolvidos em 1988, com origem na China. Desde então, diversos esforços vêm sendo feitos para aprimorar esses equipamentos. As versões mais recentes são referidas como Separador Magnético Vertical Pulsante de Alto Gradiente (*Vertical Pulsating High-Gradient Magnetic Separator*), de forma abreviada VPHGMS.

Os separadores magnéticos verticais pulsantes de alto gradiente, oferecem benefícios como baixo custo operacional e de manutenção. Também apresentam vantagens sobre os separadores tradicionais do tipo WHIMS (Separadores Magnéticos de Alta Intensidade a Úmido), principalmente por não apresentarem problemas de entupimento (Metso, 2023). Além disso, apresentam um alto índice de recuperação mineral, alta eficiência e alto rendimento (Dahe, 2004).

O separador magnético vertical pulsante de alto gradiente possui um anel contendo matrizes, que são peças constituídas de filamentos de aço, posicionadas em toda sua extensão. As partículas minerais aderem a essas matrizes após serem magnetizadas por um campo magnético; tanto as matrizes quanto as partículas minerais são magnetizadas dentro do recipiente magnético. Mesmo quando as matrizes saem da região de influência do campo magnético, as partículas minerais se mantêm presas a elas devido à força de histerese magnética, criando uma resistência a liberação do material das matrizes. Para realizar a concentração mineral, jatos de água localizados no topo do equipamento removem as partículas de minério que estão presas às matrizes (Souza, 2021). A Figura 11 exibe um exemplo de separador magnético vertical pulsante de alto gradiente e seus principais componentes.

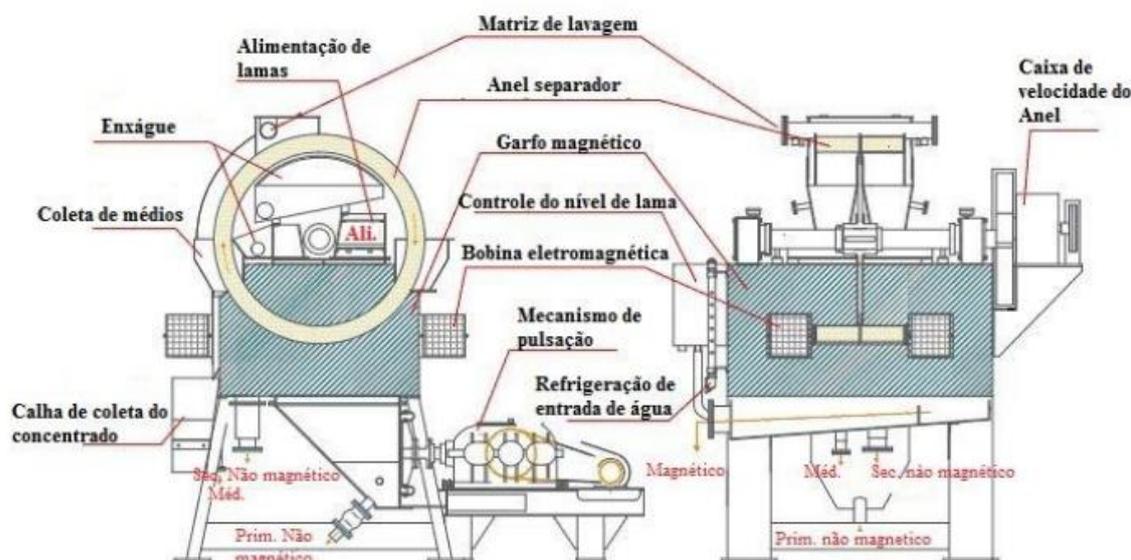
Figura 11 - Separador magnético vertical pulsante de alto gradiente e seus principais componentes



Fonte: Adaptado de Metso (2023).

A Figura 12 apresenta os componentes de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente.

Figura 12 - Componentes detalhados de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente

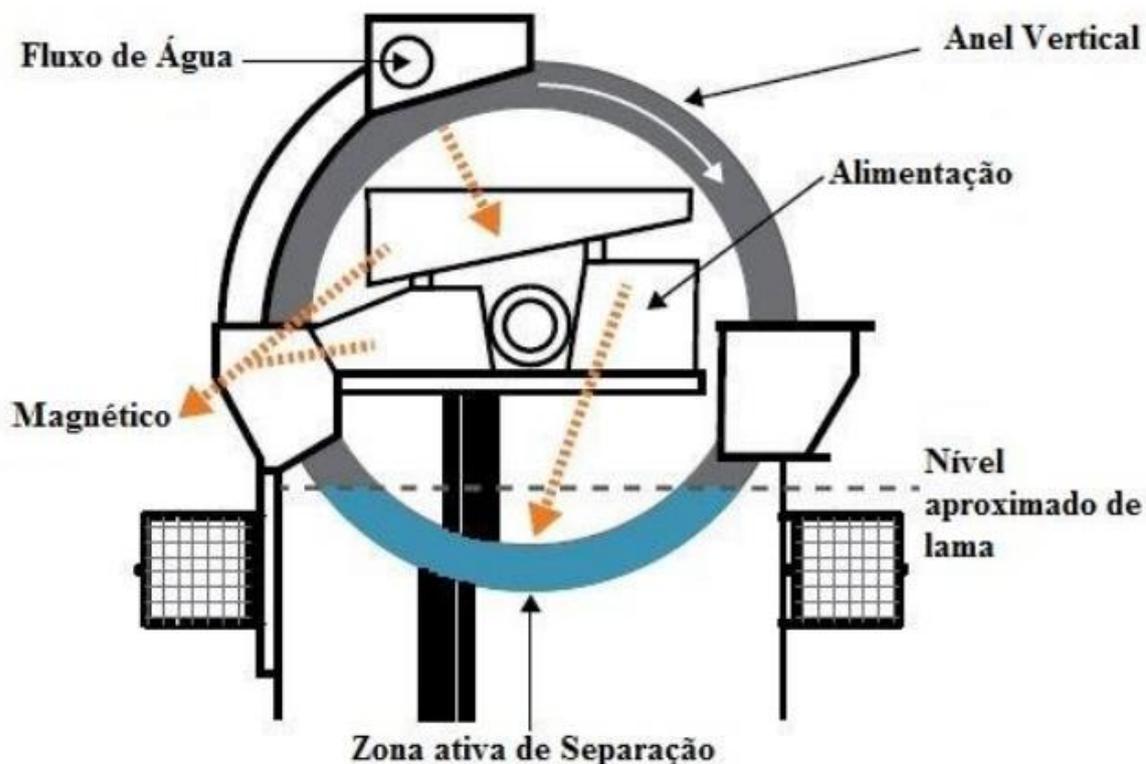


Fonte: Costa (2014).

Svoboda (2004) explica o modo como o separador magnético vertical pulsante de alto gradiente opera. Conforme mencionado pelo autor, o gerador de pulsos induz impulsos verticais na polpa dentro da matriz, expondo as partículas a uma intensa força de pulsação bidirecional, muito superior à força da gravidade. Como resultado, as partículas não-magnéticas em suspensão são removidas mecanicamente da matriz, o que resulta em um concentrado magnético de melhor qualidade. Simultaneamente, a pulsação possibilita que as partículas magnéticas em suspensão sejam expostas a toda a extensão da matriz, aumentando a eficiência na recuperação dos minerais magnéticos.

O princípio de funcionamento do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente é ilustrado na Figura 13.

Figura 13 - Princípio de funcionamento do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente

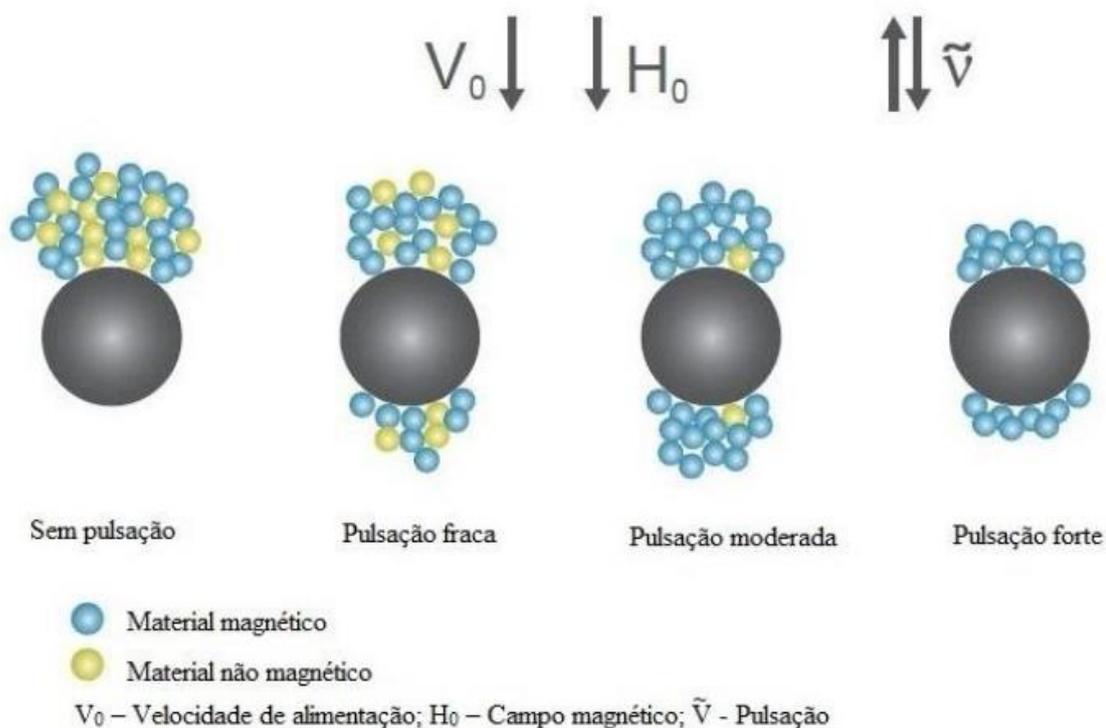


Fonte: Costa (2014).

De acordo com Costa (2014), o funcionamento separador magnético vertical pulsante de alto gradiente envolve um diafragma acionado que induz pulsações na zona de separação, resultando em uma melhoria no desempenho da separação magnética. A agitação da polpa não apenas mantém as partículas mais livres, reduzindo o aprisionamento, mas também maximiza a acumulação de partículas em todos os lados da matriz, gerando uma maior área de superfície disponível para a coleta.

A Figura 14 ilustra como a alteração na frequência do mecanismo de pulsação afeta a eficiência da separação magnética.

Figura 14 - Efeitos da variação de frequência no mecanismo de pulsação



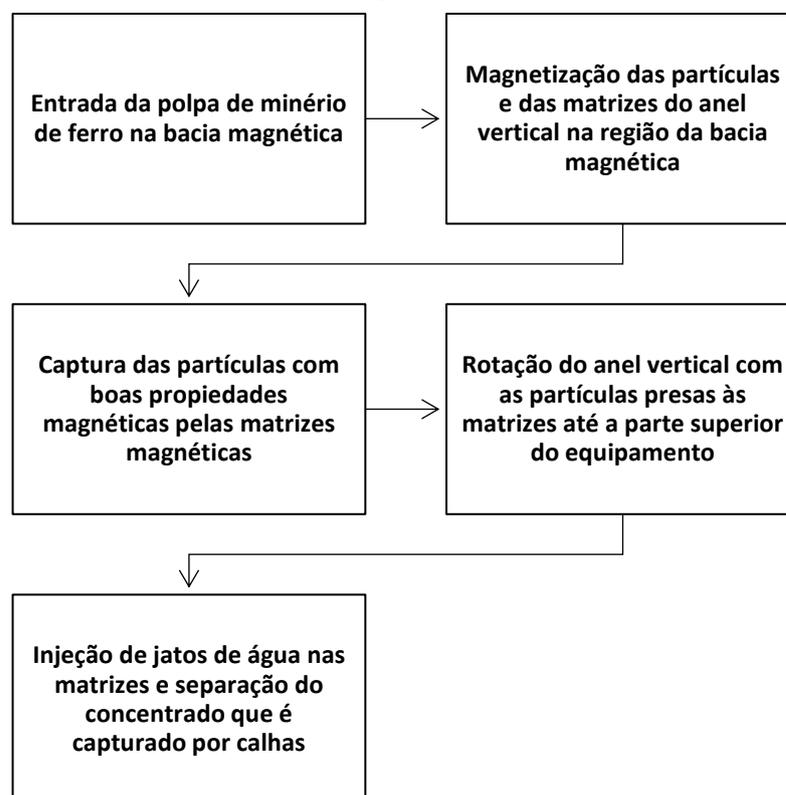
Fonte: Costa (2014).

O funcionamento detalhado de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente segue a seguinte sequência: a polpa de minério é alimentada em um recipiente que está imerso em um campo magnético, magnetizando as partículas mais susceptíveis. O anel vertical, uma característica distintiva desse equipamento, apresenta um movimento rotacional que atravessa o recipiente magnético quando está em seu ponto mais baixo, capturando as partículas nas matrizes constituídas por filamentos de aço, dispostas no contorno do anel. Dentro do recipiente, um mecanismo de pulsação mantém as partículas em constante movimento na polpa, maximizando sua captura pelas matrizes, principalmente as mais finas.

As partículas menos susceptíveis, não magnetizadas, se separam das demais, tornando-se rejeito. À medida que o anel rotaciona e as matrizes se movimentam para fora da região de influência do campo magnético, as partículas de interesse se mantêm presas aos filamentos de aço devido à histerese magnética. Próximo ao topo, o fluxo de água de lavagem é aplicado nas matrizes, para separar as partículas ainda presas. A concentração é feita a úmido, com a utilização de jatos de água para separar

as partículas de minério altamente magnéticas das matrizes (Souza, 2021). Um fluxograma resumo do funcionamento do equipamento é apresentado na Figura 15.

Figura 15 - Fluxograma das etapas de funcionamento do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente



Fonte: Autoria Própria (2023).

A utilização de separadores magnéticos verticais pulsantes de alto gradiente em instalações de processamento de minério de ferro é amplamente difundida na China, sendo empregada em várias usinas (Costa, 2014).

Dahe (1996), da *Gong Changeling Mineral Processing Plant of Anshan Iron and Steel Company*, apresenta em seu estudo, experimentos conduzidos em um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente com o objetivo de resolver os problemas de entupimento e melhorar a recuperação de ferro no circuito da usina de beneficiamento. O autor constatou que o equipamento poderia alcançar uma taxa de recuperação mais alta para o concentrado, com recuperação de ferro de 79,25%, contra 71,89% utilizando-se o separador magnético tipo WHIMS. Além de o separador

magnético vertical pulsante de alto gradiente operar a uma taxa mais elevada e não apresentar problemas de entupimento.

Zeng e Dahe (2003) apresentam em seus estudos, o caso da *Qidashan Mineral Processing Plant*, onde o concentrado final de um dos circuitos de concentração apresentava o teor de ferro de 63%, abaixo do limite mínimo de 66% necessário para satisfazer as exigências metalúrgicas. Neste estudo foi avaliada a inserção de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente no circuito em comparação com a inserção de separadores tipo WHIMS para a concentração do minério. Nos estudos comparativos, o separador magnético vertical pulsante de alto gradiente obteve valores mais elevados para teor de ferro e recuperação metálica, fazendo com que a empresa optasse pelo mesmo. A inserção do equipamento no circuito possibilitou um concentrado final com teor de ferro de 67%, além de um aumento na recuperação de ferro que foi de 70,3% para 75,9%.

Menezes (2020) em seu estudo, avaliou a utilização de um separador magnético vertical pulsante de alto gradiente para a concentração do rejeito da deslamagem de uma usina de beneficiamento. Os resultados dos ensaios em escala de bancada apresentam um concentrado magnético com teor de ferro de 67,06% com recuperação mássica e metalúrgica de 32,42% e 56,86%, respectivamente. Em escala piloto, o concentrado magnético com 57,57% de ferro, uma recuperação mássica de 45,76% e uma recuperação metalúrgica de 62,25%. Além disso, houve uma redução significativa no teor de alumina, em alguns casos, redução superior a 80%.

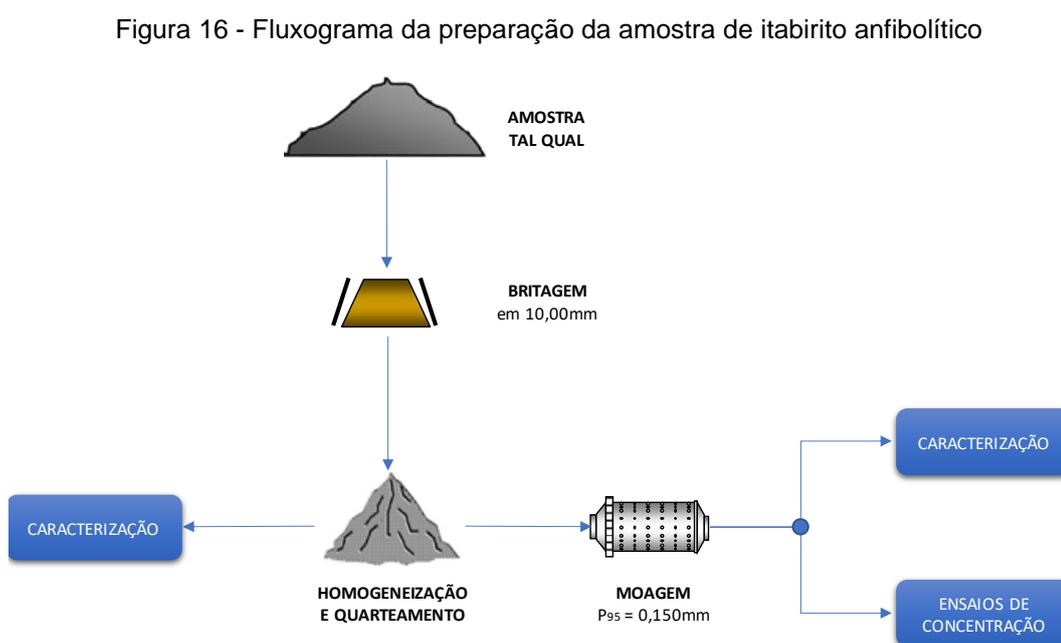
4 MATERIAIS E MÉTODOS

Neste capítulo estão descritos os materiais e os procedimentos experimentais utilizados para a caracterização da amostra e a realização dos experimentos de concentração via separação magnética em escala de bancada e, posteriormente, em escala piloto.

4.1 PREPARAÇÃO DA AMOSTRA

Este estudo utilizou uma amostra de aproximadamente 300 kg de minério de ferro itabirítico anfibolítico proveniente de uma mineradora localizada no Quadrilátero Ferrífero. Inicialmente, a amostra passou por um processo de britagem utilizando um britador de mandíbulas, reduzindo seu tamanho para 10mm. Após a britagem, a amostra foi homogeneizada em uma pilha cônica e foram retiradas duas alíquotas: uma para a realização da análise granulométrica e outra para a análise química. O restante da amostra foi moída em um moinho de barras até atingir uma granulometria de $P_{95} = 0,150\text{mm}$, para a realização dos ensaios de concentração e demais análises referentes à caracterização.

A Figura 16 apresenta o fluxograma de preparação das amostras.



Fonte: Autoria Própria (2023).

4.2 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA

A caracterização da amostra objeto de estudo consistiu na determinação da densidade real e análises química, granulométrica, granuloquímica e mineralógica.

4.2.1 Determinação da densidade real

A determinação de densidade real da amostra em estudo foi realizada no picnômetro a gás modelo K410, da fabricante Acp Instruments. O gás utilizado na análise foi o hélio (He).

4.2.2 Análise química

As análises químicas foram realizadas no laboratório químico da Fundação Gorceix, conforme procedimentos internos estabelecidos. Os teores dos elementos foram determinados por fluorescência de raios X (FRX).

As amostras foram pulverizadas e fundidas para reduzir os efeitos da matriz e melhorar a reprodutibilidade e precisão analíticas. O processo de fusão foi realizado com uso de tetraborato de lítio e brometo de lítio, na proporção de 14:1.

4.2.3 Análise granulométrica

A análise granulométrica da amostra foi realizada no laboratório do Departamento de Tratamento de Minérios e Metalurgia (DETEMM) da Fundação Gorceix, utilizando o método de peneiramento à úmido conforme procedimento interno. O peneiramento foi realizado em peneirador suspenso com adição de água controlada. Para esta análise, foram utilizadas peneiras da marca Bronzinox com 20cm de diâmetro e 7cm de altura. As aberturas das peneiras utilizadas na análise estão apresentadas na Tabela 1.

Tabela 1 - Peneiras utilizadas na análise granulométrica

ASTM	3/8"	5/16"	1/4"	8 (#)	16 (#)	32 (#)	100 (#)	325 (#)
Abertura (µm)	10000	8000	6350	2400	1000	500	150	45

Fonte: Aatoria Própria (2023).

A distribuição granulométrica da fração da amostra passante em 45µm foi determinada utilizando um granulômetro a laser modelo Mastersizer 2000, da Malvern Instruments.

Além disso, a análise granulométrica do *overflow* do ciclone da rota de concentração que incluiu a etapa de deslamagem foi realizada no mesmo granulômetro a laser.

4.2.4 Análise granuloquímica

A análise granuloquímica teve como objetivo identificar a composição química das diferentes frações granulométricas dos produtos em cada etapa dos ensaios de concentração. A análise química foi realizada utilizando a técnica de fluorescência de raios X. As frações granulométricas analisadas foram: 150µm, 106µm, 75µm, 45µm e -45µm.

No caso dos produtos da etapa de deslamagem, as frações granulométricas analisadas foram diferentes. Para o *underflow*, foram adicionadas a fração 53µm, além das frações abaixo de 45µm, que foram: 31µm, 20µm, 14µm, 7µm e -7µm. Já para o *overflow*, as frações analisadas foram: 32µm, 20µm, 14µm, 7µm, 4µm e -4µm.

4.2.5 Análise mineralógica

A análise mineralógica foi realizada via microscopia ótica (luz refletida). Para isso, foi utilizado um microscópio petrográfico polarizante, modelo DM750P – LEICA. As imagens foram capturadas por uma câmera modelo EC3 e o *software* utilizado foi o LAS V4.13 – LEICA.

Para análise mineralógica qualitativa e quantitativa foram preparadas pastilhas, em diferentes faixas granulométricas. As faixas selecionadas foram: +0,105mm, +0,075mm, +0,044mm e -0,044mm. Para quantificação, foram contados aproximadamente 500 grãos em cada uma das pastilhas, permitindo a identificação e a quantificação dos minerais presentes.

Além disso, foi realizado o cálculo do grau de liberação, utilizando o método de Gaudin. Este método envolveu a contagem das partículas liberadas e das partículas mistas, em cada faixa granulométrica.

4.3 ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO

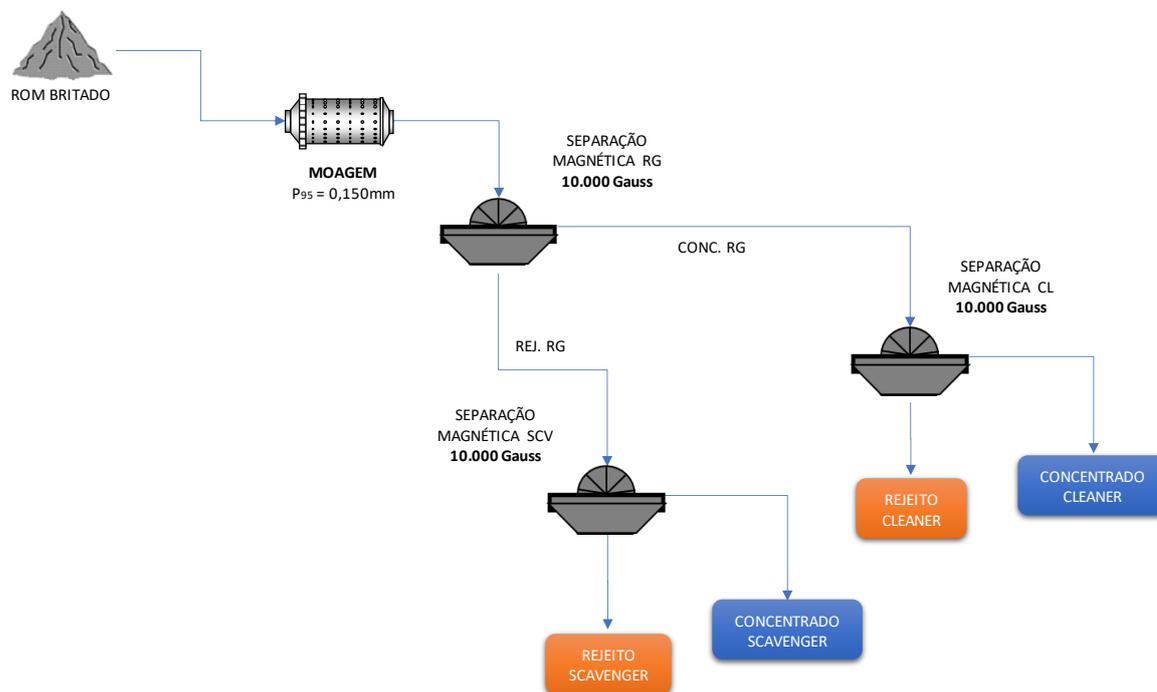
Os ensaios de concentração foram realizados nos laboratórios do Departamento de Tratamento de Minérios e Metalurgia (DETEMM) da Fundação Gorceix conforme os procedimentos internos estabelecidos. Inicialmente, realizou-se os ensaios em escala de bancada e, posteriormente, em escala piloto.

4.3.1 Ensaios de concentração em bancada

Os ensaios de concentração em bancada foram realizados seguindo duas rotas distintas. A primeira rota constituiu das etapas de moagem ($P_{95} = 0,150\text{mm}$) e separação magnética em estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger*, conforme ilustrado no fluxograma apresentado na Figura 17.

Utilizou-se o separador magnético vertical pulsante de alto gradiente. As variáveis dos ensaios foram: campo magnético de 10.000 Gauss, matriz com abertura de 1,5mm, frequência de pulsação de 300 Hz e pH de 6,70. A densidade e o percentual de sólidos da polpa foram de 1,30 g/cm³ e aproximadamente 30%, respectivamente. Além disso, durante os ensaios a água foi adicionada a uma taxa de 8 L/min. As variáveis foram mantidas constantes nos estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger* dos ensaios.

Figura 17 - Fluxograma rota 01: Moagem $P_{95} = 0,150\text{mm}$ e separação magnética



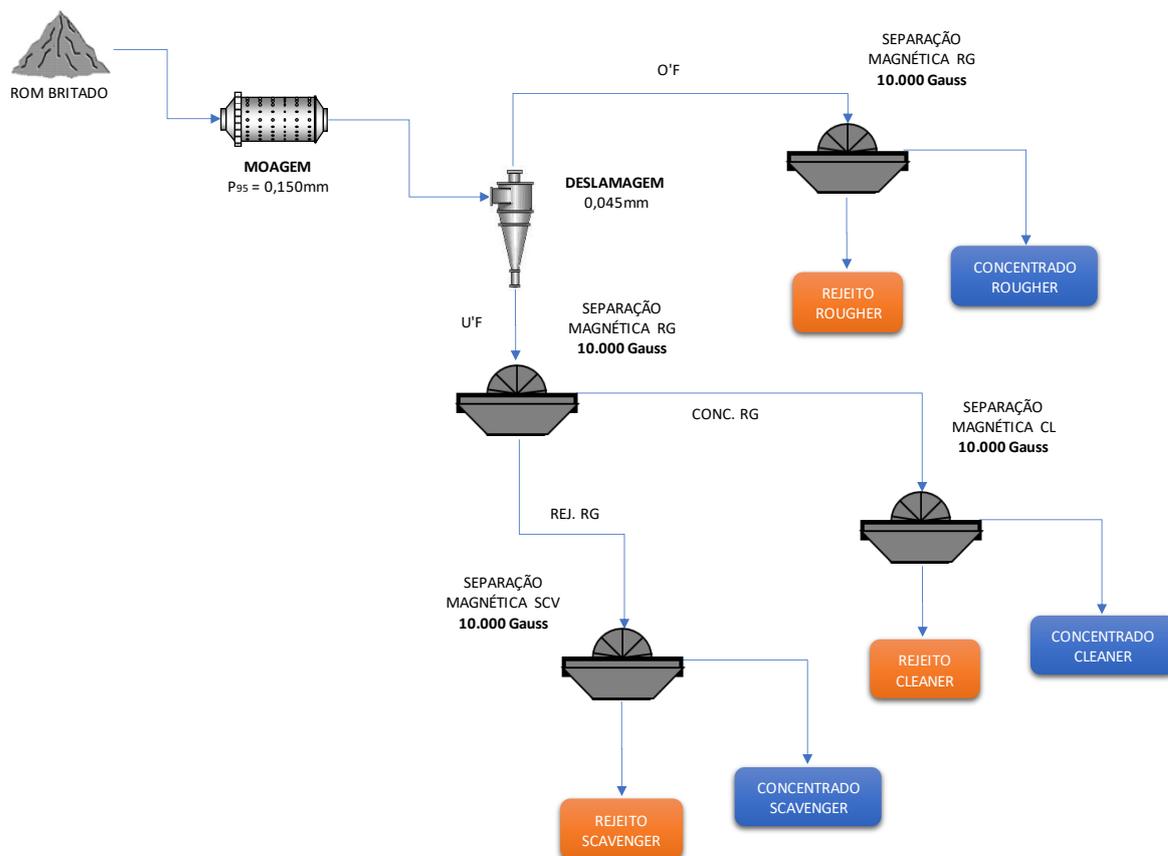
Fonte: Autoria Própria (2023).

Na segunda rota de concentração, foi adicionada uma etapa adicional de deslamagem pré-concentração, seguida de separação magnética dos produtos resultantes da deslamagem (*overflow* e *underflow*). Esta configuração está ilustrada no fluxograma apresentado na Figura 18.

Assim como na rota anterior (Rota 01) foi utilizado o separador magnético pulsante de alto gradiente e as variáveis dos ensaios permaneceram as mesmas, com exceção do pH. Para a separação magnética do *underflow* da deslamagem, o pH foi ajustado para 7,10. Já para o *overflow*, foram realizados dois ensaios de separação magnética, um com pH em 10,50 e o outro com pH em 6,00, com o objetivo de se avaliar o efeito da dispersão das partículas nos resultados da separação magnética.

A etapa de deslamagem foi realizada utilizando um hidrociclone com um diâmetro de corte de 0,045mm. O tempo de decantação da deslamagem foi de 6'30" com percentual de sólidos igual a 30%. O pH inicial da polpa foi de 6,92 e foi ajustado até 10,50, utilizando hidróxido de sódio (NaOH) a uma concentração de 10% como modulador.

Figura 18 - Fluxograma rota 02: Moagem $P_{95} = 0,150\text{mm}$, deslamagem e separação magnética



Fonte: Autoria Própria (2023).

O separador magnético vertical pulsante de alto gradiente utilizado nos ensaios em escala de bancada está apresentado na Figura 19.

Figura 19 - Separador magnético vertical pulsante de alto gradiente – Escala de bancada



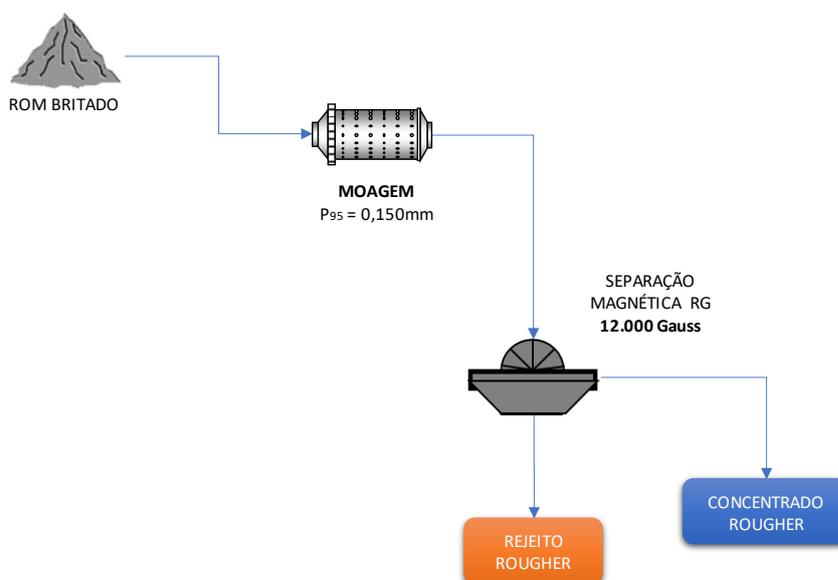
Fonte: Autoria Própria (2023).

4.3.2 Ensaios de concentração em escala piloto

Os ensaios de concentração em escala piloto foram conduzidos através da realização de uma única etapa de separação magnética *rougher*, após moagem com $P_{95} = 0,150\text{mm}$, conforme ilustrado no fluxograma apresentado na Figura 20.

Para a realização desses ensaios, utilizou-se o separador magnético vertical pulsante de alto gradiente de escala piloto. As variáveis controladas nos ensaios foram: campo magnético de 12.000 Gauss, matriz com abertura de 1,5mm, frequência de pulsação de 300 Hz e rotação de 1 rpm. A vazão de polpa utilizada foi de 200 L/h, com densidade de polpa de $1,30\text{ g/cm}^3$ e percentual de sólidos de aproximadamente 30%.

Figura 20 - Fluxograma Planta Piloto: Moagem $P_{95} = 0,150\text{mm}$ e separação magnética



Fonte: Autoria Própria (2023).

O separador magnético vertical pulsante de alto gradiente utilizado no ensaio em escala piloto está apresentado na Figura 21.

Figura 21 - Separador magnético vertical pulsante de alto gradiente – Escala piloto



Fonte: Autoria Própria (2023).

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste capítulo estão apresentadas as análises dos resultados experimentais obtidos nos diferentes estudos realizados.

5.1 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA

Neste tópico estão apresentados os resultados da caracterização da amostra em termos de composição mineralógica, distribuição granuloquímica e propriedades físicas relevantes para o processo de concentração magnética.

5.1.1 Determinação de densidade real

A amostra de itabirito anfibolítico, objeto de estudo, apresentou densidade de 3,87 g/cm³, valor próximo ao encontrado por Gonçalves (2020) para o itabirito anfibolítico proveniente da mina de Brucutu, 3,71 g/cm³.

5.1.2 Análise química

Os resultados da análise química da amostra de itabirito anfibolítico são apresentados na Tabela 2. Os valores encontrados na análise são semelhantes aos encontrados por Gonçalves (2020), para análise do material proveniente da mina de Brucutu. A referida autora encontrou teores de Fe, SiO₂, Al₂O₃, Mn, P e PPC de 46,0%, 25,5%, 0,95%, 0,16%, 0,14% e 6,69%, respectivamente.

Tabela 2 - Resultado da análise química da amostra de itabirito anfibolítico

Elemento	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	CaO	MgO	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	Cr ₂ O ₃	PPC	TOTAL
(%)	43,64	30,46	0,19	0,22	0,107	0,02	0,07	<0,01	<0,01	0,01	0,02	6,07	99,78

Fonte: Autoria Própria (2023).

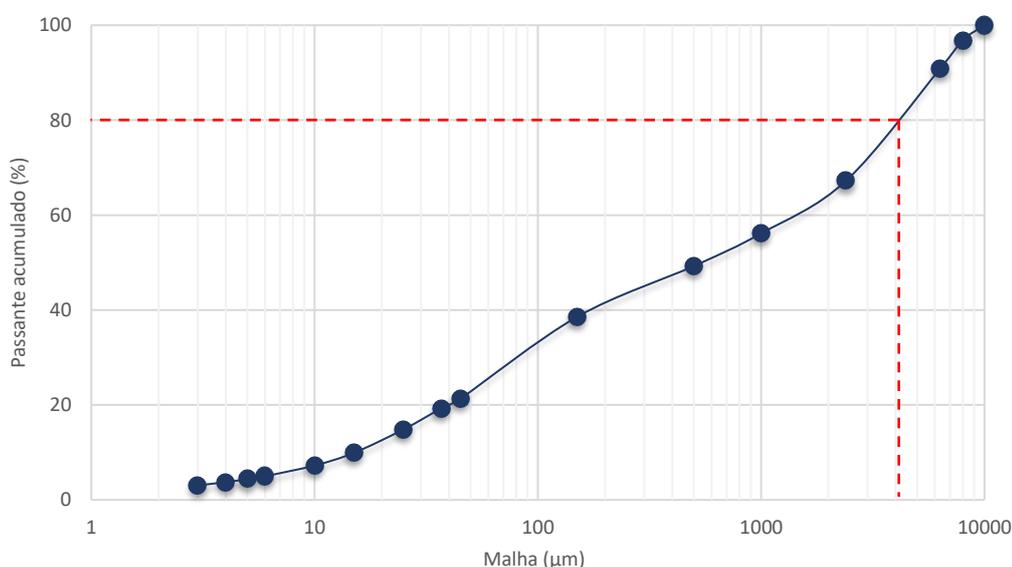
O teor de ferro de 43,64% da amostra mostrou-se tecnicamente viável à aplicação de técnicas de concentração, além de ser próximo aos teores de alimentação das plantas de beneficiamento de minas localizadas no Quadrilátero Ferrífero.

A amostra apresentou um elevado teor de PPC, cerca de 6,1%. Este teor elevado indica um alto índice de hidratação do material que pode estar associado à presença de hidróxido-minerais.

5.1.3 Análise granulométrica

A distribuição granulométrica da amostra de itabirito anfíbolítico britada em 10mm está apresentada na Figura 22. O D_{80} da amostra é de aproximadamente $4.100\mu\text{m}$. Observa-se que 7,25% do material está abaixo de $10,00\mu\text{m}$, fração classificada como ultrafinos de acordo com Somasundaran (1980). Segundo Menezes *et al.* (2022), a faixa granulométrica para a melhor operação do VPHGMS é entre $10\mu\text{m}$ e $1.000\mu\text{m}$, portanto a presença de ultrafinos compromete a eficiência do processo de separação magnética.

Figura 22 - Distribuição granulométrica da amostra de itabirito anfíbolítico britada em 10,00mm



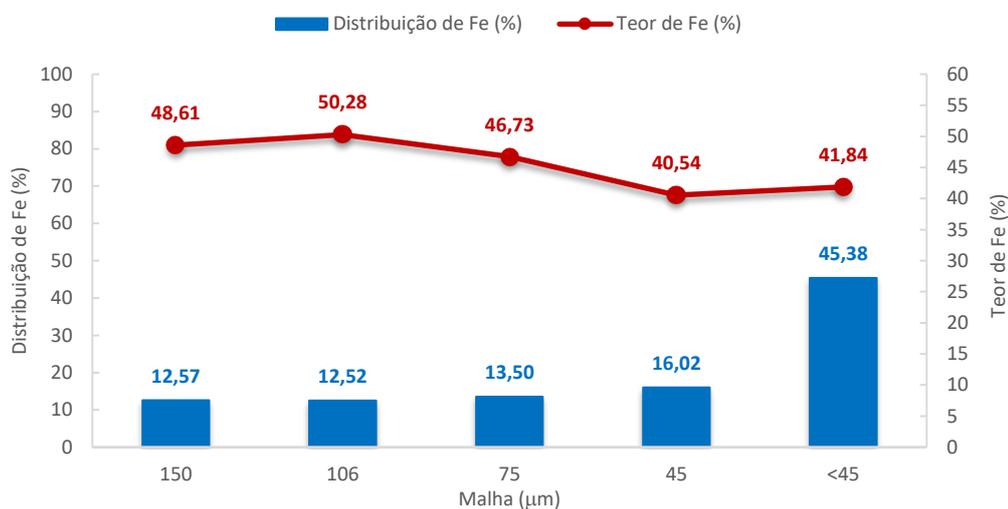
Fonte: Autoria Própria (2023).

5.1.4 Análise granuloquímica

A análise granuloquímica da alimentação dos ensaios de concentração está apresentada na Figura 23. Observa-se que os teores mais elevados de ferro ocorrem nas frações de maior granulometria. Por outro lado, observa-se a distribuição

preferencial de ferro na fração <45 μm , representando mais de 45% da distribuição do elemento.

Figura 23 - Análise granulométrica da alimentação dos testes de concentração

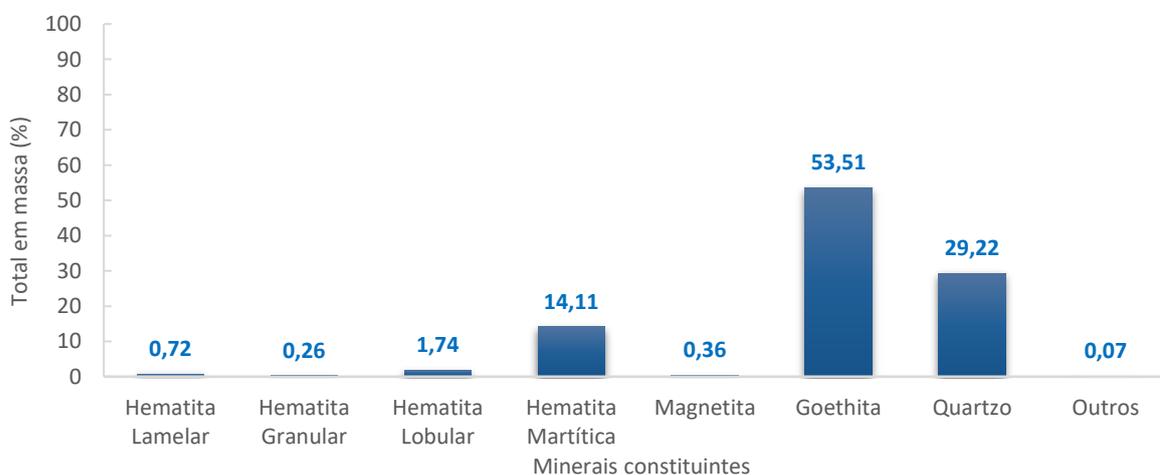


Fonte: Autoria Própria (2023).

5.1.5 Análise mineralógica

A composição mineralógica da amostra determinada via microscopia óptica está apresentada na Figura 24. Os principais minerais constituintes da amostra são goethita, quartzo e hematita martítica com percentuais de 53,51%, 29,22% e 14,11%, respectivamente.

Figura 24 - Composição mineralógica da amostra de itabirito anfibólico



Fonte: Autoria Própria (2023).

O principal constituinte mineral da amostra é a goethita, que representa um percentual elevado, acima de 50%. Esse resultado está de acordo com o que é descrito na literatura sobre a composição mineralógica de itabiritos anfíbolíticos. Um exemplo disso é o itabirito anfíbolítico da mina de Alegria, que segundo Rocha (2008), se encontra completamente alterado para goethita. Ainda segundo a autora, a goethita ocorre principalmente na sua forma pseudomórfica de anfíbolios e, em menor medida, na forma maciça.

A Tabela 3 apresenta a composição mineralógica da amostra por faixa granulométrica. A goethita é o mineral predominante em todas as frações, com maior proporção na fração mais fina, destacando novamente sua importância na composição mineral do itabirito anfíbolítico. Observa-se, também, que o quartzo está preferencialmente distribuído na fração mais fina.

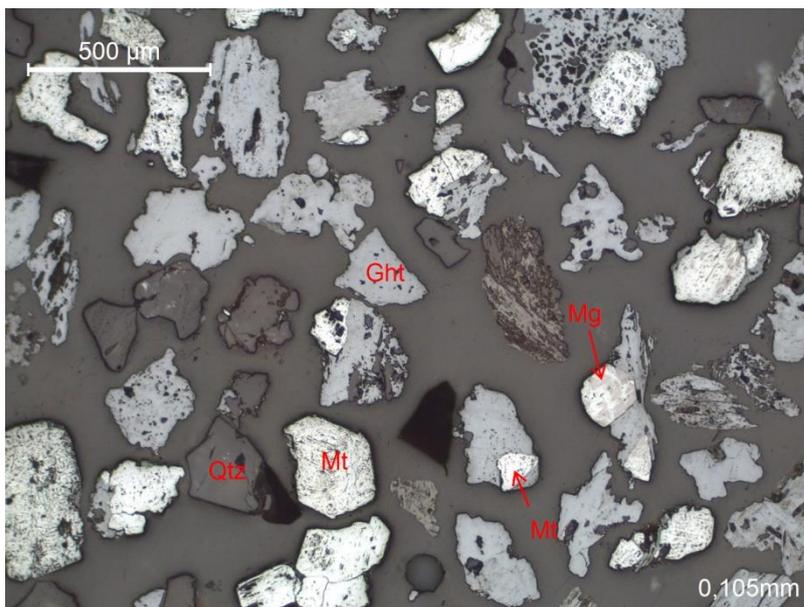
Tabela 3 - Distribuição dos minerais constituintes da amostra por faixa granulométrica

Minerais	Distribuição por faixa granulométrica		
	>0,105mm	>0,075mm	> 0,044mm
Hematita Lamelar	0,09%	0,21%	0,42%
Hematita Granular	0,00%	0,05%	0,21%
Hematita Lobular	0,13%	0,44%	1,17%
Hematita Martítica	2,33%	6,59%	5,19%
Magnetita	0,15%	0,20%	0,00%
Goethita	4,07%	7,14%	42,30%
Quartzo	1,60%	4,47%	23,15%
Outros	0,01%	0,06%	0,00%

Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 25 apresenta a micrografia da fração >0,105mm, revelando a presença de diferentes partículas minerais, incluindo goethita, hematita martítica, magnetita e quartzo.

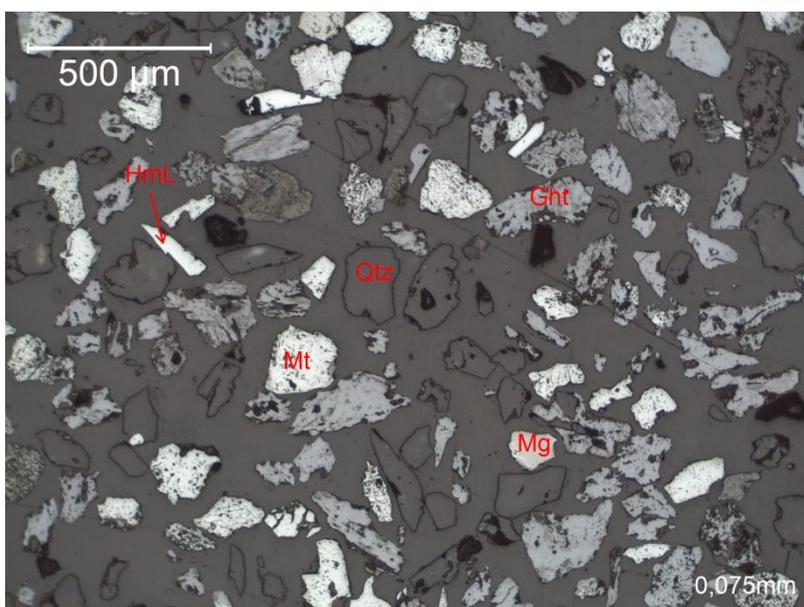
Figura 25 - Micrografia da fração >0,105mm



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 26 apresenta a micrografia da fração >0,075mm, onde é observada a presença de partículas goethita, hematita martítica, magnetita, quartzo e hematita lamelar.

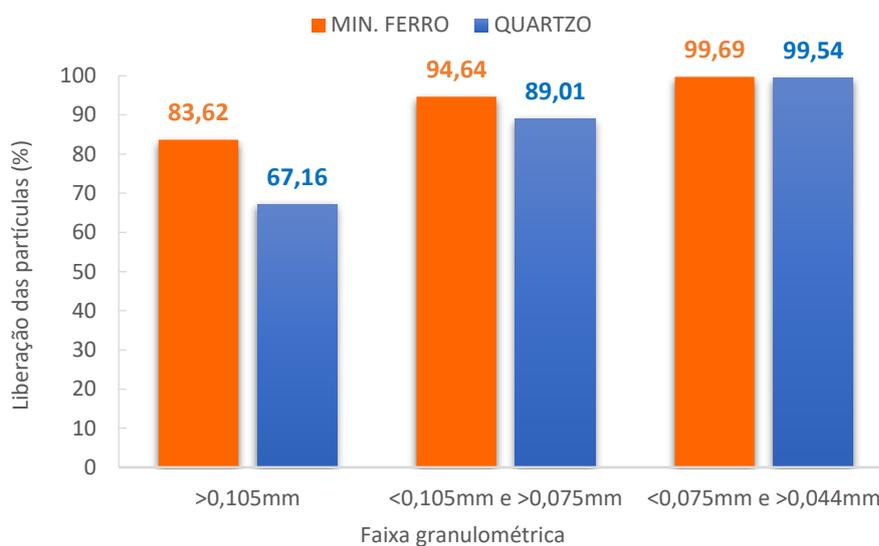
Figura 26 - Micrografia da fração >0,075mm



Fonte: Autoria Própria (2023).

Os resultados do grau de liberação estão apresentados na Figura 27. É possível observar que, na fração $>0,105\text{mm}$, aproximadamente 83,62% das partículas de minerais de ferro estão liberadas, enquanto apenas 67,16% das partículas de quartzo estão liberadas. Na faixa granulométrica entre $0,105\text{mm}$ e $0,075\text{mm}$, a liberação das partículas de minerais de ferro aumentou para cerca de 94,64%, enquanto a liberação das partículas de quartzo ficou próxima de 90%. Já para a faixa granulométrica entre $0,075\text{mm}$ e $0,044\text{mm}$, a liberação das partículas foi praticamente completa, com valores muito próximos de 100%, tanto para as partículas de minerais de ferro, quanto para as de quartzo.

Figura 27 - Grau de liberação das partículas de minerais de ferro e de quartzo em diferentes faixas granulométricas



Fonte: Autoria Própria (2023).

5.2 ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO

Neste tópico estão apresentados os resultados dos ensaios de concentração em bancada e em escala piloto.

5.2.1 Ensaios de concentração em bancada – Rota 01

A Tabela 4 apresenta as recuperações mássica e metálica por etapa e global dos estágios de concentração *rougher*, *cleaner* e *scavenger*

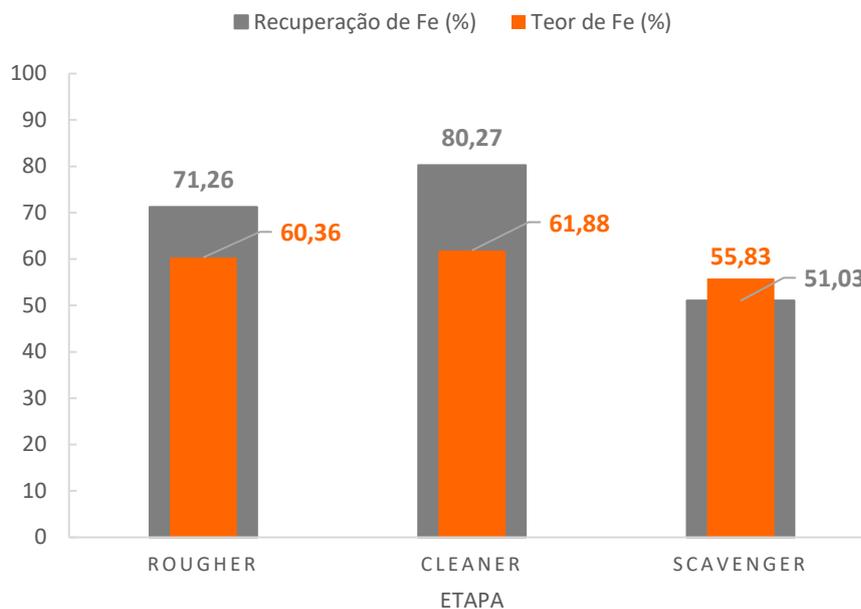
Tabela 4 - Recuperações mássica e metálica por etapa e global da Rota 01

PRODUTOS	REC. MASSA		REC. METÁLICA	
	% ETAPA	% GLOBAL	% ETAPA	% GLOBAL
ALIMENTAÇÃO NOVA	100,00	100,00	100,00	100,00
CONCENTRADO RG	55,61	55,61	71,26	71,26
REJEITO RG	44,39	44,39	28,74	28,74
ALIMENTAÇÃO CL	100,00	55,61	100,00	71,26
CONCENTRADO CL	78,31	43,55	80,27	57,20
REJEITO CL	21,69	12,06	19,73	14,06
ALIMENTAÇÃO SCV	100,00	44,39	100,00	28,74
CONCENTRADO SCV	28,36	12,59	51,03	14,67
REJEITO SCV	71,64	31,80	48,97	14,08

Fonte: Autoria Própria (2023).

Os resultados das etapas dos ensaios de concentração, seguindo a Rota 01, são apresentados na Figura 28. É apresentado a recuperação metálica e o teor de ferro do concentrado de cada etapa. Observa-se que o concentrado final (*cleaner*) atingiu um teor de ferro de 61,9%. Além disso, foram obtidas recuperações mássica e metálica para a etapa *cleaner* com valores de 78,3% e 80,3%, respectivamente, que corresponderam a 43,6% da recuperação mássica global e 57,2% da recuperação metálica global.

Figura 28 - Resultados ensaio de concentração - Rota 01

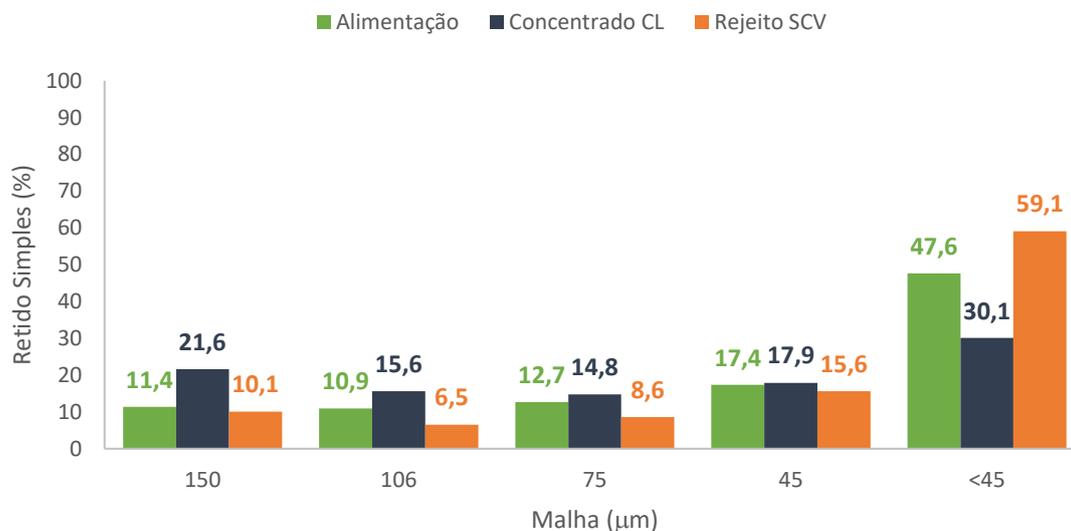


Fonte: Autoria Própria (2023).

Apesar do teor de ferro do concentrado final ser de aproximadamente 62%, a recuperação metálica global foi de 57,2%. Pode-se associar a essa baixa recuperação metálica global o fato de que, na etapa *rougher*, houve uma perda metálica de aproximadamente 30%.

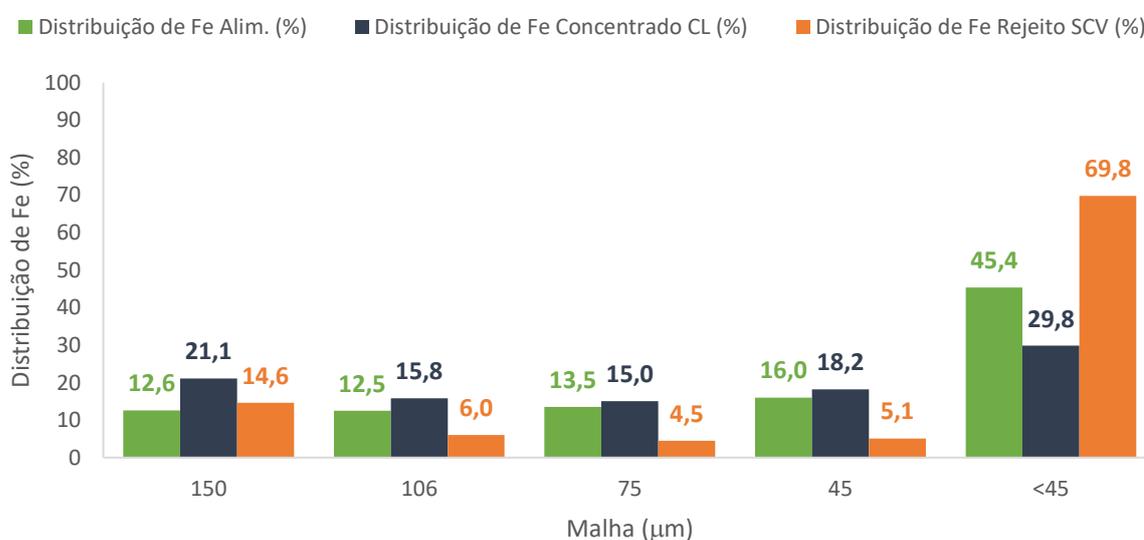
A Figura 29 apresenta o percentual de massa retido por malha para a alimentação e os produtos concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger* dos ensaios de concentração seguindo a Rota 01. A diferença entre os percentuais retidos em cada malha evidencia que o separador magnético pulsante de alto gradiente não foi capaz de realizar a concentração das partículas mais finas, direcionando-as para o rejeito. Enquanto as partículas mais grossas foram direcionadas para o concentrado.

Figura 29 - Percentual de massa retida por malha – Alimentação e produtos finais – Rota 01



Fonte: Autoria Própria (2023).

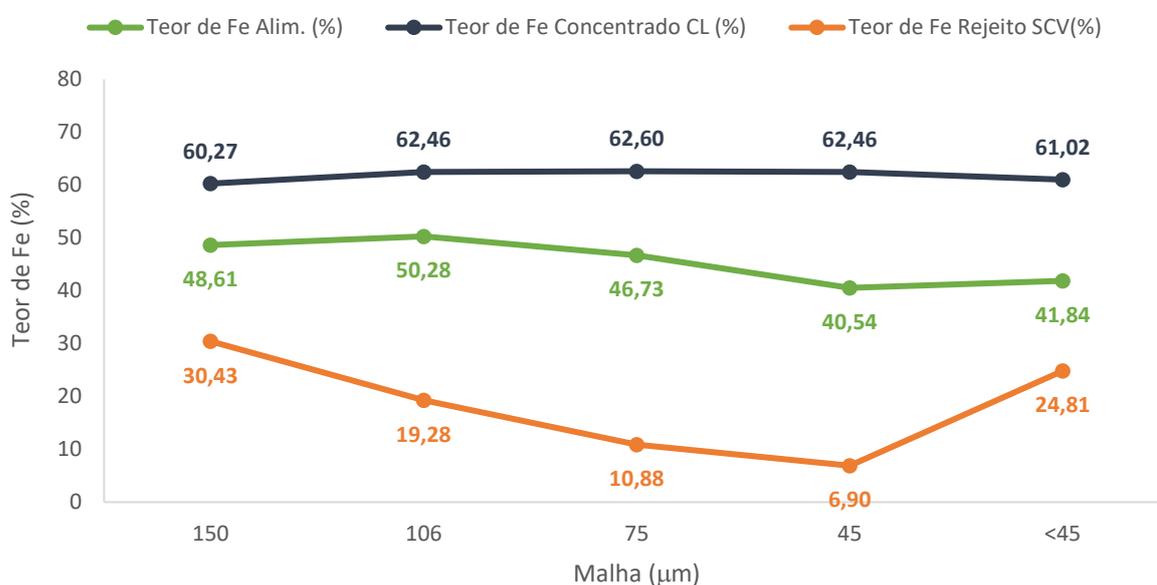
A Figura 30 apresenta a distribuição de ferro da alimentação, concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*. Para o concentrado, a distribuição de ferro para as diferentes malhas foi próxima, apenas na fração menor 45 μm que o valor foi mais elevado. Observa-se que grande parte do ferro contido nas partículas mais finas foi direcionado para o rejeito. Aproximadamente 70% do ferro presente no rejeito está na fração menor 45 μm .

Figura 30 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Alimentação, concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*

Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 31 apresenta os teores de ferro da alimentação, concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*. Para o concentrado, os teores de ferro são próximos, estando acima de 60% para todas as malhas. No caso do rejeito, observa-se que o teor de ferro apresenta uma tendência de decréscimo à medida que a granulometria também diminui. No entanto, para a fração menor que 45 μ m, o teor de ferro apresenta um aumento significativo.

Figura 31 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Alimentação, concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Tabela 5 apresenta os teores dos principais elementos da alimentação, concentrado e rejeito finais. Obteve-se, uma razão de enriquecimento para o teor de ferro de 1,3, partindo de um valor de 47,1% e chegando-se a aproximadamente 62%. Destaca-se a redução no percentual de SiO₂, que na alimentação era de 25,5% e foi reduzido até 3,4% no concentrado final. No entanto, os demais contaminantes apresentaram um pequeno aumento de seus teores no concentrado final.

Tabela 5 - Teores dos principais elementos da alimentação e produtos finais - Rota 01

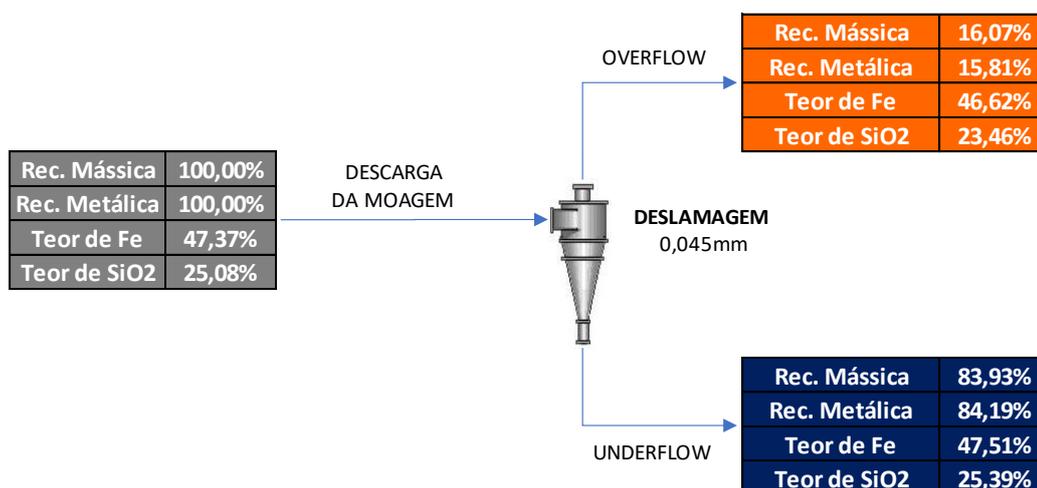
PRODUTOS	REC. MASSA	ANÁLISE QUÍMICA						REC. METÁLICA
	% GLOBAL	% Fe	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% Mn	% P	% PPC	% GLOBAL
ALIMENTAÇÃO NOVA	100,00	47,10	25,49	0,24	0,25	0,10	6,27	100,00
CONCENTRADO CL	43,55	61,88	3,41	0,28	0,33	0,12	6,40	57,20
REJEITO SCV	31,80	21,21	64,57	0,25	0,12	0,07	3,77	14,08

Fonte: Autoria Própria (2023).

5.2.2 Ensaios de concentração em bancada – Rota 02

Os resultados da etapa de deslamagem realizada na Rota 02 são apresentados na Figura 32. Após a etapa de deslamagem, 16,07% da massa foi direcionada para o *overflow* e 83,93% para o *underflow*. A recuperação metálica e o teor de ferro no *overflow* foram de 15,81% e 46,62%, enquanto do *underflow* foram de 84,19% e 47,51%, respectivamente.

Figura 32 - Recuperação e teores da etapa de deslamagem



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Tabela 6 apresenta as recuperações mássica e metálica, por etapa e global, dos estágios de concentração *rougher*, *cleaner* e *scavenger* realizados com o *underflow* da deslamagem.

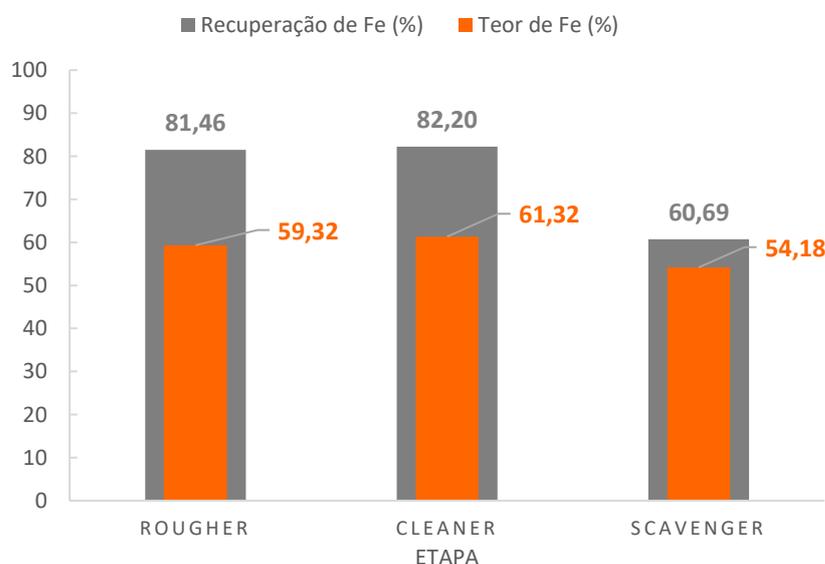
Tabela 6 - Recuperações mássica e metálica, por etapa e global, da Rota 02

PRODUTOS	REC. MASSA		REC. METÁLICA	
	% ETAPA	% GLOBAL	% ETAPA	% GLOBAL
ALIMENTAÇÃO	100,00	83,93	100,00	84,19
CONCENTRADO RG	64,53	54,17	81,46	68,58
REJEITO RG	35,47	29,77	18,54	15,61
ALIMENTAÇÃO	100,00	54,17	100,00	68,58
CONCENTRADO CL	79,79	43,22	82,20	56,37
REJEITO CL	20,21	10,95	17,80	12,21
ALIMENTAÇÃO	100,00	29,77	100,00	15,61
CONCENTRADO SCV	27,58	8,21	60,69	9,47
REJEITO SCV	72,42	21,56	39,31	6,14

Fonte: Autoria Própria (2023).

Os resultados dos ensaios de concentração do *underflow* da deslamagem são apresentados na Figura 33. É apresentada a recuperação metálica e o teor de Fe do concentrado em cada uma das etapas. Observa-se que o concentrado *cleaner* atingiu um teor de ferro de 61,3%. Além disso, foram obtidas recuperações mássica e metálica com valores de 79,8% e 82,20%, respectivamente, para a etapa *cleaner*, que corresponderam a 43,2% da recuperação mássica global e 56,4% da recuperação metálica global.

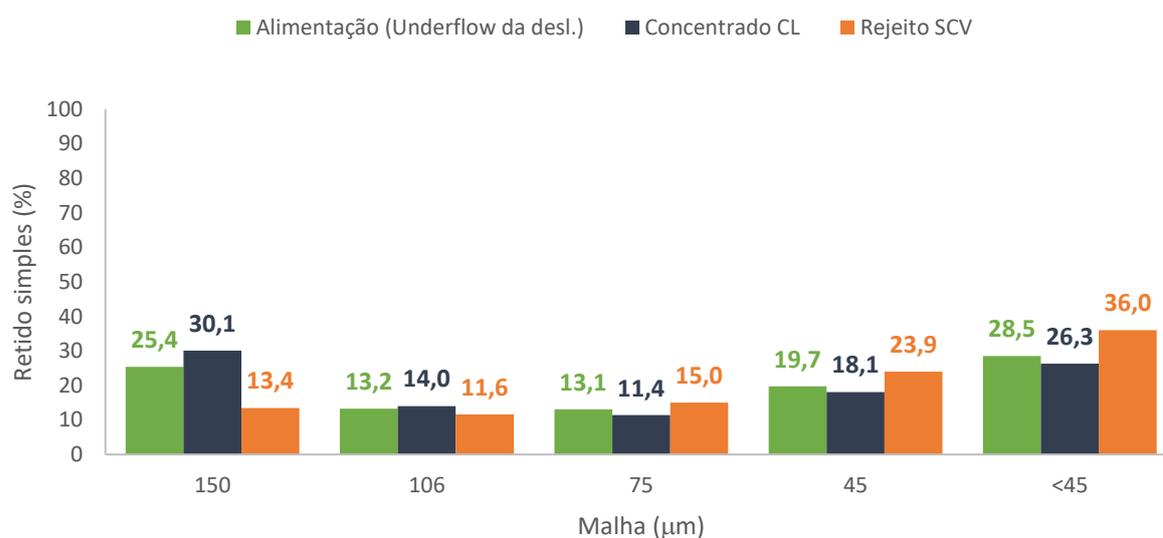
Figura 33 - Resultados ensaios de concentração - Rota 02



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 34 apresenta o percentual de massa retido por malha para a alimentação e os produtos concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger* dos ensaios de concentração seguindo a Rota 02. Neste caso, é considerado como alimentação o *underflow* da deslamagem. Mesmo com a adição da etapa de deslamagem, observa-se a diferença no percentual de massa retida para os produtos nas diferentes malhas. Também é observado o mesmo comportamento apresentado pelos produtos da rota anterior, com as partículas mais finas sendo direcionadas para o rejeito, enquanto as partículas mais grossas foram direcionadas para o concentrado. No entanto, para a Rota 02, a diferença entre as massas dos produtos da concentração retidas em cada malha foi menor, o que decorre da eliminação de parte dos finos na etapa de deslamagem.

Figura 34 - Percentual de massa retida por malha – Alimentação e produtos finais – Rota 02

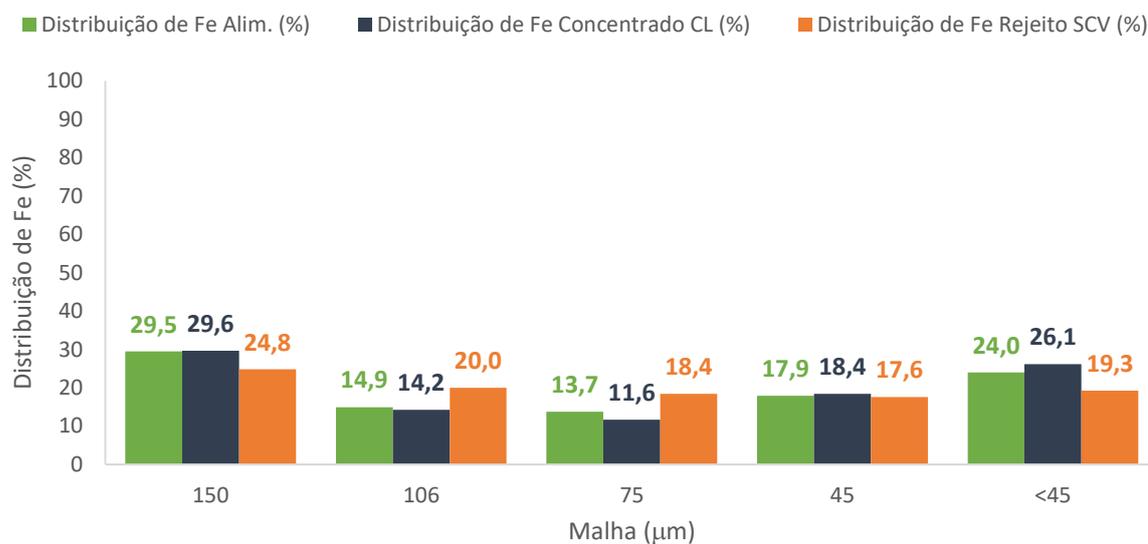


Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 35 apresenta a distribuição de ferro da alimentação, concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*, ressalta-se que, neste caso, a alimentação é o *underflow* da deslamagem. Observa-se que, para o concentrado, existe uma distribuição de ferro preferencial nas malhas de 150μm e 45μm, enquanto os valores nas outras faixas encontram-se próximos. Para o rejeito, é visto que há uma tendência de decréscimo da distribuição de ferro com a diminuição da granulometria. Esse comportamento difere daquele apresentado na rota anterior e pode ser explicado pela inserção da etapa de deslamagem. A deslamagem foi responsável por remover grande parcela

dos finos que eram direcionados para o rejeito, resultando na mudança da distribuição de ferro deste produto.

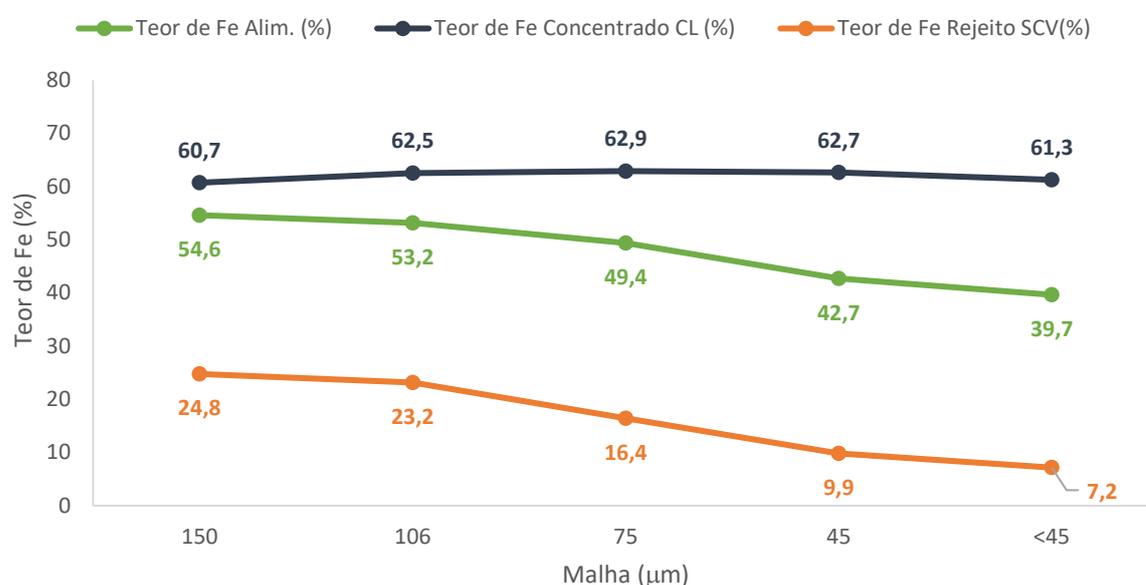
Figura 35 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Alimentação (*underflow*), concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 36 apresenta os teores de ferro da alimentação, concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*. Para o concentrado, os teores de ferro ficaram próximos e acima de 60% para todas as faixas granulométricas. No caso do rejeito, observa-se que o teor de ferro apresenta uma tendência semelhante à apresentada pela alimentação, com uma diminuição do teor de ferro à medida que a granulometria diminui.

Figura 36 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Alimentação (*underflow*), concentrado *cleaner* e rejeito *scavenger*



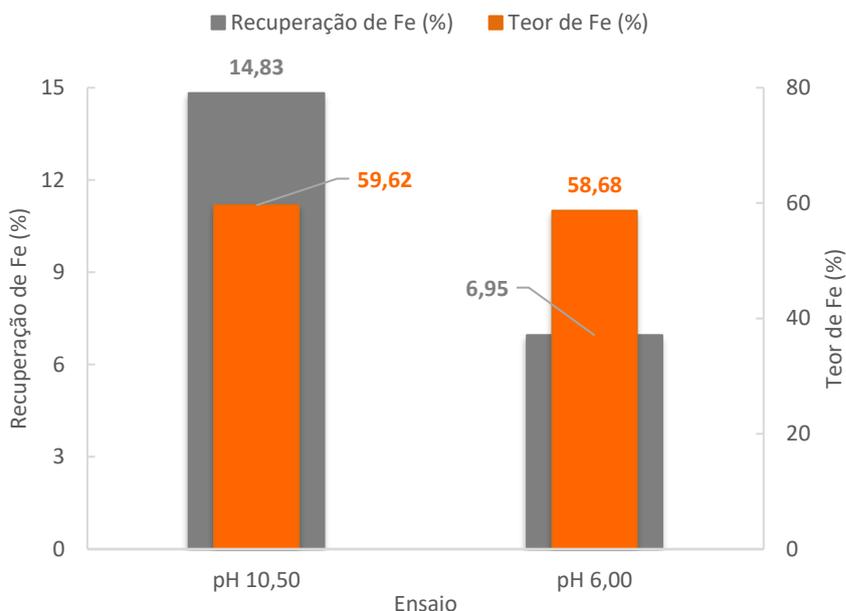
Fonte: Autoria Própria (2023).

A avaliação do efeito da dispersão das partículas nos ensaios de separação magnética do *overflow* da deslamagem foi realizada em duas condições diferentes, uma com pH igual a 10,5 e outra com pH igual a 6,00. De acordo com Menezes *et al.* (2022), processos de separação magnética podem ser prejudicados pela agregação de partículas finas não magnéticas e magnéticas, o que impede que elas sejam separadas quando expostas a um campo induzido pelo separador magnético. Além disso, as partículas finas têm a tendência de cobrir as partículas mais grossas (*slime coating*).

Os resultados da separação magnética do *overflow* da deslamagem em função do pH estão apresentados na Figura 37. Quanto ao teor de ferro, os resultados ficaram próximos, tendo o ensaio realizado em pH 10,50 apresentado um teor de ferro ligeiramente mais elevado. No entanto, as recuperações mássica e metálica revelaram diferenças significativas entre os dois ensaios. O ensaio realizado em pH 10,50 obteve recuperações cerca de duas vezes maiores que o ensaio realizado em pH 6,00. O ensaio realizado em pH 10,50 obteve uma recuperação mássica de 11,48%, enquanto o ensaio realizado em pH 6,00 obteve uma recuperação mássica de 5,34%, valores que representaram 1,85% e 0,86% das recuperações globais. Quanto à recuperação metálica, o valor obtido de 14,83% no ensaio realizado em pH

10,50 representou 2,35% da recuperação global, enquanto o 6,95% obtido no ensaio realizado em pH 6,00 representou 1,10% da recuperação global.

Figura 37 - Resumo de recuperação x teor de ferro para os testes de concentração do *overflow* da deslamagem



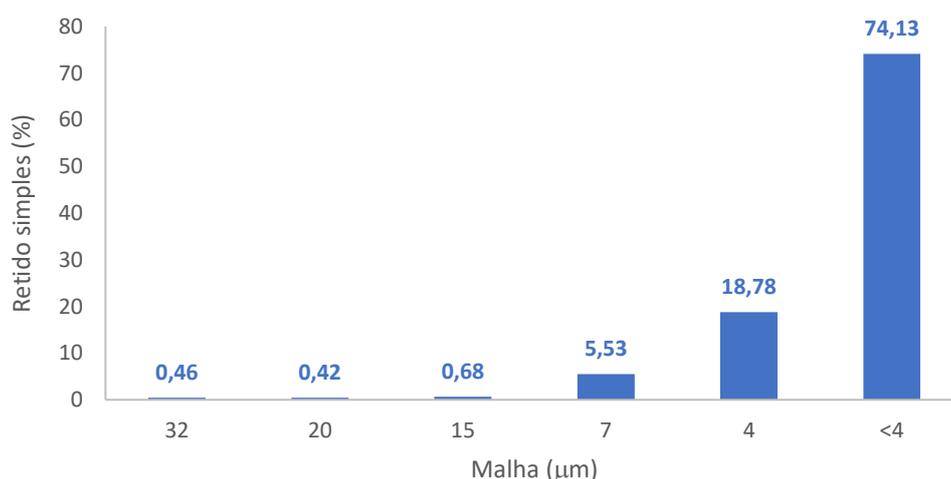
Fonte: Autoria Própria (2023).

O ponto isoelétrico do quartzo é atingido em pH em torno de 2,0 e da hematita e goethita em pH em torno de 6,7. O potencial zeta do quartzo é negativo em toda a região do pH, e a carga negativa aumenta com o aumento do pH. A hematita e a goethita adquirem carga positiva em pH abaixo de 6,7 e carga negativa para valores de pH acima de 6,7, o potencial zeta aumenta em módulo com o aumento do pH (Abreu, 2018; Menezes, 2020). Portanto, para uma polpa composta principalmente por quartzo, hematita e goethita, as partículas estarão com maior carga negativa e, conseqüentemente, mais dispersas em um valor de pH mais elevado. Essa melhor dispersão das partículas justifica o resultado superior obtido no ensaio de separação magnética realizado em pH 10,5.

Os resultados da separação magnética do *overflow* da deslamagem mostraram a obtenção de teores de Fe próximos a 60%, no entanto, com recuperações metálicas baixas. O que comprova a dificuldade de se realizar a concentração do material ultrafino. A Figura 38 apresenta percentual de massa retido por malha do *overflow* da

deslamagem, observa-se que mais de 92,9% do material é passante em 7 μ m. Portanto, relaciona-se as baixas recuperações mássica e metálica do *overflow* da deslamagem à granulometria fina do material.

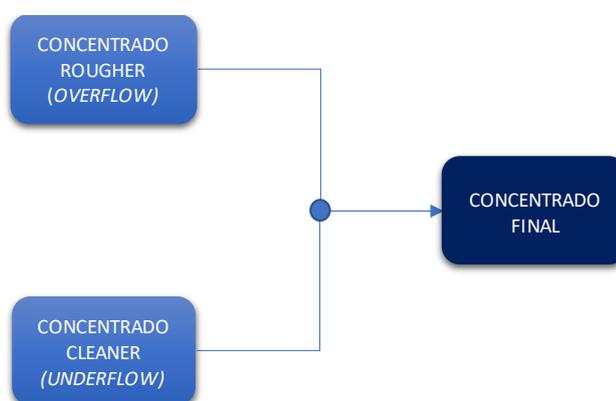
Figura 38 - Percentual de massa retido por malha do *overflow* da deslamagem



Fonte: Autorial Própria (2023).

Para a Rota 02, considerou-se como concentrado final, o *blend* entre o concentrado da etapa *cleaner* da separação magnética do *underflow* da deslamagem e o concentrado da separação magnética do *overflow* da deslamagem, conforme apresentado na Figura 39.

Figura 39 - Composição do concentrado final - Rota 02



Fonte: Autorial Própria (2023).

As recuperações e teores dos principais elementos do concentrado final estão apresentados na Tabela 7. Observa-se que as recuperações mássica e metálica

foram de 45,06% e 58,71%, respectivamente. Obteve-se uma razão de enriquecimento de 1,3 para o teor de ferro, que saiu de 47,4% na alimentação para 61,3% no concentrado. Além disso, observa-se uma redução considerável do teor de sílica que caiu de 25,1% na alimentação para 4,1% no concentrado.

Tabela 7 - Recuperações e teores dos principais elementos do concentrado final - Rota 02

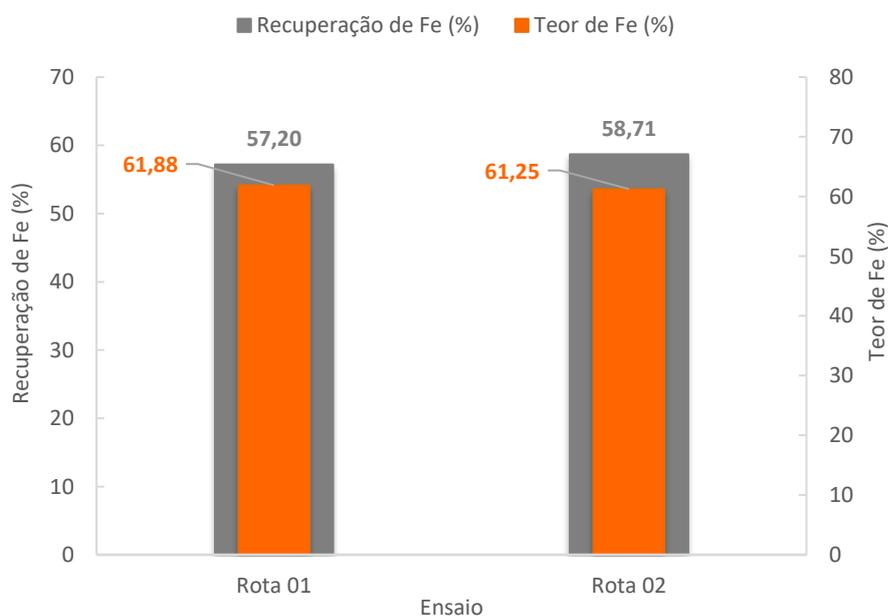
PRODUTO	REC. MASSA	ANÁLISE QUÍMICA						REC. METÁLICA
	% GLOBAL	% Fe	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% Mn	% P	% PPC	% GLOBAL
Concentrado Final	45,06	61,25	4,07	0,40	0,33	0,11	6,42	58,71

Fonte: Autoria Própria (2023).

5.2.3 Comparação entre as rotas de concentração em bancada

A Figura 40 apresenta a comparação entre os concentrados finais obtidos nas rotas adotadas para os ensaios de bancada. Observa-se que os resultados ficaram próximos, para a Rota 01 a recuperação metálica foi de 57,20% e o teor de Fe foi de 61,88%, enquanto para a Rota 02 os valores obtidos foram de 58,71% e 61,25%, respectivamente.

Figura 40 - Resumo comparativo entre as rotas de concentração em bancada



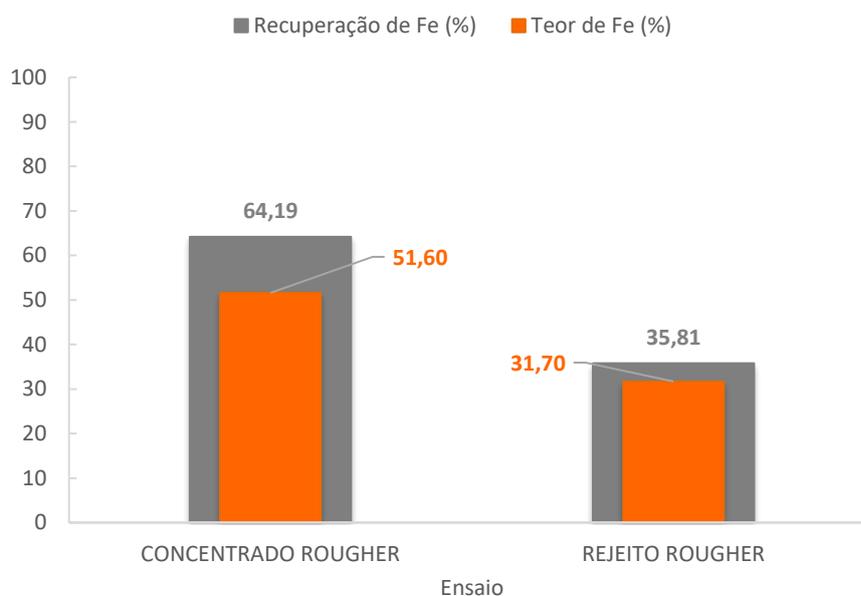
Fonte: Autoria Própria (2023).

A adição de uma etapa de deslamagem não apresentou relevância para o resultado final. Portanto, tal etapa foi descartada para a realização do ensaio em planta piloto.

5.2.4 Ensaio de concentração em escala piloto

A Figura 41 apresenta os resultados da separação magnética em escala piloto, realizada em única etapa *rougher*. O concentrado *rougher* teve recuperações mássica e metálica de 52,41% e 64,19%, respectivamente. O teor de ferro do concentrado foi 51,60%, enquanto do rejeito foi de 31,70%. Além disso, o teor de SiO₂ no concentrado *rougher* foi de 18,46%.

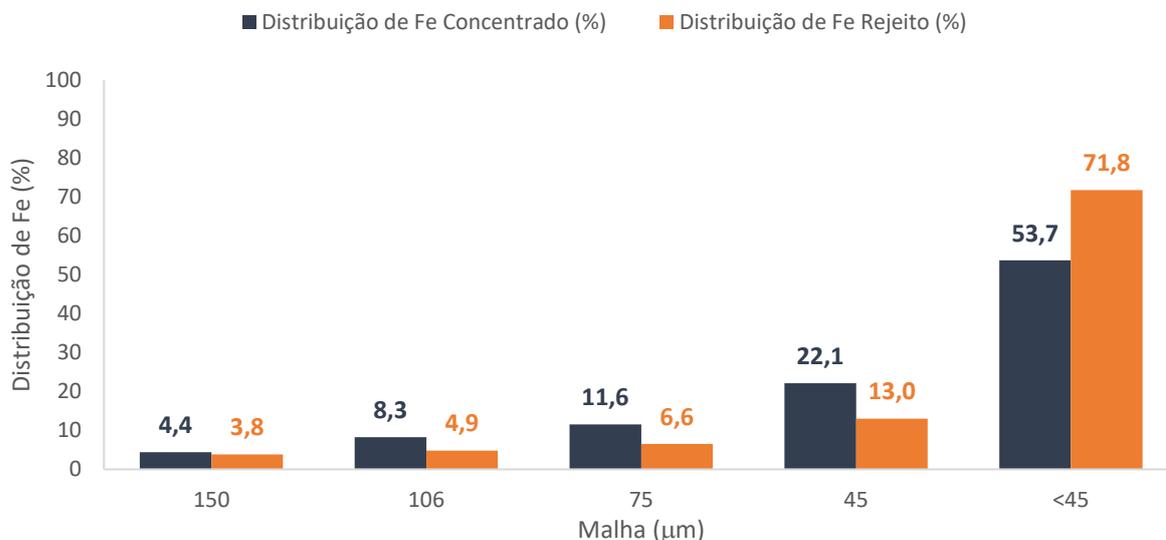
Figura 41 - Recuperação e teor de Fe – ensaio de concentração em escala piloto



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 42 apresenta a distribuição de ferro do concentrado e rejeito da separação magnética. Para o concentrado, a distribuição de ferro aumenta com a diminuição da granulometria, com a fração menor 45 μ m, representando aproximadamente de 54% da distribuição do elemento. No caso do rejeito, também é observada a tendência de aumento na distribuição de ferro conforme a granulometria diminui. No caso do rejeito, a fração menor 45 μ m contém aproximadamente 72% da distribuição do elemento.

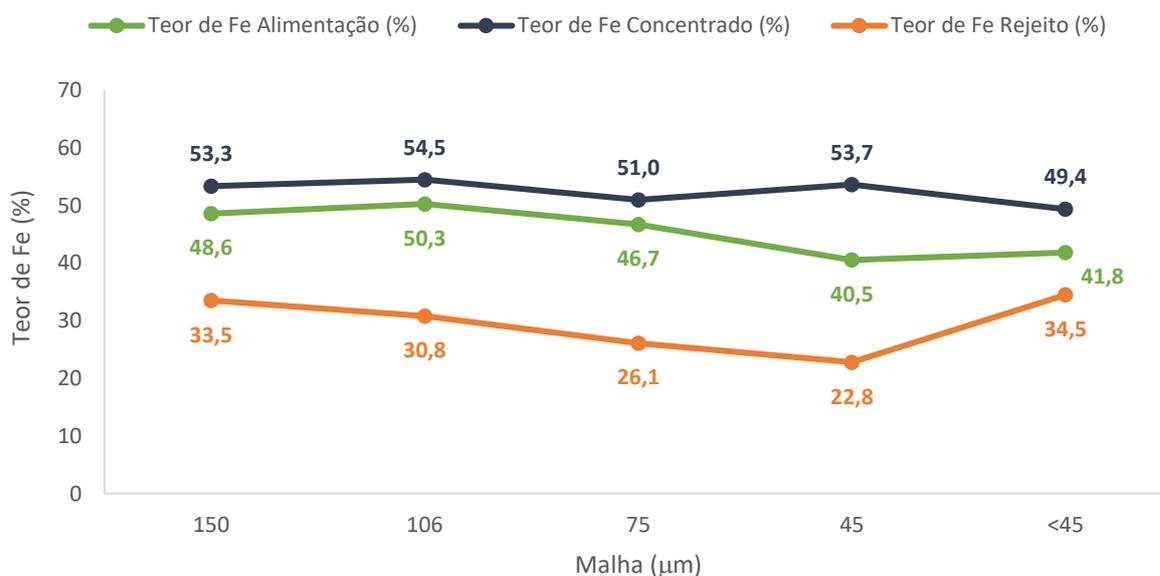
Figura 42 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Concentrado e rejeito



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 43 apresenta os teores de ferro da alimentação, concentrado e rejeito da separação magnética. Para o concentrado, os teores de ferro ficaram acima de 50% para todas as malhas, exceto para a fração menor que 45 μm que foi 49,4%. No caso do rejeito, observa-se que o teor de ferro apresenta uma tendência de diminuição à medida que a granulometria também diminui. No entanto, para a fração menor que 45 μm o teor de Fe apresenta um aumento, atingindo seu valor máximo.

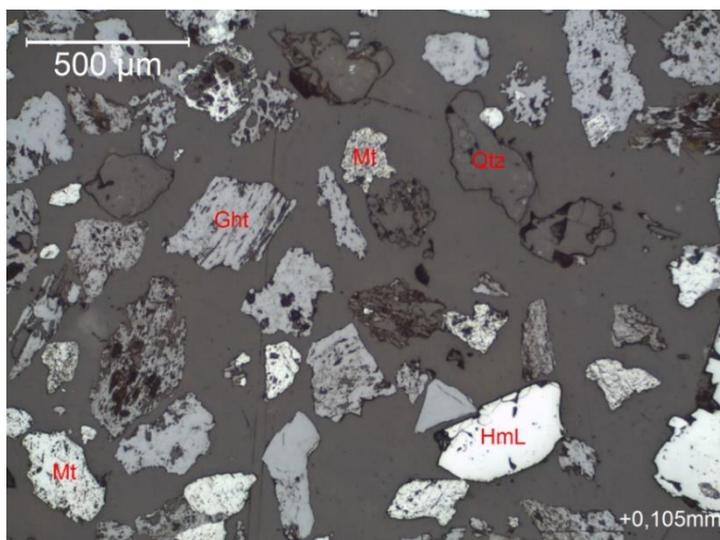
Figura 43 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Alimentação, concentrado e rejeito



Fonte: Autoria Própria (2023).

A Figura 44 apresenta a micrografia da fração $>0,105\text{mm}$ do concentrado *rougher*, revelando a presença de diferentes partículas minerais, incluindo goethita, hematita, hematita martítica e quartzo.

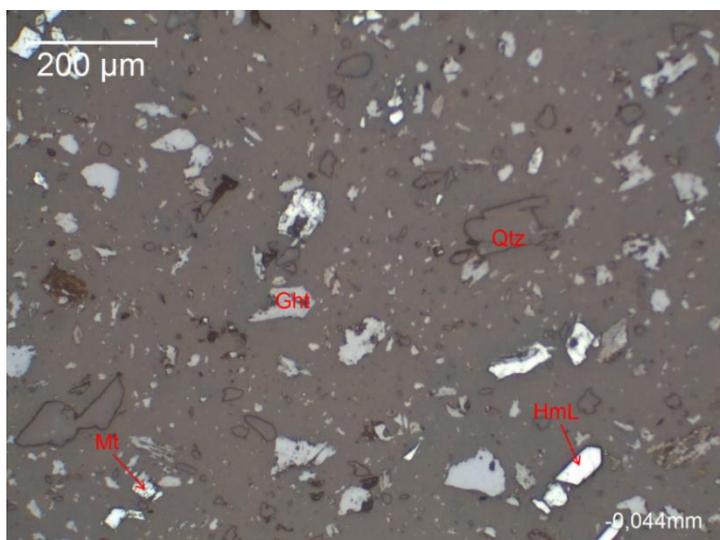
Figura 44 - Micrografia da fração $>0,105\text{mm}$ do concentrado *rougher* da separação magnética em escala piloto



Fonte: Aatoria Própria (2023).

A Figura 45 apresenta a micrografia da fração $<0,044\text{mm}$ do concentrado *rougher*, onde também é observada a presença de partículas de goethita, hematita, hematita martítica e quartzo.

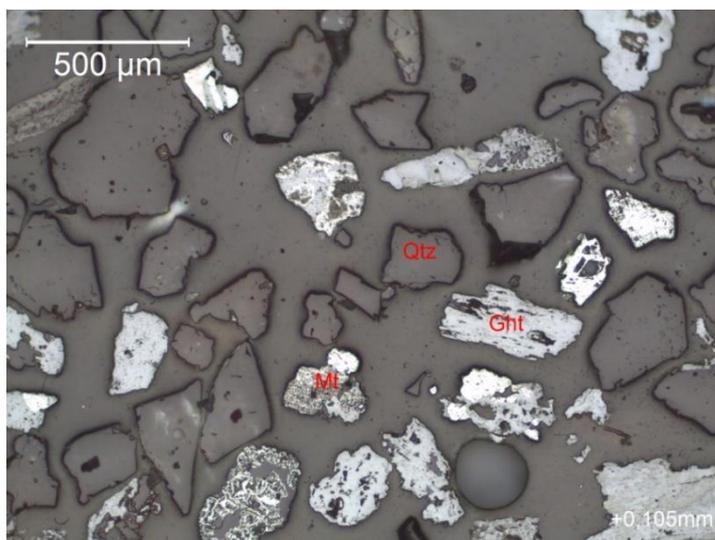
Figura 45 - Micrografia da fração $<0,044\text{mm}$ do concentrado *rougher* da separação magnética em escala piloto



Fonte: Aatoria Própria (2023).

A Figura 46 apresenta a micrografia da fração $>0,105\text{mm}$ do rejeito *rougher*. Observa-se a presença de partículas de goethita, hematita martítica e quartzo com a predominância deste último mineral.

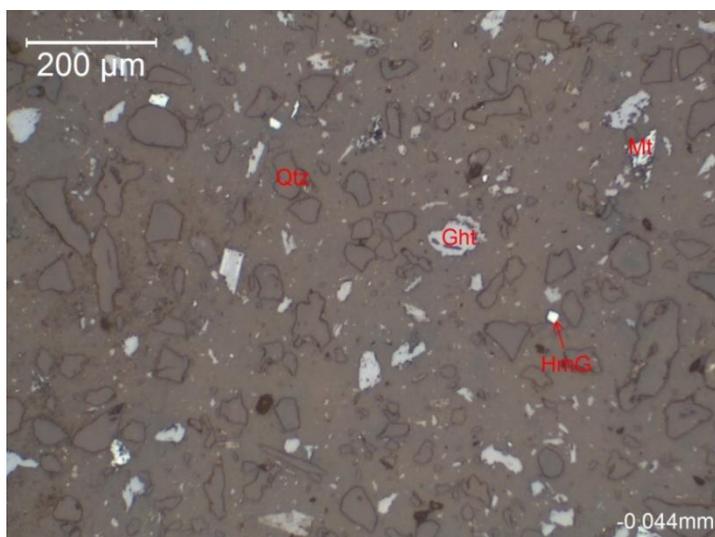
Figura 46 - Micrografia da fração $>0,105\text{mm}$ do rejeito *rougher* da separação magnética em escala piloto



Fonte: Autorial Própria (2023).

A Figura 47 apresenta a micrografia da fração $<0,044\text{mm}$ do rejeito *rougher*. Observa-se a predominância das partículas de quartzo, além da presença de partículas de goethita, hematita martítica e, em menor escala, de hematita granular.

Figura 47 - Micrografia da fração $<0,044\text{mm}$ do rejeito *rougher* da separação magnética em escala piloto



Fonte: Autorial Própria (2023).

A Tabela 8 apresenta os teores dos principais elementos da alimentação, concentrado e rejeito finais. O baixo teor de ferro e o elevado teor de SiO₂ no concentrado *rougher* podem ser explicados pela presença de partículas de quartzo no concentrado, como mostrado nas micrografias. Tal fato, indica a necessidade de realização de uma etapa *cleaner* com o objetivo de elevar o teor de ferro no concentrado final e reduzir o teor de impurezas. Os baixos valores de recuperação mássica e metálica, indicam a necessidade de se realizar uma etapa *scavenger* como tentativa de recuperação do ferro contido no rejeito, cujo teor é de 31,7%. Como foi exposto nas micrografias, partículas de hematita foram direcionadas para o rejeito.

Tabela 8 - Recuperações e teores dos principais elementos do ensaio de concentração em escala piloto

PRODUTOS	REC. MASSA	ANÁLISE QUÍMICA						REC. METÁLICA
	% GLOBAL	% Fe	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% Mn	% P	% PPC	% GLOBAL
ALIMENTAÇÃO	100,00	44,44	29,56	0,19	0,22	0,11	5,97	100,00
CONCENTRADO <i>ROUGHER</i>	52,41	51,60	18,46	0,29	0,27	0,10	6,71	64,19
REJEITO <i>ROUGHER</i>	47,59	31,70	48,51	0,29	0,16	0,10	5,34	35,81

Fonte: Autoria Própria (2023).

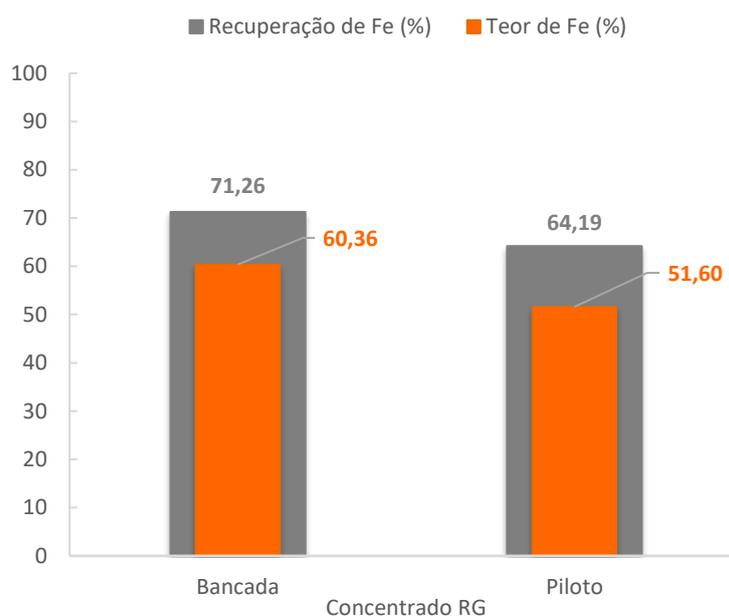
A perda considerável de ferro para o rejeito *rougher*, aproximadamente 36%, pode ser explicada pelo que foi apresentado na análise granuloquímica deste produto, em que grande parte do ferro presente no rejeito está distribuído na fração <45µm que apresenta maior dificuldade de concentração.

5.2.5 Avaliação de *scale up*

A Figura 48 apresenta uma comparação entre os resultados obtidos para o concentrado do ensaio em escala piloto (única etapa *rougher*) e o concentrado *rougher* da Rota 01, em que não há deslamagem. Esta comparação busca avaliar a possibilidade de *scale up* da utilização do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente para a concentração de itabirito anfíbolítico. Os teores de ferro na alimentação para os ensaios em bancada e piloto são de 47,1% e 44,4%,

respectivamente. O concentrado *rougher* do ensaio em bancada apresentou teor de ferro de 60,4% e recuperação metálica de 71,3%, enquanto na escala piloto o teor de ferro e a recuperação metálica foram 51,6% e 64,2%, respectivamente.

Figura 48 - Comparativo entre concentrado *rougher* em escala de bancada (Rota 01) e concentrado *rougher* em escala piloto



Fonte: Autoria Própria (2023).

Observa-se que, tanto a recuperação metálica, quanto o teor de ferro no ensaio realizado em escala de bancada, são maiores. No estudo realizado por Menezes (2020), ocorreu um comportamento semelhante quanto aos resultados obtidos. Em escala de bancada, o autor chegou a um teor de ferro de 67,1%, enquanto na escala piloto o teor de ferro foi de 57,6%. Essa diferença deve-se ao fato de o separador magnético em escala de bancada possuir um maior controle operacional devido à característica laboratorial.

No entanto, apesar do desempenho inferior na escala piloto, o emprego do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente é viável. A separação magnética foi capaz de concentrar o ferro, além de ter eliminado parte do SiO_2 , prejudicial aos processos subsequentes. Todavia, destaca-se a necessidade de realização de outras etapas de concentração, tanto para elevação do teor de ferro do concentrado final, quanto para a recuperação do ferro que vai para o rejeito.

6 CONCLUSÕES

A caracterização mineralógica da amostra confirmou que a mesma possui a constituição típica de itabirito anfibolítico. A goethita é o principal constituinte mineral da amostra, tanto de forma global, quanto nas diferentes frações granulométricas.

Os teores de ferro dos concentrados finais dos ensaios de bancada foram de aproximadamente 62% não atingindo o teor alvo de 63%, porém, ficando próximos à meta estabelecida. Isso demonstra o potencial do separador magnético vertical pulsante de alto gradiente na concentração de itabirito anfibolítico. Além dos teores de ferro no concentrado final acima de 60%, houve uma redução considerável dos teores de SiO₂ que chegaram a 3,4% no concentrado.

A adição de uma etapa de deslamagem pré-separação magnética não apresentou resultados significativos para a melhora de eficiência da separação magnética. Os resultados para a rota sem deslamagem (Rota 01) e com deslamagem (Rota 02) foram semelhantes em termos de teores e recuperações. A deslamagem foi responsável pela remoção de uma parcela considerável de massa e ferro, 16,1% e 15,9%, respectivamente. A concentração do *overflow* da deslamagem mostra-se interessante a fim de recuperar parte da massa e do ferro que foram direcionados para o *overflow*.

Na avaliação do pH ideal para a realização da separação magnética do *overflow* da deslamagem, os teores de ferro dos concentrados foram semelhantes. No entanto, para o ensaio realizado com pH igual 10,5 as recuperações mássica e metálica obtidas foram, aproximadamente, o dobro daquelas obtidas no ensaio realizado com pH igual a 6,00. Tal fato, constata a influência da dispersão das partículas nos resultados da separação magnética.

Os ensaios em planta piloto mostram a possibilidade de um *scale up* da concentração de itabirito anfibolítico utilizando separador magnético vertical pulsante de alto gradiente. No entanto, é necessário realizar uma avaliação detalhada das variáveis da separação magnética para otimizar o processo de concentração. Além disso, a consideração da inclusão de novos estágios de concentração também deve ser avaliada.

REFERÊNCIAS

ABREU, Francisco de Paula Vitor Fonseca. *Estudos de dispersão/floculação seletiva de lama de minério de ferro*. 2018. 71 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, 2018.

ANM - AGÊNCIA NACIONAL DE MINERAÇÃO. Produção Mineral. Disponível em: <https://www.gov.br/anm/pt-br/assuntos/economia-mineral/producao-mineral>. Acesso em: 25 out. 2023.

ARAUJO, A. C.; AMARANTE, S. C.; SOUZA, C. C.; SILVA, R. R. R. Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, [S.l.], v. 112, n. 1, p. 54-64. 2003.

BENEDITO ROBERTO, José. *Influência dos diversos tipos litológicos nas operações de concentração da instalação de beneficiamento de Brucutu*. 2010. 119 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais – UFMG, Belo Horizonte, 2010.

BRANDÃO, P. R. G.; ROCHA, J. M. P.; CANÇADO, R. Z. L. Minérios de ferro goethíticos do Quadrilátero Ferrífero (Brasil) - Caracterização com ênfase nas impurezas principais. *In*: LOPES, F. C.; ANDRADE, A. I.; HENRIQUES, M. T.; PENAS DOS REIS, R. *Para conhecer a Terra*. 1 ed. Coimbra: Gráfica Coimbra, 2012. cap. 31, p. 299-308.

CARIOCA, A. C.; BRANDÃO, P. R. G. Caracterização mineralógica de minérios de ferro itabiríticos principalmente por Mineral Liberation Analyzer (MLA). *Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração*, São Paulo, v. 15, n. 4, p. 415-421, 2018.

CARMIGNANO, Ottavio Raul Domenico Riberti. *Inovação no setor de mineração de ferro em Minas Gerais com foco na destinação de rejeitos*. 2021. 113 f. Tese (Doutorado em Inovação Tecnológica e Biofarmacêutica) – Universidade Federal de

Minas Gerais – UFMG, Belo Horizonte, 2021.

CAXITO, F.; DIAS, T. G. *Ferro*. Disponível em:

<http://recursomineralmg.codemge.com.br/wp-content/uploads/2018/10/Ferro.pdf>.

Acesso em: 24 jul. 2023

COSTA, Matheus Conrado. *Estudo Comparativo Entre os Separadores Magnéticos Jones e o Vertical Pulsante de Alto Gradiente*. 2014. 39 f. Monografia (Pós-Graduação em Engenharia de Recursos Minerais) – Universidade Federal de Minas Gerais – UFMG, Belo Horizonte, 2014.

DAHE, X. Development and Commercial Test of Slon-2000 Vertical Ring and Pulsating High-Gradient Magnetic Separator. *Magnetic and Electrical Separation*, vol. 8, p.89-100, 1996.

DAHE, X. SLon Magnetic Separators Applied in the ilmenite Processing Industry. *Physical Separation in Science and Engineering*, vol. 13, n. 3-4, p. 119-126, 2004.

FREITAS, Lamartine da Silva. *Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito de britagem da Samarco mineração S/A*. 2014. 92f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais – UFMG, Belo Horizonte, 2014.

GONÇALVES, Gizele Maria Campos. *Caracterização tecnológica do itabirito anfíbolítico da mina de Brucutu-MG*. 2020. 81 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, 2020.

HOLANDA, L. M.; RAMOS, I. R. O.; LIMA, A. P.; BRAGA, J. P. M.; SOUZA, H. T. C. M. Comportamento magnético de materiais por meio da mecânica estatística. *Revista Brasileira de Ensino de Física*, v. 42, São Paulo, 2020, Epub 02-Dez-2019. Disponível em:

<https://www.scielo.br/j/rbef/a/QcWw4dXtwxfnQNwJnWbpBnc/?format=pdf>. Acesso em: 06 ago. 2023

KLEIN, C. *Mineral Science*. 22.ed. John Wiley & Sons, New York, p. 641, 2002.

LIPPER, G. C.; PERES, A. E. C. Rota de processo para concentração de minérios de ferro hidratados. *HOLOS*. [S.I.], vol. 3, p. 272-283, 2013.

LUZ, A. B; LINS, F. F. Introdução ao beneficiamento de minérios. In: LUZ, A. B.; POSSA, M. V.; ALMEIDA, A. L. (Org.) *Tratamento de Minérios*. 2 ed. Rio de Janeiro: CETEM, cap. 1, p. 3-16, 1998.

MATIOLO, E.; COUTO, H. J. B.; LIMA, N.; SILVA, K.; DE FREITAS, A. S. Improving recovery of iron using column flotation of iron ore slimes. *Minerals Engineering*, v. 158, p. 106608, 2020.

MENEZES, Késsius Bortolan. *Separação magnética do rejeito da deslamagem da usina de beneficiamento da Serra do Sapo em Conceição do Mato Dentro, MG*. 2020. 90 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, 2020.

MENEZES, K. B.; GONÇALVES, A. V. M.; RODRIGUES, O. M. S.; REIS, E. L. Development of innovation routes for iron ore using high intensity magnetic separators. *REM – International Engineering Journal*, Ouro Preto, v. 75, n. 2, p. 167-175, 2022.

METSO. Vertically Pulsating High Gradient Magnetic Separator. Disponível em: <https://www.metso.com/portfolio/vertically-pulsating-high-gradient-magnetic-separator/> Acesso em: 17 jun. 2023.

MIHALK, P. Magnetic separation theory equipment and application. *Word Mining*, p. 105-106, 1979.

MÜNCH, Daiane. *Determinação da abrasividade de jaspilitos da Serra Sul – Província Mineral de Carajás*. 2022. 92 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, 2022.

NAKHAEI, F.; IRANNAJAD, M. Reagents types in flotation of iron oxide minerals: A review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 39, n. 2, p. 89-124, 2018.

ROCHA, Júnia Maria de Pinho. *Definição da tipologia e caracterização mineralógica e microestrutural dos itabiritos anfibolíticos das Minas de Alegria da Samarco Mineração S.A. – Minas Gerais*. 2008. 460 f. Tese (Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais – UFMG, Belo Horizonte, 2008.

ROCHA, Rafaella Bicalho da. *Concentração de rejeito de flotação e lamas de minério de ferro por separação magnética*. 2018. 90 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, 2018.

RODRIGUES, Guilherme Henrique Gualandi. *Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) para rejeito de ferro com a tecnologia Super Bigflux® Gaustec Magnetic Technology*. 2022. 75 f. Monografia (Graduação em Engenharia de Minas) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, 2022.

SAMPAIO, J. A.; LUZ, A. B.; FRANÇA, S. C. A. Separação Magnética e Eletrostática. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. *Tratamento de Minérios*. 5ª ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. cap. 9, p. 365-395.

SAMPAIO, J. A., LUZ, A. B.; LINS, F. A. F. *Usinas de beneficiamento de minérios do Brasil*. CETEM/MCT, 2001.

SANTOS, D. F., VIANA, P. R. M., ARAÚJO, A. C., ROCHA, S. D. F. Caracterização e flotação de minérios de ferro anfibolíticos. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 23, 2009, Gramado - RS. *Anais do XXIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa*. Rio de Janeiro: CETEM, 2009. p. 287-292.

SCHOBENHAUS, C.; COELHO, L. C. *Introdução à metalurgia extrativa*. 4ª ed. Rio de Janeiro: Editora Guanabara Koogan, p. 312, 1986.

SILVA, C. C.; BRANDÃO, P. R. G. Itabirito anfíbolítico de Timbopeba: sua caracterização mineralógica e tecnológica. *In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa*, 17, 1998, Águas de São Pedro - SP. *Anais do XVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa*. Rio de Janeiro: CETEM, 1998. p. 389-403.

SOMASUNDARAN, P. *Fine particles processing aggregation*. *In: Proceedings of the International Symposium on Fine Particle Processing*. Las Vegas, 1980.

SOUZA, Leonardo Carvalho Oliveira de. *Solução de problemas na indústria da mineração via modelagem e simulação computacional: o caso de um separador magnético vertical, de um alimentador de sapatas e de uma peneira vibratória*. 2021. 104 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Controle e Automação) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, 2021.

SVOBODA, J; FUJITA, T. *Innovation in magnetic techniques of material treatment: technology at a crossroad*. *Proceeding of the 22th International Mineral Processing Congress (IMPC)*, Cape Town, South Africa, p. 261-269, 2003.

SVOBODA, J. *Magnetic Techniques for the Treatment of Materials*, United States of America, Kluwer Academic, cap. 2, p. 67-162, 2004.

VIANA, P. R. M.; ARAUJO, A. C. *Relatório interno associado a pesquisas da região nordeste*. Belo Horizonte: Fundação Cristiano Otoni, 2007.

WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN T. J. Introduction. *In: Mineral Processing Technology*. 17. ed. [S.I.], Elsevier & Technology Books. cap. 1, p. 1-30, 2006.

YANG, C.; CUI, C.; QIN, J.; CUI, X. Characteristics of the fired bricks with low-silicon iron tailings. *Construction and Building Materials*, v. 70, p. 36-42, 2014.

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