



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



**JOÃO FRANCISCO PINHO DE SOUZA**

**DESENVOLVIMENTO DE ROTA DE BENEFICIAMENTO DE MINÉRIO DE FERRO  
EM ESCALA PILOTO COM O CONCENTRADOR GRAVÍTICO *REFLUX*  
*CLASSIFIER***

**Ouro Preto**  
**2023**

**JOÃO FRANCISCO PINHO DE SOUZA**

**DESENVOLVIMENTO DE ROTA DE BENEFICIAMENTO DE MINÉRIO DE FERRO  
EM ESCALA PILOTO COM O CONCENTRADOR GRAVÍTICO *REFLUX*  
*CLASSIFIER***

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

S729d Souza, João Francisco Pinho de.  
Desenvolvimento de rota de beneficiamento de minério de ferro em  
escala piloto com o concentrador gravítico Reflux Classifier. [manuscrito]  
/ João Francisco Pinho de Souza. - 2023.  
62 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. Minério de ferro. 3. Separação  
(Tecnologia) - Separação gravítica. 4. Minas e recursos minerais -  
Processamento mineral. I. Nogueira, Francielle Câmara. II. Universidade  
Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.755

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



## FOLHA DE APROVAÇÃO

João Francisco Pinho de Souza

Desenvolvimento de rota de beneficiamento de minério de ferro em escala piloto com concentrador gravítico Reflux Classifier

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

Aprovada em 04 de setembro de 2023

### Membros da banca

Dra. - Francielle Câmara Nogueira - Orientadora - Universidade Federal de Ouro Preto  
Eng. - Kerollan da Silva Ramos - Universidade Federal de Ouro Preto  
Ma. - Mariana Caroline Andrade Silva - Universidade Federal de Ouro Preto

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 04/09/2023



Documento assinado eletronicamente por **Carlos Alberto Pereira, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 04/09/2023, às 15:37, 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](http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0), informando o código verificador **0585631** e o código CRC **E366AE46**.

## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço aos meus pais, Getúlio e Flaviana, por serem os principais apoiadores de todos os meus sonhos.

Agradeço à minha família por toda força e incentivo em todos os momentos da minha vida.

Agradeço aos amigos da Engenharia de Minas, em especial Renner Rodrigues, Daniel Campos, Hugo Chaves, Fransel Thomaz, Lucas Perim e Lucca Mattera, pela amizade e convivência em Ouro Preto.

Agradeço a UFOP pela educação superior gratuita e de qualidade.

Agradeço à Fundação Gorceix, em especial Renato Rodrigues, André Barbosa, Luciane Mapa, Camila Almeida e Fernando Gomes, pela recepção, aprendizado e amizade.

Agradeço à ArcelorMittal, pela oportunidade de viver diversas experiências profissionais e pessoais no exterior.

Agradeço a todos aqueles que, de alguma forma, colaboraram na condução e execução deste estudo, e em especial a Marcello Cruz, por toda a orientação, aprendizado e amizade.

Vinicius Seerig e Henrique Turrer, pelo incentivo e apoio.

Camila dos Santos, pelo companheirismo, aprendizado e compreensão.

Professores do curso de Engenharia de Minas, por todos os ensinamentos durante toda a graduação.

## RESUMO

O presente trabalho investigou a viabilidade técnica de implementação de uma rota de processamento mineral utilizando separação gravítica para a produção de *sinter feed* a partir de um minério de ferro oxidado. O objetivo principal do trabalho foi gerar um concentrado final com um teor mínimo de 67% Fe e teores máximos de 3% do somatório de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn. O minério utilizado no processo apresentava *top size* de 1,00 mm. Para os experimentos, o minério foi dividido em três frações granulométricas: -1,00mm+0,40mm; -0,40mm+0,10mm; e -0,10mm. Cada fração foi processada separadamente de acordo com suas características. As duas primeiras frações, -1,00mm+0,40mm e -0,40mm+0,10mm, foram submetidas a ensaios em escala bancada utilizando meio denso, bem como ao equipamento *Reflux Classifier* em escala piloto. A fração mais fina (-0,10mm) foi direcionada para múltiplas etapas de separação magnética e deslamagem, que não foram foco deste estudo. A alimentação e os produtos gerados nos experimentos foram caracterizados em relação as suas características químicas e granulométricas. O concentrado final atendeu a todas as especificações para a produção de *sinter feed*, com uma recuperação mássica e metalúrgica de 48,59% e 67,36%, respectivamente, e teor de ferro de 67,70% e 1,87% do somatório de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn.

**Palavras-chave:** processamento mineral; *Reflux Classifier*; separação gravítica; *sinter feed*; minério de ferro.

## ABSTRACT

The present work investigated the technical feasibility of implementing a mineral processing route using gravity separation to produce sinter feed from an oxidized iron ore. The main objective of the work was to generate a final concentrate with a minimum content of 67% Fe and maximum combined contents of 3% for SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P and Mn. The ore used in the process had a top size of 1.00 mm. The ore was divided into three particle size fractions for the experiments: -1.00mm+0.40mm; -0.40mm+0.10mm; and -0.10mm. Each fraction was processed separately according to its characteristics. The first two fractions, -1.00mm+0.40mm and -0.40mm+0.10mm, were subjected to bench-scale tests using dense liquid, as well as the Reflux Classifier equipment on a pilot scale. The finest fraction (-0.10mm) was sent for multiple stages of magnetic separation and desliming, which were not the focus of this study. The feed and products generated in the experiments were characterized in terms of their chemical and granulometric characteristics. The final concentrate met all the specifications to produce sinter feed, with a mass and metallurgical recovery of 48.59% and 67.36%, respectively, and an iron content of 67.70% and 1.87% of the total of SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P and Mn.

**Keywords:** mineral processing; Reflux Classifier; gravity separation; sinter feed; iron ore.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Aplicabilidade de diferentes operações unitárias em função da faixa granulométrica.....	18
Figura 2 - Fluxograma simplificado do processo de produção da Mina de Casa de Pedra.....	19
Figura 3 – Relação do critério de concentração e o tamanho de partícula da alimentação para separação gravítica.....	20
Figura 4 – Esquema simplificado dos processos chave da separação gravítica.....	21
Figura 5 - Esquema típico de funcionamento de uma centrífuga do tipo Knelson.....	22
Figura 6 - Parâmetros geométricos de uma espiral concentradora.....	23
Figura 7 - Principais zonas na calha da espiral.....	24
Figura 8 - Esquema simplificado de um jigüe.....	25
Figura 9 - Figura esquemática de funcionamento do <i>Reflux Classifier</i> .....	27
Figura 10 - Fluxograma do processo de cominuição e classificação.....	29
Figura 11 - Fluxograma da etapa de separação gravítica.....	30
Figura 12 - <i>Reflux Classifier</i> modelo RC 100.....	33
Figura 13 - Fluxograma da rota de concentração da fração grosseira (-1,00mm+0,40mm).....	34
Figura 14 - Fluxograma da rota de concentração da fração fina (-0,40mm+0,10mm).....	34
Figura 15 - Recuperação mássica, metálica e teor de ferro (%) do material classificado.....	35
Figura 16 - Resultados do ensaio de meio denso – Teores – Fração grosseira.....	36
Figura 17 - Resultados do ensaio de meio denso – Recuperações – Fração grosseira.....	37
Figura 18 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Fração grosseira – Planta piloto.....	38
Figura 19 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Fração grosseira – Planta piloto..	38
Figura 20 - Distribuição granulométrica – Fração grosseira – Planta piloto.....	39
Figura 21 - Resultados do ensaio de meio denso – Teores – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> .....	40



Figura 22 - Resultados do ensaio de meio denso – Recuperações – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> .....	41
Figura 23 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> – Planta piloto.....	42
Figura 24 – Teor de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> – Planta piloto.....	42
Figura 25 - Distribuição granulométrica – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> – Planta piloto .....	43
Figura 26 - Resultados do ensaio de meio denso – Teores – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> .....	44
Figura 27 - Resumo dos resultados do teste meio denso – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> .....	44
Figura 28 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> – Planta piloto.....	45
Figura 29 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> – Planta piloto.....	46
Figura 30 - Distribuição granulométrica – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> – Planta piloto .....	46
Figura 31 - Composição do concentrado e rejeito finais .....	47
Figura 32 - Recuperações dos produtos gerados na planta piloto .....	48
Figura 33 - Teor de ferro e somatório dos contaminantes dos produtos gerados na planta piloto .....	48
Figura 34 - Sugestão de nova composição das amostras.....	49
Figura 35 - Comparativo das recuperações e teores – Concentrado .....	50
Figura 36 - Comparativo das recuperações e teor – Rejeito .....	50
Figura 37 - Relação teor de ferro pelo peso específico .....	51

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Série de peneiras utilizadas .....	31
Tabela 2 - Distribuição granulométrica do material classificado .....	55
Tabela 3 - Distribuição granulométrica da alimentação – Fração grosseira – Planta piloto.....	55
Tabela 4 - Distribuição granulométrica do concentrado – Fração grosseira – Planta piloto.....	56
Tabela 5 - Distribuição granulométrica do rejeito – Fração grosseira – Planta piloto .....	56
Tabela 6 - Distribuição granulométrica da alimentação – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> – Planta piloto.....	57
Tabela 7 - Distribuição granulométrica do concentrado – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> – Planta piloto.....	57
Tabela 8 - Distribuição granulométrica do rejeito – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> – Planta piloto.....	58
Tabela 9 - Distribuição granulométrica do concentrado – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> – Planta piloto.....	58
Tabela 10 - Distribuição granulométrica do rejeito – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> – Planta piloto.....	59
Tabela 11 - Resultados do teste de meio denso – Fração grosseira .....	60
Tabela 12 - Resultados do teste de meio denso – Fração fina – Etapa <i>rougher</i> .....	60
Tabela 13 - Resultados do teste de meio denso – Fração fina – Etapa <i>cleaner</i> .....	60
Tabela 14 - Resultados de densidade real – Planta piloto .....	61
Tabela 15 - Balanço de massa e metalúrgico completo – Planta piloto .....	62

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO</b> .....	<b>14</b>
<b>2</b>	<b>OBJETIVO GERAL</b> .....	<b>16</b>
2.1	OBJETIVOS ESPECÍFICOS .....	16
<b>3</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b> .....	<b>17</b>
3.1	BENEFICIAMENTO MINERAL.....	17
3.2	FUNDAMENTOS TEÓRICOS DA SEPARAÇÃO GRAVÍTICA .....	19
3.3	MÉTODOS DE SEPARAÇÃO GRAVÍTICA .....	22
3.4	<i>REFLUX CLASSIFIER</i> .....	25
<b>4</b>	<b>MATERIAIS E MÉTODOS</b> .....	<b>28</b>
4.1	PREPARAÇÃO DA AMOSTRA .....	28
4.2	CARACTERIZAÇÃO DAS AMOSTRAS .....	30
<b>4.2.1</b>	<b>Análise granulométrica</b> .....	<b>30</b>
<b>4.2.2</b>	<b>Análise de densidade real</b> .....	<b>31</b>
<b>4.2.3</b>	<b>Análise química</b> .....	<b>31</b>
<b>4.2.4</b>	<b>Ensaio de meio denso</b> .....	<b>31</b>
4.3	EXPERIMENTOS COM O <i>REFLUX CLASSIFIER</i> .....	32
<b>4.3.1</b>	<b>Fração grosseira (-1,00mm+0,40mm)</b> .....	<b>33</b>
<b>4.3.2</b>	<b>Fração fina (-0,40 mm+0,10mm)</b> .....	<b>34</b>
<b>5</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO</b> .....	<b>35</b>
5.1	CARACTERÍSTICAS DA AMOSTRA CABEÇA.....	35
5.2	CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA DA FRAÇÃO GROSSEIRA(-1,00MM+0,40MM) .....	36
<b>5.2.1</b>	<b>Teste de meio denso – escala bancada</b> .....	<b>36</b>
<b>5.2.2</b>	<b>RC 100 - Planta piloto</b> .....	<b>37</b>
5.3	CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA DA FRAÇÃO FINA (-0,40MM+0,10MM) ....	39
<b>5.3.1</b>	<b>ETAPA ROUGHER</b> .....	<b>39</b>
5.3.1.1	Teste de meio denso – escala bancada .....	40
5.3.1.2	RC 100 - Planta piloto.....	41
<b>5.3.2</b>	<b>ETAPA CLEANER</b> .....	<b>43</b>
5.3.2.1	Teste de meio denso – escala bancada .....	43
5.3.2.2	RC 100 - Planta piloto.....	45
5.4	BALANÇO DE MASSA E METALÚRGICO – PLANTA PILOTO .....	47

5.5	RELAÇÃO DO TEOR DE FERRO E O PESO ESPECÍFICO.....	51
6	CONCLUSÕES.....	52
	REFERÊNCIAS.....	53
	APÊNDICE A – DISTRIBUIÇÃO GRANULOQUÍMICA .....	55
	APÊNDICE B – RESULTADOS DOS ENSAIOS DE MEIO DENSO.....	60
	APÊNDICE C – RESULTADOS DAS ANÁLISES DE DENSIDADE.....	61
	APÊNDICE D – RESULTADOS DA PLANTA PILOTO.....	62

## 1 INTRODUÇÃO

Reis (2010) afirma que uma grande parcela dos recursos que a humanidade obtém da natureza para a sua sobrevivência e conforto provém de fontes minerais. Entretanto, é raro que esses recursos não renováveis se encontrem prontos para uso em sua forma natural. Para adequá-los à produção de bens de consumo, as matérias-primas minerais devem passar por a algum tipo de beneficiamento a fim de obter o mineral de interesse de forma concentrada com proporções aceitáveis de elementos não úteis.

Segundo Luz *et al.* (2010), a seleção do método de concentração de um minério depende das características dos componentes a serem separados. Os métodos físicos se baseiam em diferenças nas propriedades físicas dos constituintes do material que permitem que os diferentes minerais presentes no minério se comportem de forma distinta durante o processo de beneficiamento.

Ainda de acordo com Luz *et al.* (2010), a concentração gravimétrica destaca-se como o método físico mais antigo utilizado para separação de partículas de minerais de diferentes tamanhos, formas e peso específico devido à ação da força da gravidade ou pela ação da força centrífuga.

De acordo com Oliveira (2017), apesar das vantagens econômicas, como baixo custo de investimento, facilidade de manutenção e capacidade de processamento elevada, bem como aspectos ambientais positivos, como a não utilização de reagentes químicos e a possibilidade de reciclagem de grande parte da água utilizada, o interesse pelo processo de concentração gravimétrica diminuiu consideravelmente ao longo do século XX. Isso ocorreu devido ao surgimento do processo de flotação e ao desenvolvimento de outras técnicas de beneficiamento, como a separação magnética.

Contudo, os avanços tecnológicos ao longo das últimas décadas conferiram um novo interesse à concentração gravimétrica. Os sistemas modernos de controle têm contribuído para otimizar o desempenho de equipamentos tradicionais como os jigues. Além disso, equipamentos que fazem uso da força centrífuga, como Falcon e Knelson têm superado a limitação dos métodos tradicionais de concentração gravítica, especialmente no que diz respeito a recuperação de partículas finas e ultrafinas, abaixo de 180  $\mu\text{m}$  (Sampaio e Tavares, 2005).

A introdução de novos equipamentos, como o *Reflux Classifier*, tem sido particularmente notável no setor de carvão, embora sua aplicação na concentração de minério de ferro, foco dessa pesquisa, ainda não seja amplamente divulgada. Essa tecnologia surgiu com a proposta de superar as abordagens gravimétricas convencionais, buscando resultados mais eficazes que os métodos existentes (Hunter *et al.*, 2016).

De acordo com Nguyentranlam (2001), o funcionamento do *Reflux Classifier* (RC) envolve uma combinação entre um leito fluidizado intermediário e um conjunto de placas inclinadas (lamelas) na parte superior, destinadas a otimizar a decantação de partículas finas e densas. Esse *design* gera um refluxo quando as partículas fluidizadas se deslocam para as placas inclinadas e depois retornam à zona fluidizada inferior, resultando em um aumento notável na eficiência da separação.

Estudos em escala piloto conduzidos por Amariei *et al.* (2014) e Hunter *et al.* (2016) empregaram o RC para processar um minério de ferro com distribuição granulométrica fina, com tamanho máximo em 175  $\mu\text{m}$  e 106  $\mu\text{m}$ . Os resultados apresentados nestes estudos demonstraram que é possível utilizar com eficiência o RC em concentração minério de ferro, até mesmo para partículas finas passante em 106  $\mu\text{m}$ .

Nesse contexto, caracterizado pelo aumento da demanda do mercado pela produção de minério de ferro, o desenvolvimento de novas rotas de processamento tem se tornado viável. Reconhecendo a importância deste tema, desenvolveu-se este trabalho com o objetivo principal de avaliar a viabilidade técnica de implementação de uma rota de processamento mineral, utilizando o equipamento *Reflux Classifier* para produção de um *sinter feed* que atenda às especificações do mercado desejadas, de 67% de ferro e máximo de 3% do somatório de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , P e Mn, além da distribuição granulométrica se manter abaixo de 1,00mm.

## 2 OBJETIVO GERAL

O objetivo geral deste trabalho foi desenvolver uma rota de processamento em escala piloto com o equipamento *Reflux Classifier* para produção de *sinter feed* a partir de um minério de ferro oxidado, buscando obter um concentrado final com teor mínimo de 67% Fe e máximo de 3% do somatório de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn e gerar um rejeito final com teor máximo de 30% de Fe.

### 2.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a) Caracterizar o minério e todos os produtos gerados nos ensaios realizados em escala de bancada e planta piloto por meio de análises químicas, granulométricas e de densidade;
- b) Realizar ensaios exploratórios de meio denso com líquido PTS (politungstato de sódio) em escala bancada para simular o processo de concentração no *Reflux Classifier*;
- c) Produzir um concentrado nos ensaios em escala de bancada fração grosseira (-1,00mm+0,40mm) e nos ensaios da etapa *rougher* da fração fina (-0,40mm+0,10mm) com teor mínimo de 65% Fe e teor máximo 4% do somatório SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn;
- d) Produzir um concentrado *cleaner* nos ensaios da fração fina (-0,40mm+0,10mm) com teor mínimo 67,5% Fe e máximo 2% do somatório SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn;

### 3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Este capítulo apresenta uma revisão da literatura a respeito de temas relevantes para este trabalho. Neste tópico será discutido a importância do beneficiamento mineral e a relevância da separação gravítica para o minério de ferro.

#### 3.1 BENEFICIAMENTO MINERAL

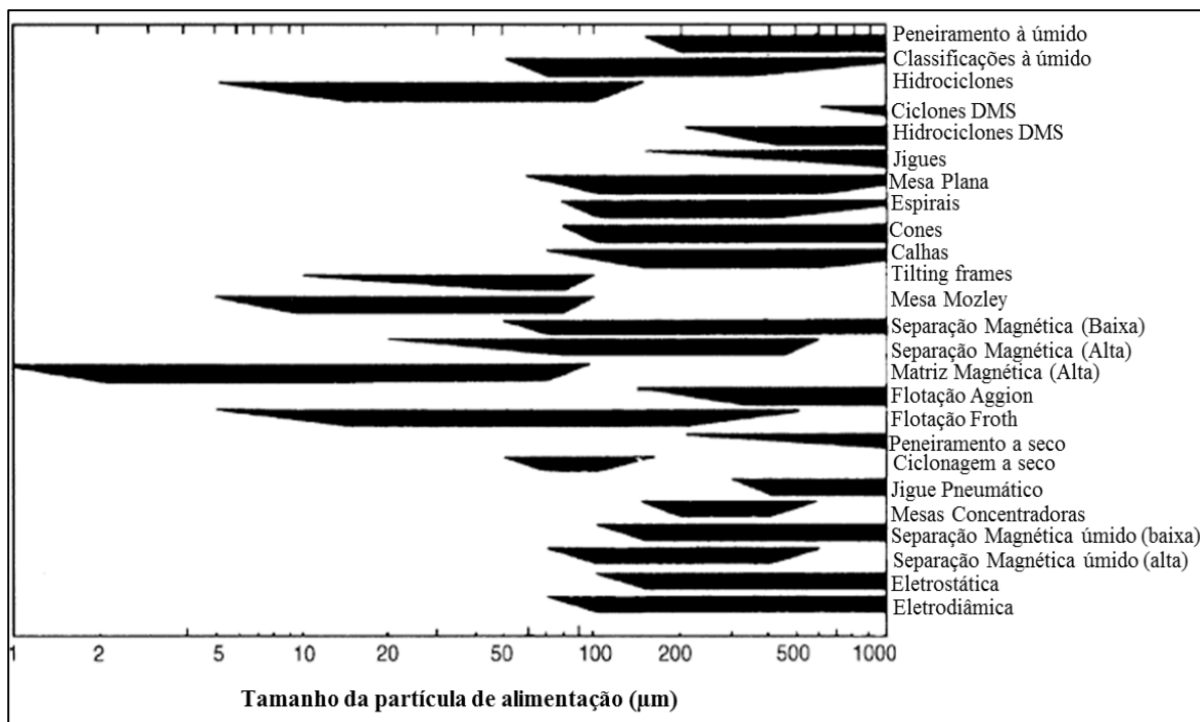
O beneficiamento de minérios, de acordo com Luz *et al.* (2010), envolve operações para modificar a granulometria, concentração relativa e forma dos minerais, sem alterar sua identidade química. Para concentrar um minério, é necessário que os minerais estejam fisicamente liberados, o que é alcançado por meio da redução de tamanho do minério por processos de britagem e/ou moagem. Após essa etapa, os minerais podem ser separados, resultando em um concentrado composto majoritariamente com os minerais de interesse e um rejeito composto predominantemente com os minerais de ganga.

Ainda segundo Luz *et al.* (2010), as operações de concentração no beneficiamento de minérios são baseadas nas diferenças de propriedades entre o mineral-minério (o mineral de interesse) e os minerais de ganga. Essas propriedades incluem massa específica, suscetibilidade magnética, condutividade elétrica, propriedades de superfície química, cor, radioatividade e forma. Essas diferenças são exploradas para permitir a separação seletiva dos minerais durante o processo de concentração.

A Figura 1 ilustra as principais operações unitárias de tratamento de minérios, categorizadas com base na granulometria das partículas de alimentação (Wills; Napier-Munn, 2006).



Figura 1 - Aplicabilidade de diferentes operações unitárias em função da faixa granulométrica



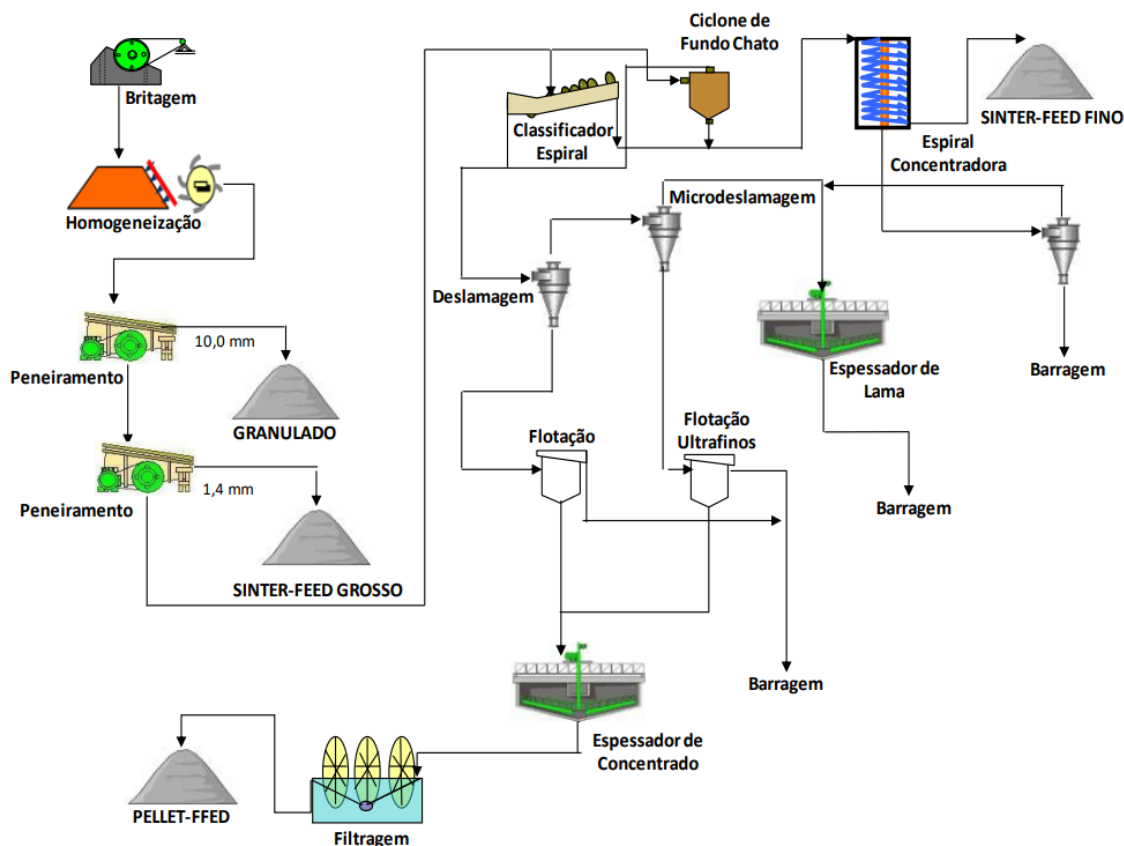
Fonte: Wills; Napier-Munn, 2006

As especificações dos produtos de minério de ferro são determinadas com base nos teores mínimos de ferro, teores máximos de contaminantes e pelo tamanho das partículas. Essas especificações podem variar de acordo com as características de cada usina e minério (Schobbenhaus e Coelho, 1986).

As peculiaridades e as características próprias de cada minério são fatores responsáveis pela necessidade de realização prévia de estudos tecnológicos antes de estabelecer as rotas de processos de beneficiamento, uma vez que não se pode garantir que processos tecnológicos adequados a um tipo específico de minério sejam os mais adequados para o beneficiamento de outros (Coelho, 2017).

A Figura 2 representa um exemplo de rota de processo de usina de beneficiamento mineral de minério de ferro em operação em Minas Gerais. Está apresentado o fluxograma simplificado do processo de produção da usina da Mina de Casa de Pedra, da CSN. De acordo com Coelho (2017), nesta usina, há o uso da separação gravítica por meio da espiral concentradora para a produção de *sinter feed* fino. Este material tem as especificações de teor de  $\text{SiO}_2$  no *range* de 3,5% a 4,5% e especificações granulométricas de 10 a 15% acima de 1,00 mm e menos que 30% abaixo de 0,15 mm.

Figura 2 - Fluxograma simplificado do processo de produção da Mina de Casa de Pedra



Fonte: Coelho, 2017

### 3.2 FUNDAMENTOS TEÓRICOS DA SEPARAÇÃO GRAVÍTICA

A separação gravítica foi uma das primeiras técnicas empregadas no processamento de minerais e tem sido utilizada há séculos desde então, mas ainda não é completamente compreendida em termos de seus mecanismos (Luz *et al.*, 2010). De acordo com King (2001) a separação gravítica é baseada na exploração das diferenças de densidade entre as partículas individuais, utilizada para separá-las e concentrar os minerais desejados. Nos métodos de separação gravítica, a diferença de peso específico entre os minerais é aproveitada através da força da gravidade, que age em conjunto com outras forças, como a resistência ao movimento oferecida por um fluido, como a água ou o ar (Wills, 1997).

Para a separação de um sistema binário de minerais, existe um índice que combina os efeitos da densidade dos minerais constituintes e da densidade do meio,

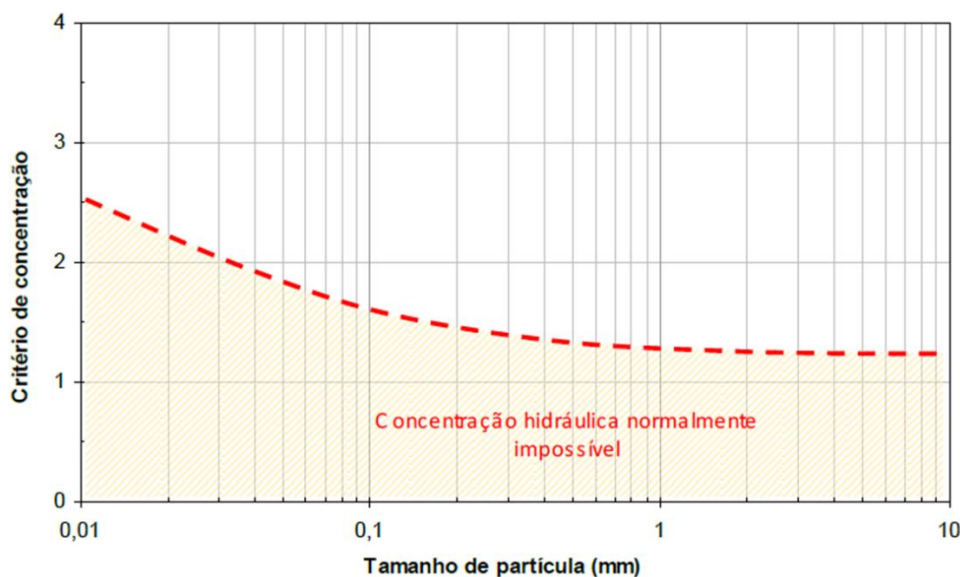
o qual é a chamado de critério de concentração (Sampaio e Tavares, 2005). Esta equação é dada por (Equação 1):

$$\text{Critério de concentração (CC)} = \left(\frac{\rho_d - \rho_f}{\rho_l - \rho_f}\right) \times \frac{\omega_d}{\omega_l} \quad (1)$$

Sendo  $\rho_d, \rho_l$  e  $\rho_f$  as densidades dos minerais denso, leve e do fluido e  $\omega_d$  e  $\omega_l$  os fatores de sedimentação para as partículas densas e leves, respectivamente.

A partir dessa fórmula é calculado o critério de concentração (CC) de diversos equipamentos de separação gravítica. O gráfico da Figura 3 relaciona o critério de concentração com o tamanho de partícula da alimentação. Valores de CC > 2,5 significa a possibilidade de separação eficiente para um amplo intervalo de partículas. Valores de CC < 1,2 representam que a separação por métodos hidráulicos é difícil para qualquer tamanho de partícula.

**Figura 3 – Relação do critério de concentração e o tamanho de partícula da alimentação para separação gravítica**



Fonte: Adaptado de Sampaio e Tavares, 2005

De acordo com Sampaio *et al.* (2007), os processos-chave envolvidos na separação gravítica incluem diferença de aceleração, sedimentação retardada, variação de velocidade em fluxo laminar, consolidação intersticial e influência de forças de cisalhamento. A Figura 4 demonstra de maneira simplificada estes mecanismos.

**Figura 4 – Esquema simplificado dos processos chave da separação gravítica**



Fonte: Adaptado de Wills, 1997

A sedimentação retardada é o fenômeno em que as partículas mais finas sedimentam mais lentamente do que as partículas mais grosseiras. Isso ocorre porque as partículas mais finas têm uma maior relação superfície-volume, o que significa que têm mais área para interagir com o fluido ao seu redor. Essa interação cria uma força de arraste que retarda a sedimentação das partículas (Sampaio *et al.*, 2007).

A consolidação intersticial ocorre quando as partículas finas continuam a se sedimentar nos interstícios das partículas grosseiras, que se depositaram primeiro. Isso ocorre quando a partícula está sujeita a uma carga, como o peso de outras partículas ou mesmo a ação da gravidade. À medida que o fluido é expelido, o espaço entre as partículas diminui, o que também retarda a sedimentação (Sampaio *et al.*, 2007).

De acordo com Sampaio e Tavares (2005), o fluxo laminar, as partículas fluem em camadas paralelas. A velocidade da água é mais rápida na superfície da lâmina d'água e mais lenta no fundo dela. Essa diferença de velocidade cria uma força de cisalhamento que atua nas partículas, retardando sua sedimentação.

As forças de cisalhamento são forças que atuam paralelas à superfície de um sólido. Elas podem ser causadas pelo movimento de um fluido ou pela ação de uma força externa. As forças de cisalhamento podem retardar a sedimentação das partículas, pois criam uma força que atua contra a gravidade (Sampaio e Tavares, 2005).

Ainda segundo Sampaio *et al.* (2007), o conhecimento dos princípios da separação gravítica não é suficiente para realizar a adequada projeção de um fluxograma de processo. É imprescindível conduzir estudos em escalas de laboratório e piloto, a fim de determinar os parâmetros essenciais para o dimensionamento do circuito industrial. Além disso, os resultados obtidos devem se aproximar ao máximo daqueles esperados no processo industrial, que é o objetivo principal dos estudos em

escala piloto. Estes estudos focam detalhadamente nos balanços de massa e metalúrgicos, na gestão de água e nos estudos de bombeamento dos fluxos.

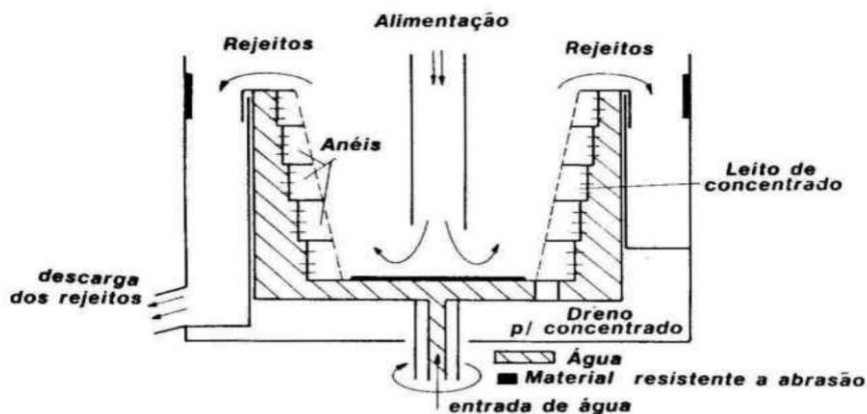
### 3.3 MÉTODOS DE SEPARAÇÃO GRAVÍTICA

Sampaio e Tavares (2005) distinguem os métodos de concentração gravítica em três grupos, de acordo com o mecanismo dominante. Os métodos de densidade separam partículas de peso específico diferente em um meio fluido de densidade intermediária. Os métodos de estratificação separam partículas de densidades próximas em um leito fluidizado. Os métodos de escoamento em lâmina d'água separam partículas de forma contínua em um fluido em escoamento laminar.

Young (2019) cita como os principais métodos de separação gravítica as espirais, centrífugas e jigues. Esses métodos utilizam vibração e/ou força centrífuga para separar partículas de diferentes densidades.

Dentre a categoria das centrífugas, destacam-se as centrífugas de tambor, caracterizadas por um tambor giratório que conduz as partículas mais densas para o centro, enquanto as menos densas flutuam para a periferia; centrífugas de discos, que possuem discos perfurados e funcionam de forma semelhante às de tambor; e centrífugas de alta velocidade, usadas para separar partículas muito pequenas ou densas (Mills, 2007). Na Figura 5 está apresentada um esquema típico de funcionamento de uma centrífuga.

**Figura 5 - Esquema típico de funcionamento de uma centrífuga do tipo Knelson**

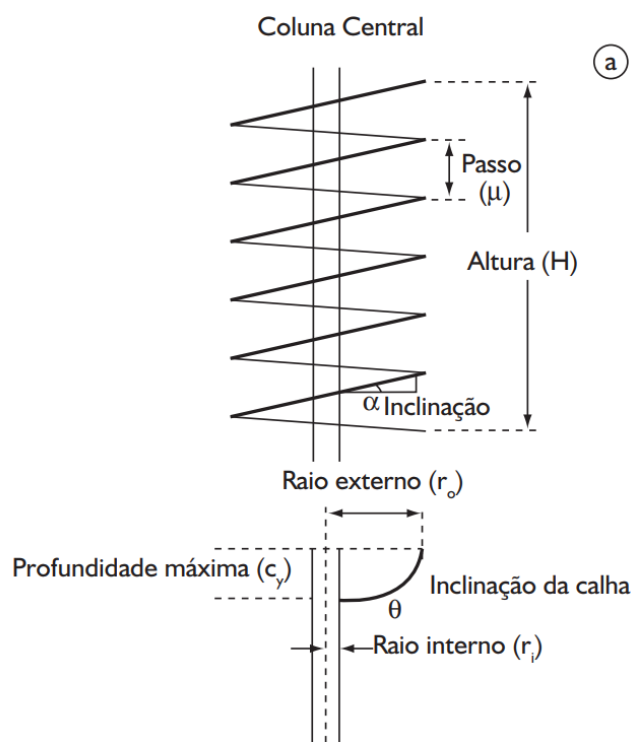


Fonte: Veiga, 1992

A espiral possui o mecanismo de escoamento mais complexo dentre todos os dispositivos de separação gravimétrica. Os principais mecanismos efetivamente envolvidos na separação de partículas na espiral concentradora são a sedimentação retardada, a consolidação intersticial, as forças de Bagnold e a força centrífuga (Lins, 2004).

De acordo com Arenare *et al.* (2009), a espiral concentradora é composta por calhas dispostas em formato helicoidal ao redor de uma coluna central, com variáveis geométricas como passo, altura, inclinação e inclinação radial da calha, conforme ilustrado na Figura 6.

**Figura 6 - Parâmetros geométricos de uma espiral concentradora**

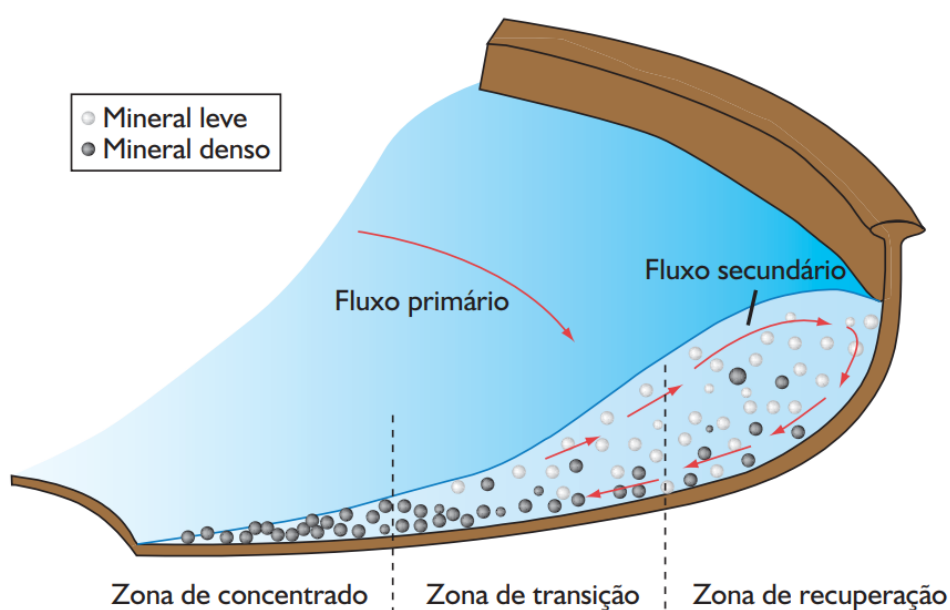


**Fonte: Arenare *et al.*, 2009**

Ainda segundo Arenare *et al.* 2009, dentro da calha o fluxo se divide em fluxo primário descendente, devido a força gravitacional, e um fluxo secundário transversal, devido à força centrífuga. Essa divisão cria duas zonas principais separadas por uma zona intermediária. As partículas mais densas se acumulam na zona de concentrado, enquanto o fluxo secundário leva as partículas menos densas para a zona de recuperação, conforme pode ser observado na Figura 7.

A separação é influenciada tanto pela massa específica quanto pelo tamanho das partículas, resultando em partículas finas direcionadas para a zona leve e partículas maiores para a zona de maior densidade. Partículas muito grandes podem aderir à calha e se deslocadas para a zona mais leve, havendo movimentos de leito e suspensão em diferentes regiões. Em especial, leitos largos podem perturbar o mecanismo de separação, principalmente em minérios com minerais de alta massa específica (Arenare *et al.*, 2009).

**Figura 7 - Principais zonas na calha da espiral**



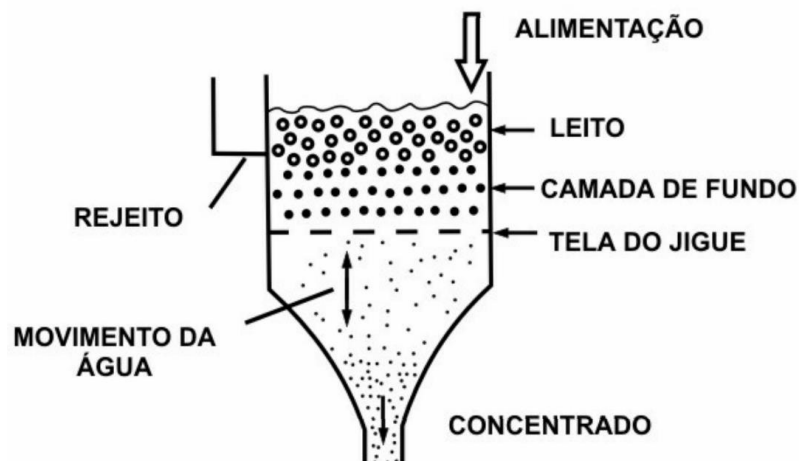
**Fonte: Arenare *et al.*, 2009**

De acordo com Falconer (2003), a jigagem é um processo de separação de partículas de densidades diferentes, realizado por meio da passagem de correntes verticais com movimentos de pulsação em um leito de partículas. O processo ocorre na câmara do jigge, onde o material é alimentado na parte superior. As partículas mais densas se depositam na parte inferior, enquanto as partículas menos densas flutuam na parte superior. A taxa de pulsação, a distância do curso, a água adicionada à arca, o tipo de esferas usadas no leito, a espessura do leito e a abertura do crivo são as principais variáveis que influenciam o processo de jigagem.

Algumas modificações foram feitas nos jigues convencionais no intuito de aumentar a sua faixa de aplicação em termos de tamanho de partículas. Dentre elas, destacam-se os jigues pressurizados, que objetivam maior recuperação de partículas grossas, e os jigues centrífugos, que aumentam a recuperação das partículas finas

(até 38  $\mu\text{m}$ ). Na Figura 8 está apresentado um esquema simplificado de funcionamento do jigge convencional.

Figura 8 - Esquema simplificado de um jigge



Fonte: Luz *et al.*, 2010

De acordo com Williams *et al.* (2004), as centrífugas são a técnica de separação mais eficaz, mas também são as mais caras e complexas. As espirais, em contrapartida, são relativamente baratas e fáceis de operar e manter, mas não são tão eficazes quanto as centrífugas na separação de partículas muito pequenas. Os jiggs também são um processo de separação relativamente barato e de manuseio simples, mas, no entanto, são menos eficazes que as centrífugas e as espirais na separação de partículas muito pequenas.

Portanto, a escolha do método de separação mais adequado dependerá de uma série de fatores, incluindo o tipo de minério a ser separado, o tamanho das partículas, sua densidade e os custos envolvidos.

### 3.4 REFLUX CLASSIFIER

O *Reflux Classifier* (RC) é uma tecnologia nova, utilizada principalmente no setor de carvão. O uso dessa tecnologia na concentração de minério de ferro ainda não é amplamente conhecido. Este equipamento veio com o objetivo de obter resultados melhores que os métodos gravíticos existentes atualmente (Hunter *et al.*, 2016).

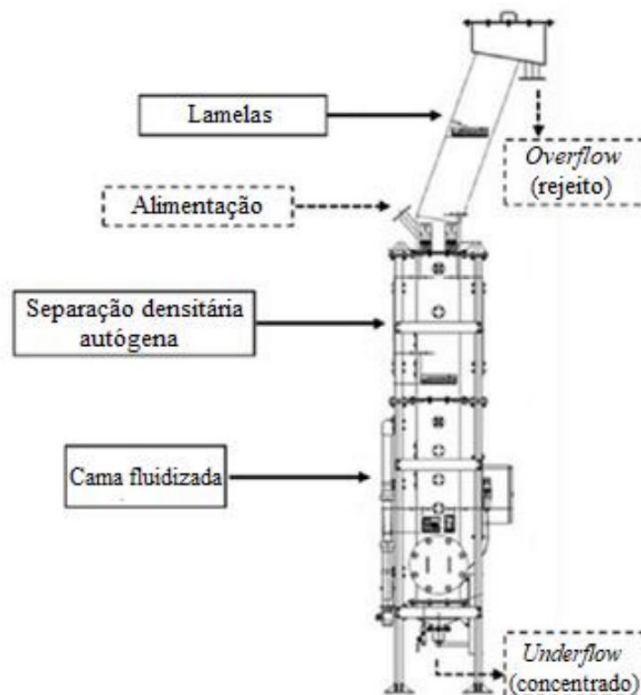


De acordo com Nguyentranlam (2001), o sistema operante no RC é uma combinação de um leito fluidizado intermediário e um conjunto de placas (lamelas) inclinadas paralelas no topo, utilizadas para obter alta eficiência na decantação de partículas finas e densas. O refluxo é gerado quando as partículas fluidizadas se separam nas placas inclinadas e retornam para a zona fluidizada abaixo, resultando em um melhor desempenho de separação.

O princípio de separação no *Reflux Classifier* é segregar as partículas com base em sua densidade relativa. Todas as partículas presentes na polpa estão sujeitas ao seu próprio peso e ao efeito do empuxo. A força resultante da gravidade e da flutuabilidade faz com que as partículas mais densas sedimentem mais rapidamente (Nguyentranlam, 2001).

As partículas que possuem maior densidade relativa, ou seja, aquelas com maior densidade e maior tamanho, têm maior velocidade de decantação devido a uma força resultante maior, e aquelas com menor densidade relativa terão uma força resultante menor (Hunter *et al.*, 2016). Para melhorar a eficiência de separação, a água de fluidização é introduzida no *Reflux Classifier*, aumentando o componente de força ascendente e neutralizando parte da força resultante presente nas partículas. Portanto, as partículas com menor densidade relativa são enviadas para direção ascendente do equipamento (*overflow* - rejeito), enquanto as demais partículas são enviadas para a direção descendente do equipamento (*underflow* - concentrado). Está apresentado na Figura 9 o desenho esquemático do funcionamento do *Reflux Classifier*.

Figura 9 - Figura esquemática de funcionamento do *Reflux Classifier*



Fonte: Cardoso, 2021

Amariei *et al.* (2014) conduziram um estudo em escala piloto utilizando o RC para processar a fração fina de um minério de ferro, com 80% das partículas passantes em 150  $\mu\text{m}$ . O estudo foi realizado com uma taxa de alimentação de sólidos de 8,9  $\text{t}/\text{m}^2\text{h}$ , taxa de fluidização de 4,4  $\text{m}^3/\text{m}^2\text{h}$  e teor de sólidos de 37%. Os resultados apresentados para a recuperação global de ferro excederam 80% e o teor de ferro ficou acima de 60% em massa na maioria dos testes, especialmente para as partículas com tamanho de até 45  $\mu\text{m}$ .

Hunter *et al.* (2016) ampliaram o estudo realizado por Amariei *et al.* (2014), utilizando o RC para tamanhos de partículas ainda menores e com uma taxa de alimentação de sólidos igual a 1,5  $\text{t}/\text{m}^2\text{h}$ . Em geral, foi possível alcançar um teor de 66,1% de Fe com uma recuperação metálica de 80% em massa em uma única separação. Dentro da faixa de tamanho de partículas de 20-38  $\mu\text{m}$ , foram obtidos teores de 68,8% de Fe com recuperações de ferro de até 94,7% em massa. Recuperações metálicas de até 57,0% em massa foram alcançadas mesmo para partículas menores que 20  $\mu\text{m}$ .

## 4 MATERIAIS E MÉTODOS

Neste capítulo estão descritas metodologia de caracterização da amostra e os procedimentos experimentais utilizados para a elaboração da rota de beneficiamento mineral utilizando o *Reflux Classifier*.

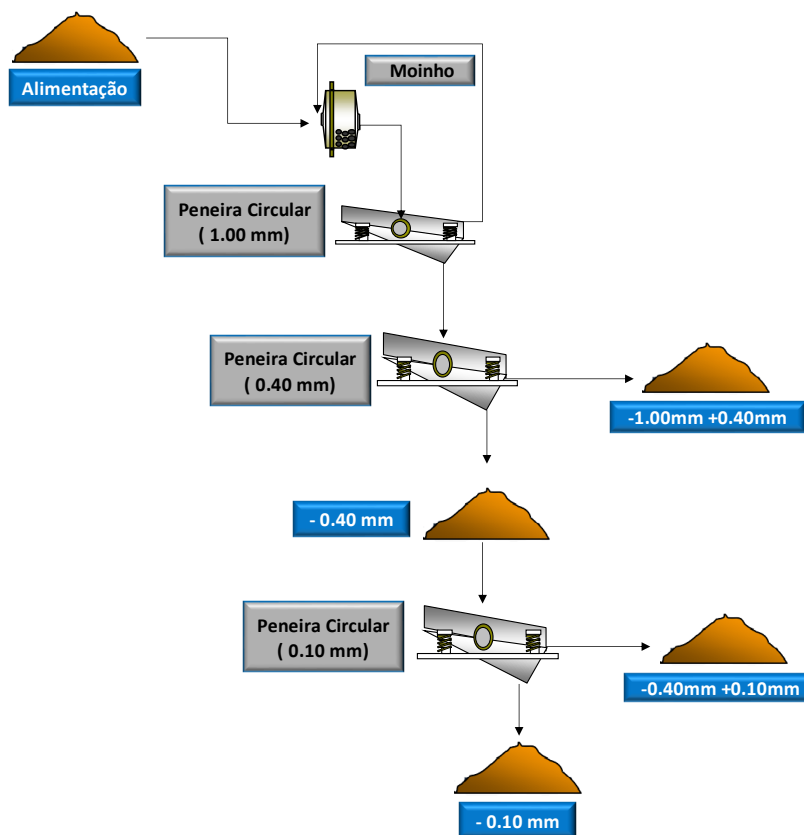
### 4.1 PREPARAÇÃO DA AMOSTRA

Este estudo utilizou amostras de minério de ferro oxidado coletadas *in situ* em uma mina, em diversos pontos, através de furos de sondagem e amostras de mão.

Para garantir a representatividade das amostras, o lote inicial foi submetido a um processo de homogeneização manual, utilizando o método da pilha alongada. Após a homogeneização, a amostra inicial foi quarteada obtendo-se alíquotas menores, que foram utilizadas nos ensaios de caracterização.

Em seguida, a amostra foi submetida a um processo de cominuição utilizando um moinho de bolas convencional, operando em circuito fechado de classificação por meio de uma peneira com abertura de 1 mm. Posteriormente, ocorreu a etapa de classificação, utilizando duas peneiras (0,40 mm e 0,10 mm), resultando nas frações granulométricas de  $-1,00\text{mm}+0,40\text{mm}$ ,  $-0,40\text{mm}+0,10\text{mm}$  e  $-0,10\text{mm}$ , conforme ilustrado na Figura 10.

Figura 10 - Fluxograma do processo de cominuição e classificação

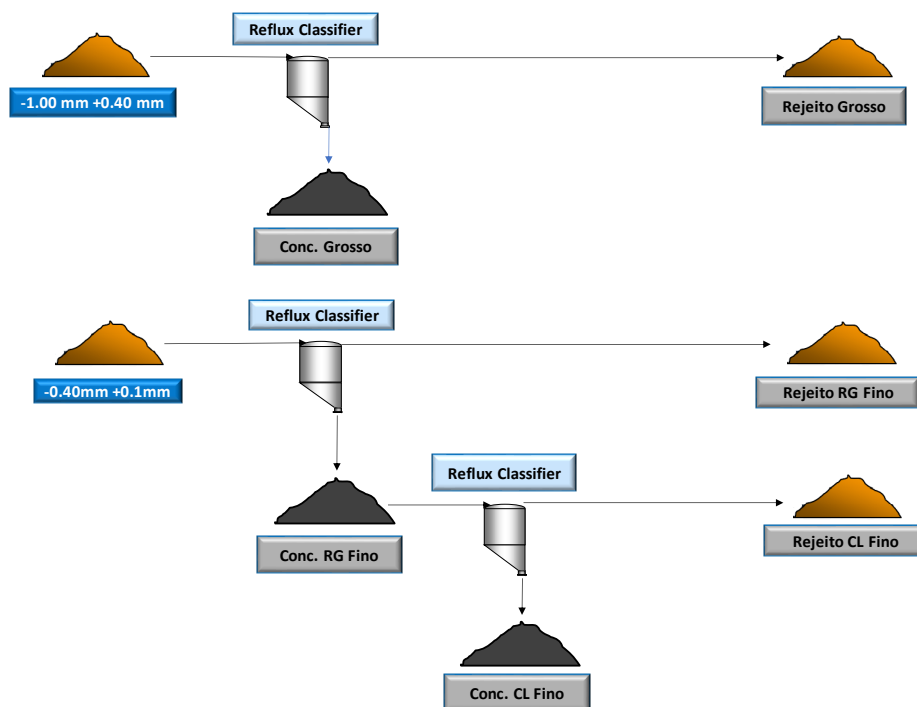


Fonte: Do autor, 2023

Após a etapa de classificação, as frações granulométricas  $-1,00\text{mm}+0,40\text{mm}$  e  $-0,40\text{mm}+0,10\text{mm}$  foram submetidas aos ensaios de concentração gravítica. Os dados referentes à fração  $-0,10\text{mm}$  não serão apresentados, uma vez que essa fração foi direcionada para múltiplas etapas de separação magnética e deslamagem, que estão fora do escopo deste estudo.

A Figura 11 ilustra todas as etapas da etapa de separação gravítica, realizadas no *Reflux Classifier*.

Figura 11 - Fluxograma da etapa de separação gravítica



Fonte: Do autor, 2023

## 4.2 CARACTERIZAÇÃO DAS AMOSTRAS

A caracterização das amostras de todos os fluxos foi feita por análises químicas, análise granulométrica e análise de densidade.

### 4.2.1 Análise granulométrica

As análises granulométricas foram realizadas via peneiramento a úmido utilizando o equipamento *Sinex AT 450*. Para essa análise, foram selecionadas peneiras específicas, que foram colocadas sobre o suporte apropriado. A amostra a ser analisada foi inserida na peneira de maior abertura e, em seguida, iniciou-se o processo de agitação. Durante todo o peneiramento, utilizou-se água de lavagem, seguindo um tempo padronizado. Após a etapa de classificação, os produtos foram secos e pesados, a fim de se obter a curva de distribuição do tamanho das partículas. As peneiras utilizadas estão listadas na Tabela 1. Os resultados serão apresentados resumidos e as distribuições completas estarão apresentadas no Apêndice A.

Tabela 1 - Série de peneiras utilizadas

Padrão(mm)	1,000	0,500	0,400	0,300	0,150	0,100	0,075	0,050	0,045	0,038	0,025
Mesh (#)	18	35	40	50	100	140	200	270	325	400	500

Fonte: Do autor, 2023

#### 4.2.2 Análise de densidade real

A determinação da densidade real das amostras foi realizada em picnômetro a gás da fabricante *MicroMeritics* modelo *AccuPyc II*. O gás utilizado nos testes foi o Hélio (He). Os resultados serão apresentados resumidos na seção de resultados e os resultados completos estarão apresentados no Apêndice C.

#### 4.2.3 Análise química

Para realizar a análise química, as amostras de diferentes fluxos e processos foram enviadas ao laboratório químico. As análises incluíram o teor total de ferro (Fe), FeO, SiO<sub>2</sub>, P, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO, TiO<sub>2</sub>, Mn, K<sub>2</sub>O e perda por ignição (LOI).

Neste estudo, a análise por fluorescência de raios X (FRX) foi realizada para determinar os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub>, P, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO, TiO<sub>2</sub>, Mn e K<sub>2</sub>O.

Para a análise de FeO, foi utilizado um método químico úmido, no qual reagentes reagem com a amostra em solução, possibilitando a determinação do elemento químico presente na solução, no caso, o FeO. Esse método se baseia na titulação de ferro previamente reduzido a Fe(II) pelo cloreto de estanho(II) com solução padrão de dicromato de potássio.

Os resultados serão apresentados resumidos na seção de resultados e as análises químicas completas estarão apresentadas nos Apêndice A, B e D.

#### 4.2.4 Ensaios de meio denso

Os ensaios em escala de bancada de meio denso foram realizados para simular os processos de concentração do *Reflux Classifier*. Foi utilizado uma solução composta por politungstato de sódio (PTS) e, que é um líquido reutilizável com uma faixa de densidade entre 1,1 e 3,1 g/cm<sup>3</sup>. Para os ensaios, a solução foi ajustada para uma densidade de 3,0 g/cm<sup>3</sup> por meio da adição controlada de pó de PTS à água, a

qual foi agitada e aquecida a uma temperatura inferior a 75°C. A densidade da solução foi medida com um densímetro para garantir a precisão do ajuste.

Após obter a solução com a densidade desejada, aproximadamente 200mL dessa solução foram adicionados a um béquer. Em seguida, foram adicionados cerca de 50g de amostra de minério, e a mistura foi agitada com um bastão de vidro e coberta. A solução contendo PTS e o minério foi deixada em repouso no béquer durante 24h.

Após o período de repouso, pôde-se observar duas frações no béquer: uma constituída de partículas que flutuavam e a outra de partículas que afundavam. Essas frações foram separadas usando o filtro a vácuo, permitindo a recuperação do líquido. As partículas que flutuaram e afundaram foram lavadas com água desmineralizada aquecida a cerca de 50°C, para remover os resíduos de PTS presente na superfície das partículas. Os filtros contendo as frações flutuado e afundada foram secos em estufa com temperatura controlada de 95°C. Após a secagem, os produtos obtidos foram pesados, homogeneizados e divididos para coletar uma alíquota para análise química. Por fim, as soluções de PTS diluídas foram aquecidas para evaporar a água e recuperar o meio denso.

Os resultados serão apresentados resumidos na seção de resultados e discussões e os resultados completos estarão apresentados no Apêndice B.

#### 4.3 EXPERIMENTOS COM O *REFLUX CLASSIFIER*

Todos os testes em escala piloto foram realizados no *Reflux Classifier*, modelo RC 100, da fabricante *FLSmidth*. Na Figura 12 está apresentado o equipamento.

**Figura 12 - Reflux Classifier modelo RC 100**



**Fonte: Do autor, 2023**

Os parâmetros operacionais do *Reflux Classifier*, que são atribuídos em seu sistema, são a vazão da água de fluidização ( $\text{m}^3/\text{h}$ ) e a diferença de densidade relativa entre dois pontos do leito fluidizado, separados por um metro. Para a escolha dos valores operacionais destes dois parâmetros, considerou-se dados de ensaios anteriores realizados no RC com minérios parecidos e foram realizados ensaios exploratórios mantendo um dos parâmetros fixo e variando o segundo, em quatro pontos diferentes. A seguir estão apresentados os principais parâmetros de operação utilizados nos ensaios realizados na planta piloto.

Os resultados serão apresentados resumidos na seção de resultados e discussões e os resultados completos estarão apresentados no Apêndice D.

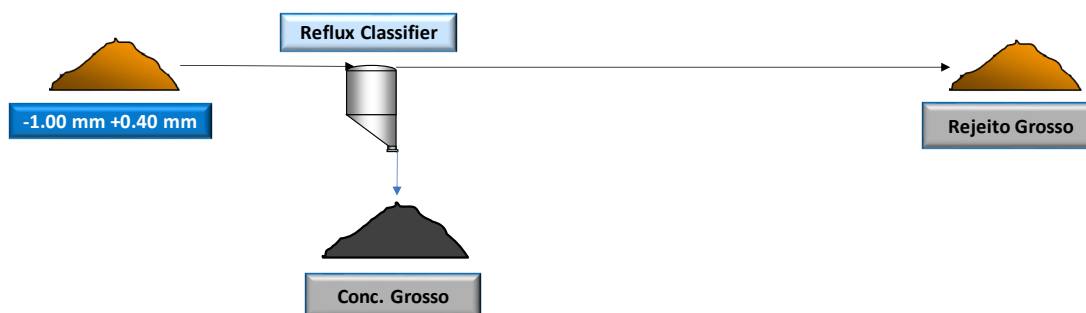
#### **4.3.1 Fração grosseira (-1,00mm+0,40mm)**

Os testes pilotos de concentração gravítica do minério foram realizadas seguindo as recomendações do fabricante, conforme fluxograma da Figura 13. Nestes ensaios, foram estabelecidos os seguintes parâmetros de operação: porcentagem de



sólidos 20%, taxa de alimentação de minério seco de 0,12 t/h, fluxo de polpa de 7,2 m<sup>3</sup>/h e fluxo de fluidização de 1,0 m<sup>3</sup>/h. O parâmetro de diferença de densidade relativa (*Setpoint*) foi ajustado em 2000.

Figura 13 - Fluxograma da rota de concentração da fração grosseira (-1,00mm+0,40mm)

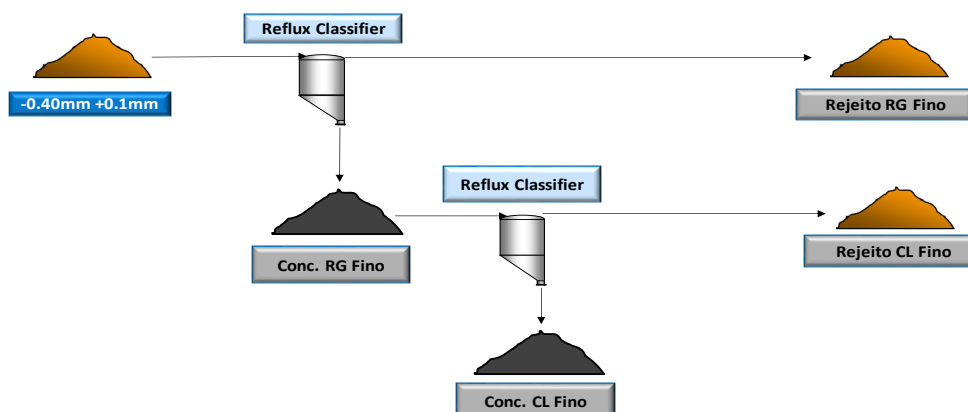


Fonte: Do autor, 2023

#### 4.3.2 Fração fina (-0,40 mm+0,10mm)

Os experimentos com a fração fina do minério foram realizados com seguintes configurações operacionais: porcentagem de sólidos igual a 20% de sólidos, taxa de alimentação de 0,12 t/h, fluxo de polpa de 7,2 m<sup>3</sup>/h e fluxo de fluidização de 1,0 m<sup>3</sup>/h, conforme fluxograma da Figura 14. Na etapa *rougher*, a diferença de densidade relativa (*Setpoint*) foi ajustada em 1500, enquanto na etapa *cleaner*, o valor foi de 1450.

Figura 14 - Fluxograma da rota de concentração da fração fina (-0,40mm+0,10mm)



Fonte: Do autor, 2023

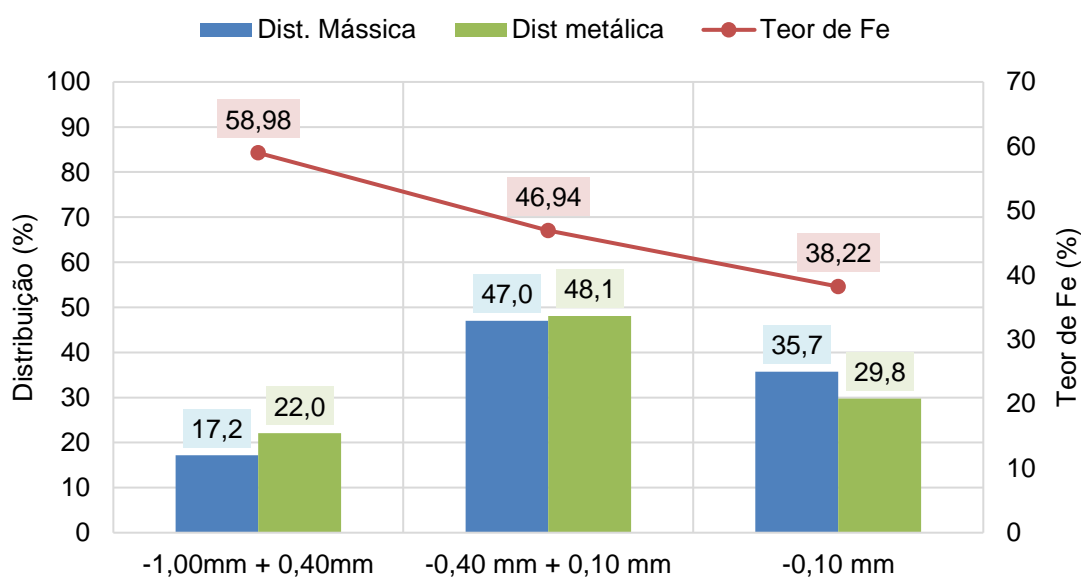
## 5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Nesta seção estão apresentados e discutidos os resultados obtidos nos ensaios de escala bancada e em planta piloto.

### 5.1 CARACTERÍSTICAS DA AMOSTRA CABEÇA

A amostra cabeça foi moída e classificada nas três frações granulométricas mencionadas anteriormente. Os resultados referentes ao teor de ferro e a distribuição mássica e metálica de cada faixa da preparação inicial do minério estão apresentados no gráfico da Figura 15.

**Figura 15 - Recuperação mássica, metálica e teor de ferro (%) do material classificado**



**Fonte: Do autor, 2023**

A partição em massa destas frações apresentou valores de 17,2% para a fração grosseira (-1,00mm+0,40mm) e 47% para a fração fina (-0,40mm+0,10mm). Os teores de ferro foram de 58,98% e 46,93%, respectivamente para a fração grosseira e fina.

No entanto, vale ressaltar que 35,8% da massa destinou-se para a fração -0,10mm, que como dito anteriormente, foi submetida a etapas de separação

magnética e deslamagem, que estão fora do escopo deste trabalho, e seus dados não serão apresentados nesse estudo.

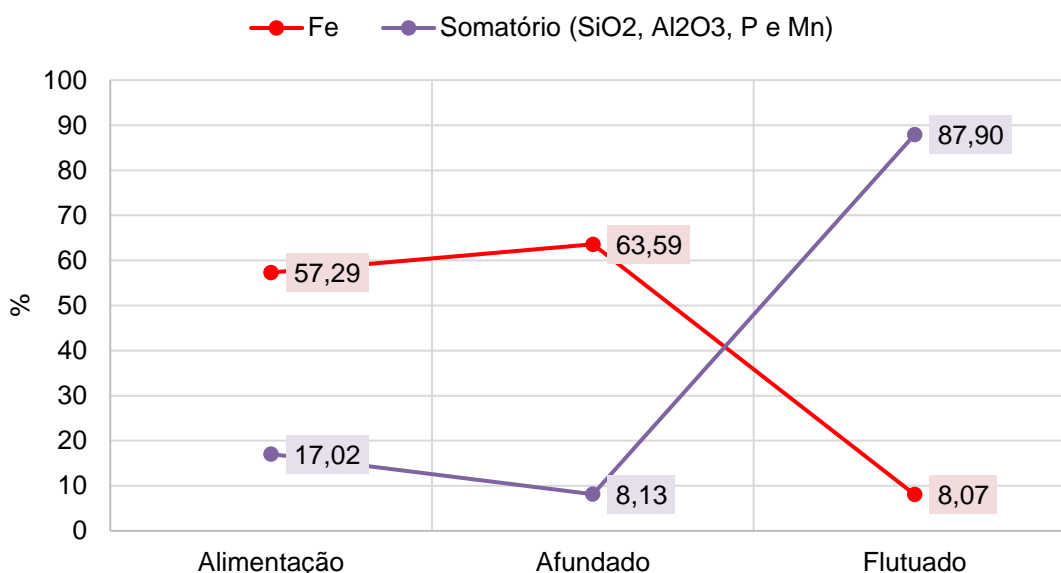
## 5.2 CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA DA FRAÇÃO GROSSEIRA(-1,00mm+0,40mm)

Para a fração grosseira foi realizado um teste em escala bancada utilizando o meio denso para simular a concentração no *Reflux Classifier*. Em seguida foi realizado um estudo em planta piloto utilizando o equipamento RC 100.

### 5.2.1 Teste de meio denso – escala bancada

Os resultados do teor de ferro do ensaio de meio denso estão apresentados no gráfico da Figura 16. Observou-se que esses valores obtidos não atingiram as metas estabelecidas para o trabalho, que consistiam em um afundado com teor mínimo de 65% de ferro e um máximo 4% para a soma de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn.

**Figura 16 - Resultados do ensaio de meio denso – Teores – Fração grosseira**

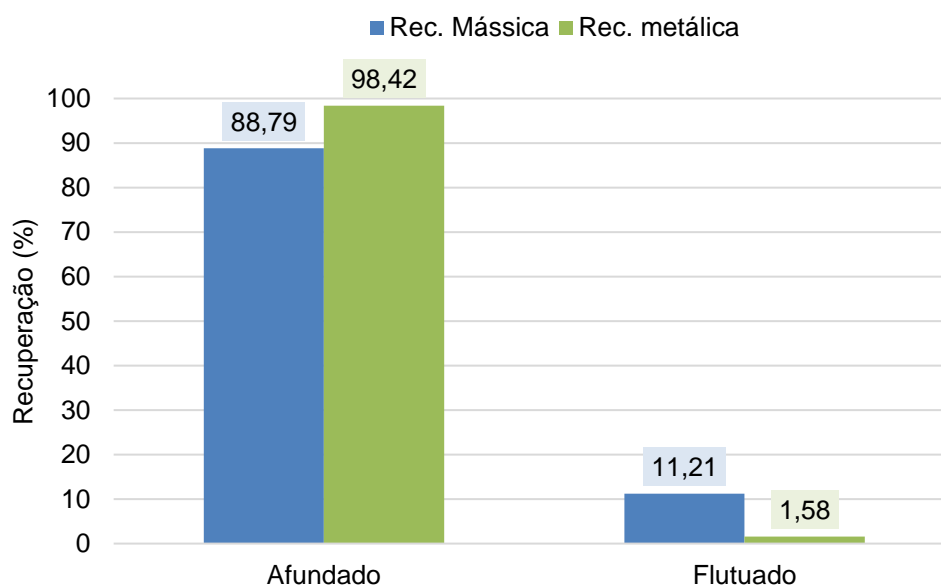


Fonte: Do autor, 2023

Os resultados da recuperação metálica do ensaio de meio denso estão apresentados na Figura 17. É possível observar que a fração afundada apresentou uma recuperação mássica superior a 88%. A recuperação metálica apresentou com

valor próximo a 98%. Esse resultado indica que há margem para diminuir a recuperação visando obtenção de um produto com melhor qualidade química, que atenda às expectativas do estudo.

**Figura 17 - Resultados do ensaio de meio denso – Recuperações – Fração grosseira**



**Fonte: Do autor, 2023**

Apesar da meta de teores não ter sido atingida, o ensaio confirmou que o material está liberado na fração estudada, de acordo com a diferença entre o teor de ferro do afundado e do flutuado, e desta forma pode ser concentrado a partir de métodos gravíticos. Com base nesta informação, decidiu-se avançar para a etapa piloto utilizando o *Reflux Classifier*.

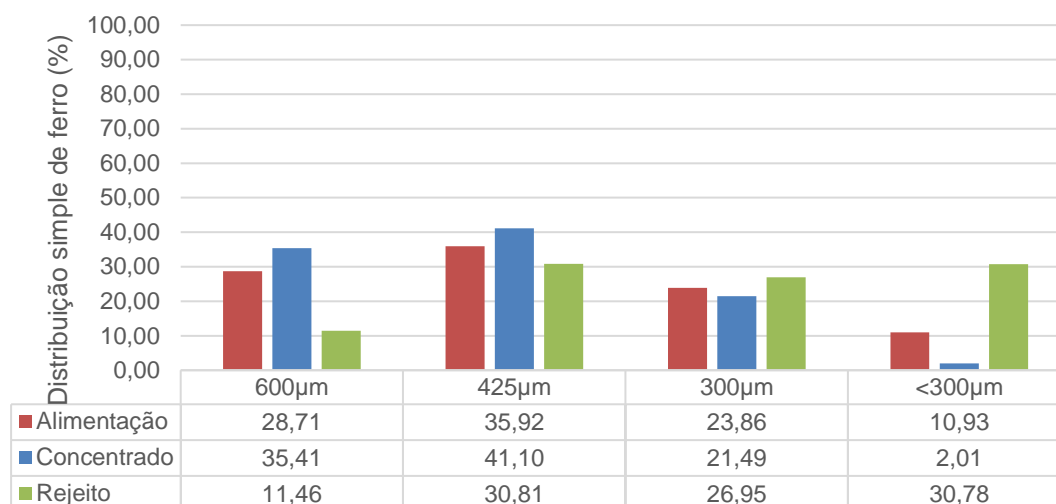
### 5.2.2 RC 100 - Planta piloto

A distribuição granulométrica dos fluxos da planta piloto evidenciou a eficiência do processo de separação no RC 100, visto que houve alta concentração dos minerais de ferro no concentrado obtido.

A distribuição simples de ferro apontou que na alimentação, as frações acima de 300 µm são as que mais concentram o ferro, com teores acima de 57%, com cerca de 88% da distribuição de ferro, como observado na Figura 18 e Figura 19. O concentrado apresentou distribuição de Fe acumulada de cerca de 98% retido na malha de 300 µm, com teores de ferro acima de 65%. No rejeito foi possível de se

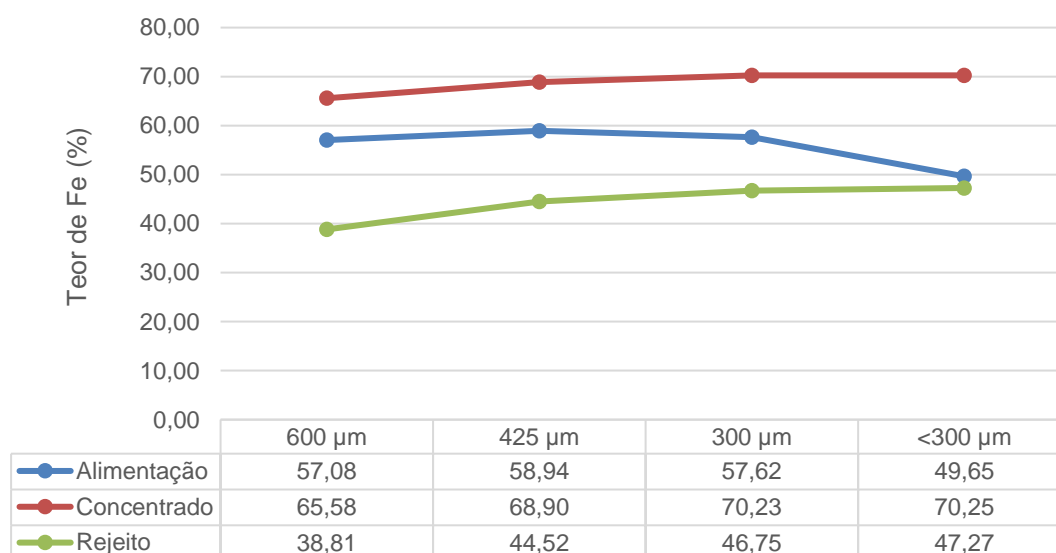
analisar que a fração  $-600\mu\text{m}$  concentra 88,54% da distribuição de ferro acumulada da amostra e apresenta teores acima de 44% de Fe, indicando que uma fração rica do material foi direcionada para este fluxo, além de representarem valores muito acima do ponto ótimo do estudo para o rejeito (30%).

**Figura 18 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Fração grosseira – Planta piloto**



Fonte: Do autor, 2023

**Figura 19 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Fração grosseira – Planta piloto**

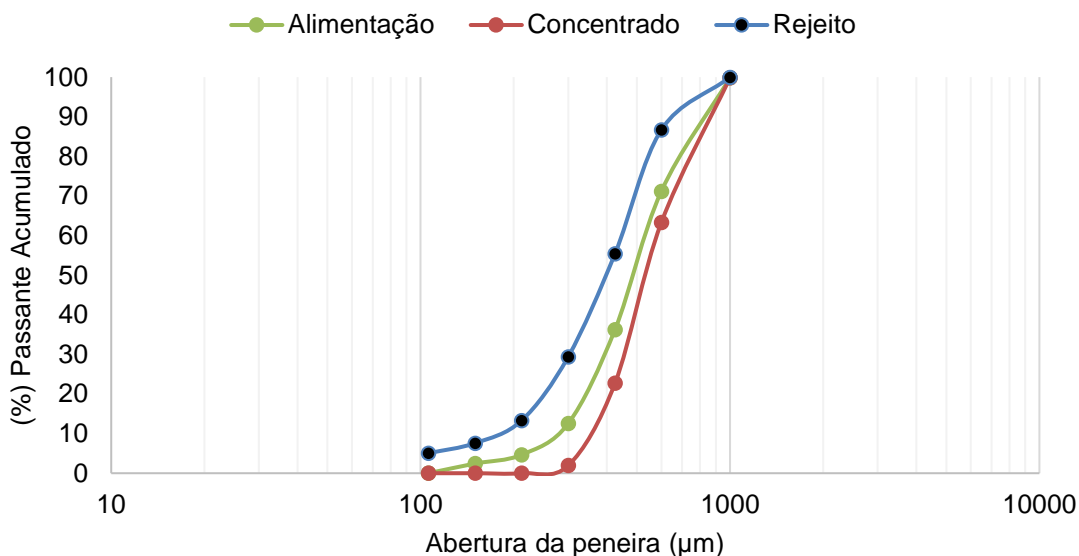


Fonte: Do autor, 2023

A Figura 20 apresenta a distribuição granulométrica dos fluxos da planta piloto, com a fração grosseira. Observou-se que o  $P_{80}$  foi de 723, 782 e 562  $\mu\text{m}$ , respectivamente para a alimentação, o concentrado e o rejeito. Essa diferença na

granulometria evidencia que o *Reflux Classifier* foi capaz de direcionar as partículas mais grossas para o concentrado, enquanto as partículas mais finas foram direcionadas para o rejeito.

Figura 20 - Distribuição granulométrica – Fração grosseira – Planta piloto



Fonte: Do autor, 2023

### 5.3 CONCENTRAÇÃO GRAVÍTICA DA FRAÇÃO FINA (-0,40mm+0,10mm)

Na fração fina, foram realizados dois testes de meio denso para simular o processo de concentração nas etapas *rougher* e *cleaner* do *Reflux Classifier*. Além disso, também foi realizado um teste piloto no equipamento RC 100 para cada uma das etapas.

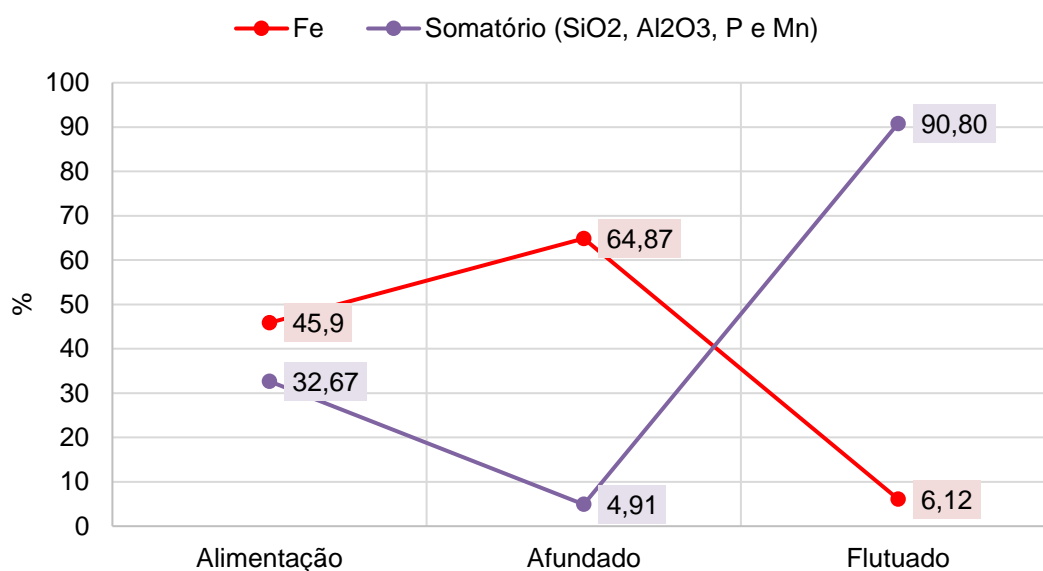
#### 5.3.1 ETAPA *ROUGHER*

Para a etapa *rougher* foi realizado um ensaio de meio denso com uma alíquota da alimentação da fração fina (-0,40mm+0,10mm). Após esse teste, foi realizado o teste piloto no equipamento RC 100 com o restante da alimentação.

### 5.3.1.1 Teste de meio denso – escala bancada

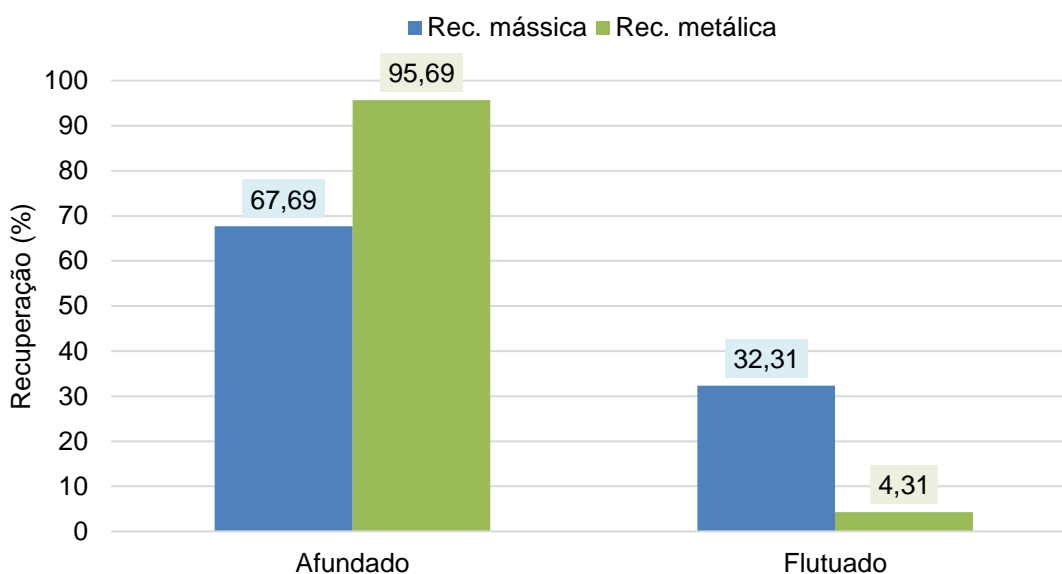
Os resultados de teor de ferro do ensaio de meio denso estão apresentados no gráfico da Figura 21. Observou-se que os valores deste ensaio atingiram parcialmente as metas de teores do concentrado estabelecidas para o trabalho. A meta do teor de ferro foi atingida (65%), considerando a margem de erro da análise, entretanto a meta do somatório  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , P e Mn (4%) não foi alcançada. Os valores alcançados nesta etapa foram de 64,87% para o ferro e 4,91% para o somatório de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , P e Mn.

**Figura 21 - Resultados do ensaio de meio denso – Teores – Fração fina – Etapa *rougher***



Fonte: Do autor, 2023

Em relação as recuperações, foi possível observar, analisando os dados apresentados na Figura 22, que os valores de recuperação mássica e metálica foram de 67,69% e 95,69%, respectivamente. Diferente da fração grosseira, o valor de recuperação mássica foi expressivamente menor. Esse fato pode estar ligado a diferença de teor de Fe e do somatório de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , P e Mn da alimentação da fração grosseira (-1,00mm+0,40mm) e da fração fina (-0,40mm+0,10mm).

**Figura 22 - Resultados do ensaio de meio denso – Recuperações – Fração fina – Etapa rougher**

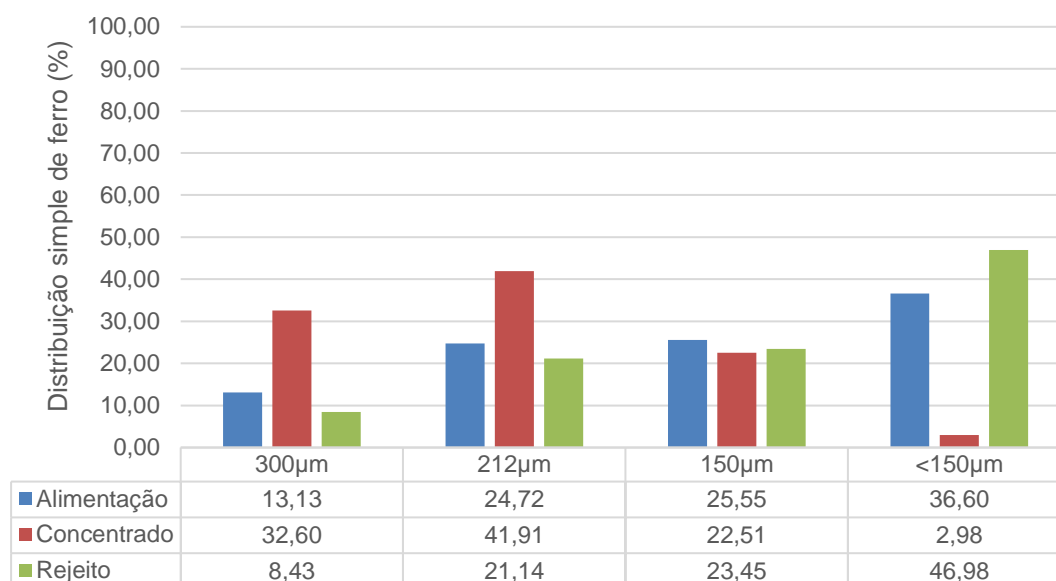
Fonte: Do autor, 2023

#### 5.3.1.2 RC 100 - Planta piloto

Na Figura 23 e Figura 24 estão apresentadas a distribuição e teor de ferro por faixa granulométrica dos produtos gerados na planta piloto. A distribuição de ferro na alimentação mostrou que as partículas com tamanho superior a 150  $\mu\text{m}$  possuem a maior concentração de ferro, com distribuição superior a 63%. O concentrado apresentou-se com distribuição acumulada de Fe em torno de 97,02% na peneira de 150  $\mu\text{m}$ , contendo teores de ferro acima de 60%. Ao analisar o rejeito, observou-se que a fração abaixo de 150  $\mu\text{m}$ , representa 46,98% da distribuição de ferro total, e possui teores de ferro próximos a 27%.

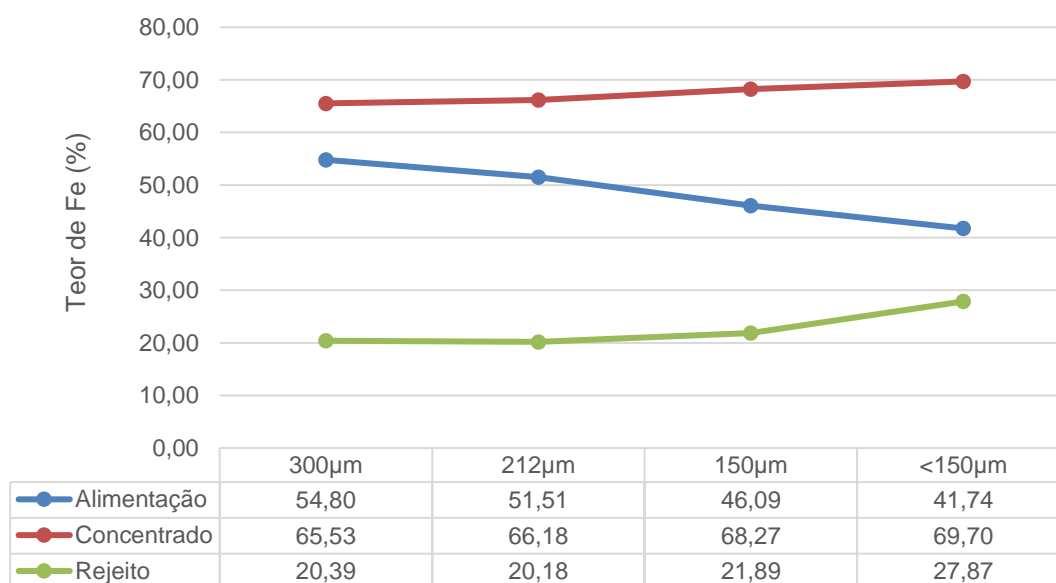


**Figura 23 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa *rougher* – Planta piloto**



Fonte: Do autor, 2023

**Figura 24 – Teor de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa *rougher* – Planta piloto**

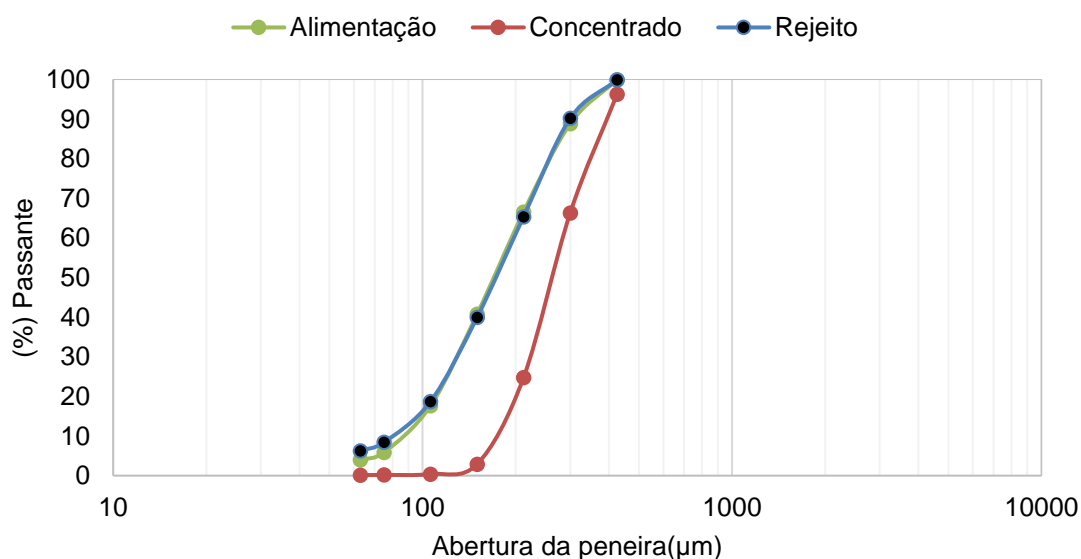


Fonte: Do autor, 2023

A Figura 25 apresenta a distribuição granulométrica da alimentação, do concentrado e do rejeito dos produtos gerados em planta piloto da etapa *rougher*. Notou-se que o  $P_{80}$  da alimentação foi de 265 µm, enquanto o  $P_{80}$  do concentrado e do rejeito foi de 357 µm e 263 µm, respectivamente. Essa diferença na granulometria entre o concentrado e o rejeito evidencia, de maneira similar à fração grossa, a

capacidade do *Reflux Classifier* em direcionar as partículas mais grosseiras para o concentrado, ao passo que as partículas mais finas foram direcionadas para o rejeito. Vale ressaltar também que o rejeito possuiu uma distribuição bem próxima à da alimentação, com contraste nas frações abaixo de 106  $\mu\text{m}$ , o que indica que a separação das partículas mais finas foi realizada com eficiência.

**Figura 25 - Distribuição granulométrica – Fração fina – Etapa *rougher* – Planta piloto**



Fonte: Do autor, 2023

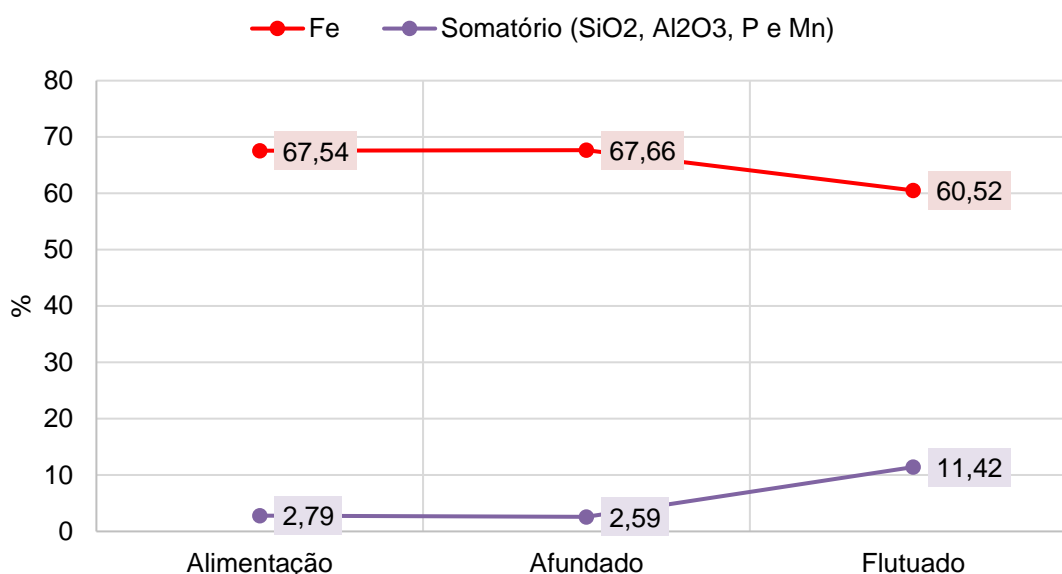
### 5.3.2 ETAPA *CLEANER*

Na etapa *cleaner*, como mencionado anteriormente, foi realizado um ensaio de meio denso. Neste ensaio, utilizou-se uma pequena alíquota do concentrado da planta piloto obtido na etapa *rougher* da fração fina. Em seguida, a planta piloto foi alimentada com o restante da massa.

#### 5.3.2.1 Teste de meio denso – escala bancada

Os resultados de teor de ferro e somatório de contaminantes obtidos no ensaio de meio denso da etapa *cleaner* estão apresentados nos gráficos da Figura 26. Observou-se que os valores alcançaram as metas estabelecidas para o trabalho, com o teor de Fe de 67,66% e somatório de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , P e Mn de 2,59% no concentrado.

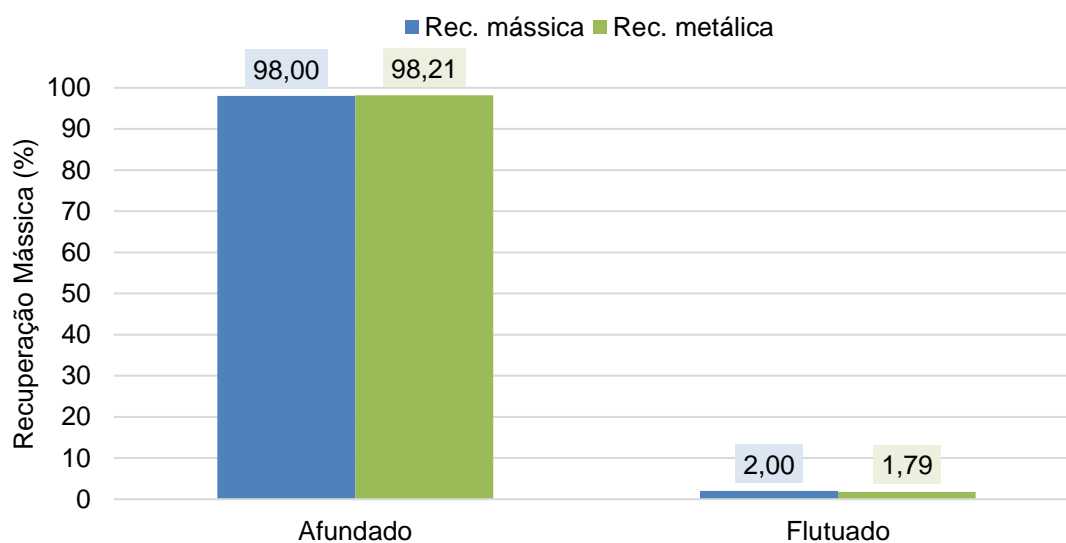
**Figura 26 - Resultados do ensaio de meio denso – Teores – Fração fina – Etapa *cleaner***



Fonte: Do autor, 2023

Os valores de recuperação mássica e metálica apresentaram-se extremamente elevados, próximos a 98%, como pode ser observado ao analisar os dados apresentados na Figura 27. Tal fator indica que provavelmente o líquido de densidade 3,0 g/cm<sup>3</sup> não promove a separação ideal dos minerais de interesse para os minerais de ganga para esta faixa granulométrica. Outro fator que corrobora para esta hipótese é que o teor de ferro do flutuado é de 60,52%, valor muito alto e próximo do teor da alimentação do ensaio.

**Figura 27 - Resumo dos resultados do teste meio denso – Fração fina – Etapa *cleaner***

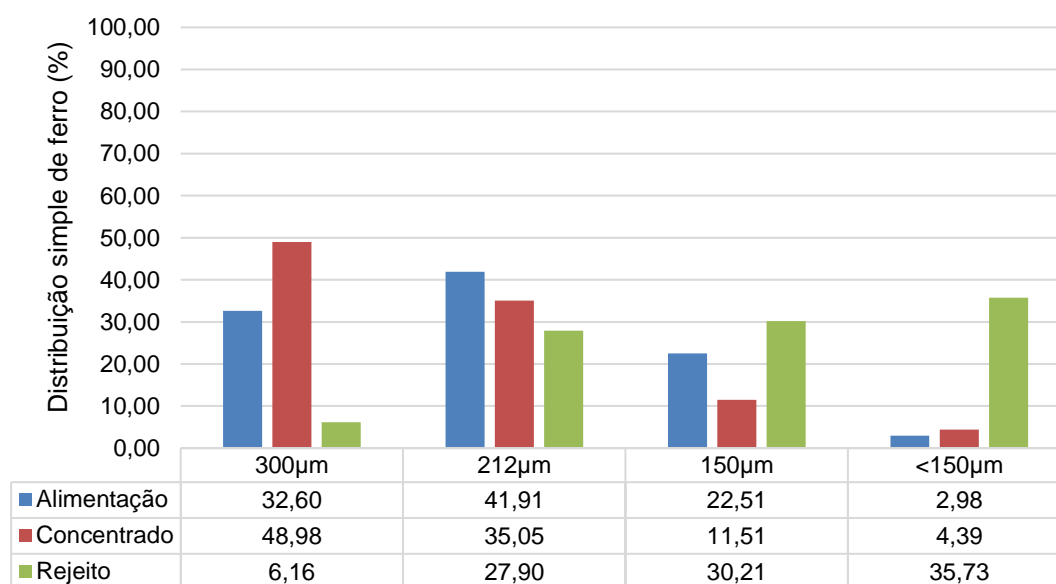


Fonte: Do autor, 2023

### 5.3.2.2 RC 100 - Planta piloto

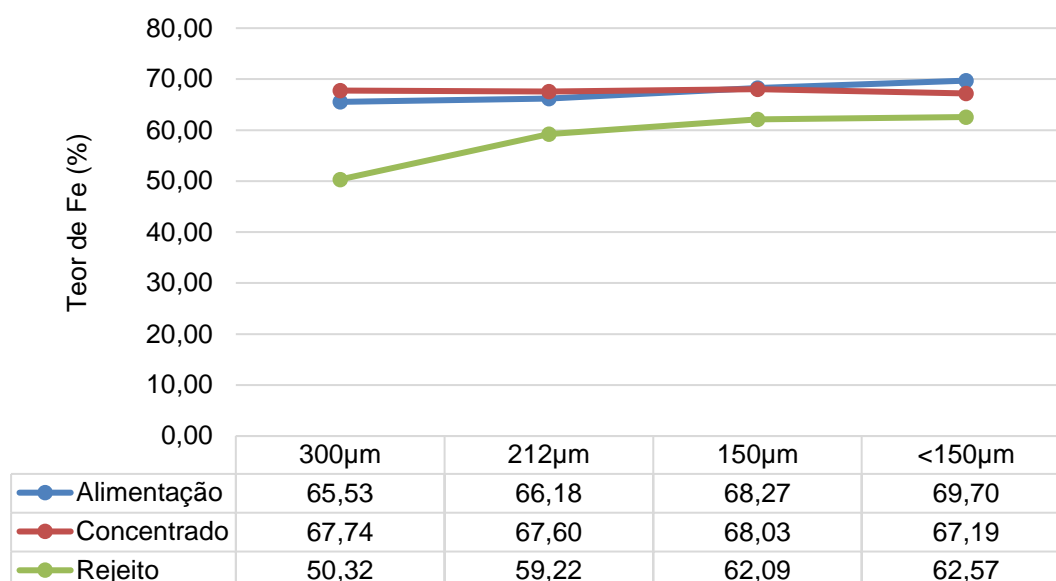
Nas Figura 28 e Figura 29 estão apresentados a distribuição e o teor de ferro por faixa granulométrica dos fluxos da planta piloto. A distribuição do ferro na alimentação revelou que a fração com tamanho de partícula maior que 150  $\mu\text{m}$  possui a maior concentração de ferro, representando mais de 97% da distribuição total. O concentrado, apresentou distribuição acumulada de Fe de 95,61% na peneira de 150  $\mu\text{m}$ , apresentou teores de ferro acima de 65,8%. Ao analisar o rejeito, foi observado que a fração abaixo de 212  $\mu\text{m}$ , que corresponde a 65,94% da distribuição de ferro total, contém teores de ferro acima de 59%, muito além do ponto ideal de teor de ferro para esse fluxo, que é de no máximo 30%.

**Figura 28 - Distribuição de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa *cleaner* – Planta piloto**



Fonte: Do autor, 2023

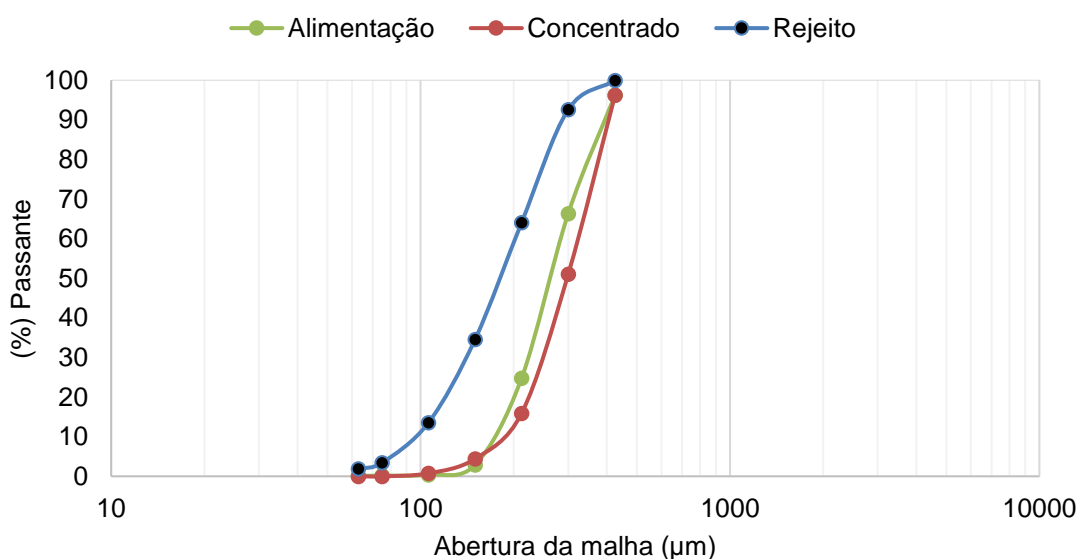
**Figura 29 - Teor de ferro nas malhas indicadas – Fração fina – Etapa *cleaner* – Planta piloto**



**Fonte: Do autor, 2023**

Na Figura 30 está apresentada a distribuição granulométrica dos fluxos da planta piloto. O  $P_{80}$  da alimentação, concentrado e rejeito foi de 357, 380 e 261 µm, respectivamente. Estes valores em conjunto com a distribuição granulométrica por completo evidenciam que o processo de concentração nesta etapa se mostrou eficiente, visto que o processo direciona a fração grosseira para o concentrado e a fina para o rejeito.

**Figura 30 - Distribuição granulométrica – Fração fina – Etapa *cleaner* – Planta piloto**

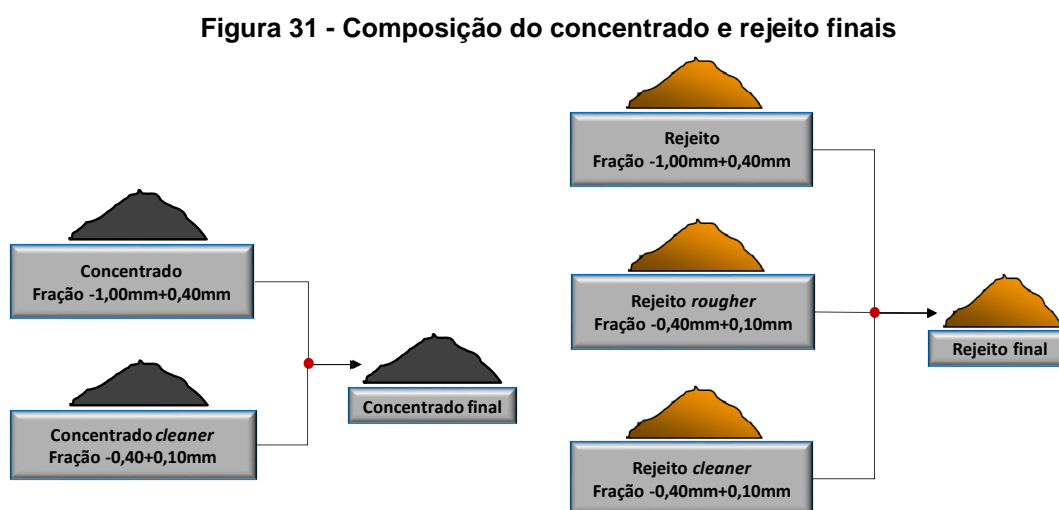


**Fonte: Do autor, 2023**

## 5.4 BALANÇO DE MASSA E METALÚRGICO – PLANTA PILOTO

Nesta seção estão apresentados os resultados de balanço de massa e metalúrgico de todas as etapas da planta piloto, utilizando o RC 100. A

Figura 31 demonstra como foi feita a composição do concentrado e rejeito final da planta piloto.

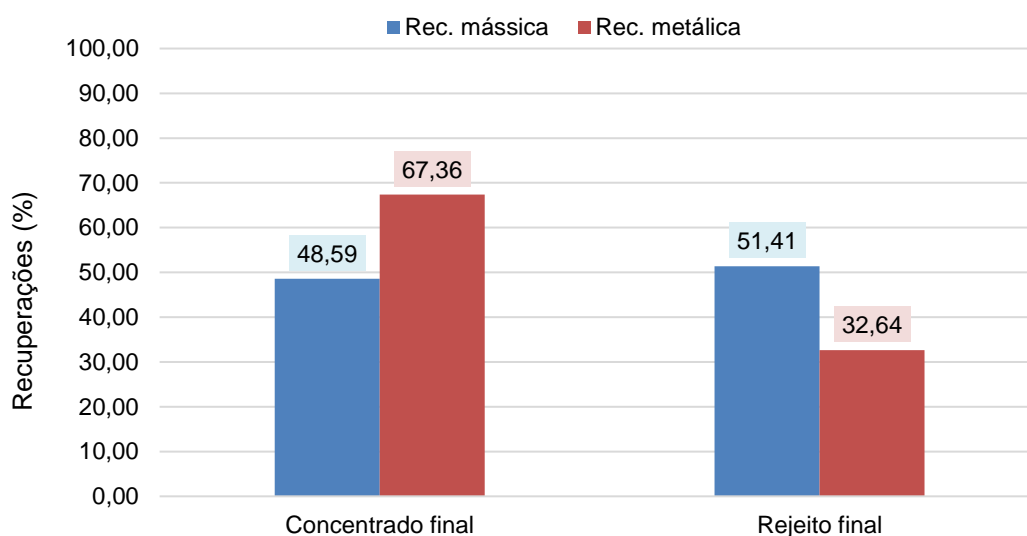


Fonte: Do autor, 2023

Os resultados em termos de recuperação e qualidade química do concentrado obtidos na planta piloto estão apresentados na Figura 32 e Figura 33. É importante mencionar que a fração  $-0,10\text{mm}$  foi desconsiderada da análise, e a alimentação foi recalculada levando em consideração apenas os produtos que foram destinados a etapa de separação gravítica no RC 100 (frações grosseira e fina,  $-1,00\text{mm}+0,40\text{mm}$  e  $-0,40\text{mm}+0,10\text{mm}$ ).

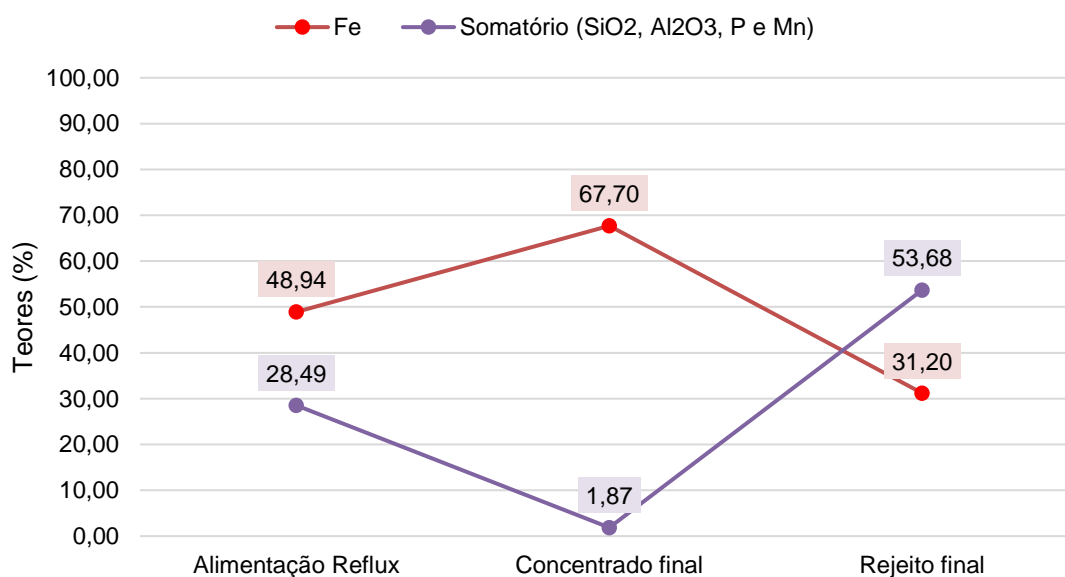
Observou-se que o concentrado final, composto do concentrado da fração grosseira e o concentrado *cleaner* da fração fina, atendeu às especificações químicas desejadas, com um teor de ferro de 67,70% e 1,87% do somatório de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , P e Mn. A recuperação mássica e metálica apresentou valores de 48,59% e 67,36%, respectivamente.

**Figura 32 - Recuperações dos produtos gerados na planta piloto**



Fonte: Do autor, 2023

**Figura 33 - Teor de ferro e somatório dos contaminantes dos produtos gerados na planta piloto**

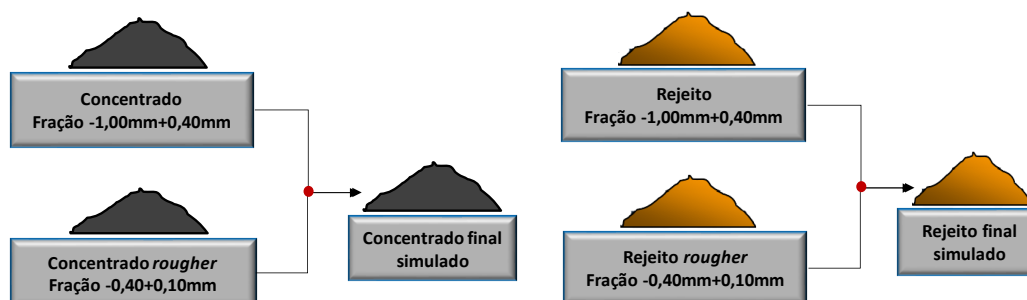


Fonte: Do autor, 2023

É importante salientar que o rejeito da fração grosseira e o rejeito da etapa *cleaner* apresentaram alto teor de ferro, da ordem de 45,12% e 61,07%, que está muito longe do ponto ótimo para o estudo (30%). O rejeito final gerado, que foi composto por estes dois fluxos, apresentou um teor de ferro aproximado de 31%, também acima do ponto ótimo.

Foi realizado um comparativo utilizando uma nova composição de amostras com os resultados da planta piloto. Foi realizado para composição do concentrado final e do rejeito final apenas os respectivos fluxos da fração grosseira e da etapa *rougher* da fração fina, conforme ilustrado na Figura 34.

**Figura 34 - Sugestão de nova composição das amostras**

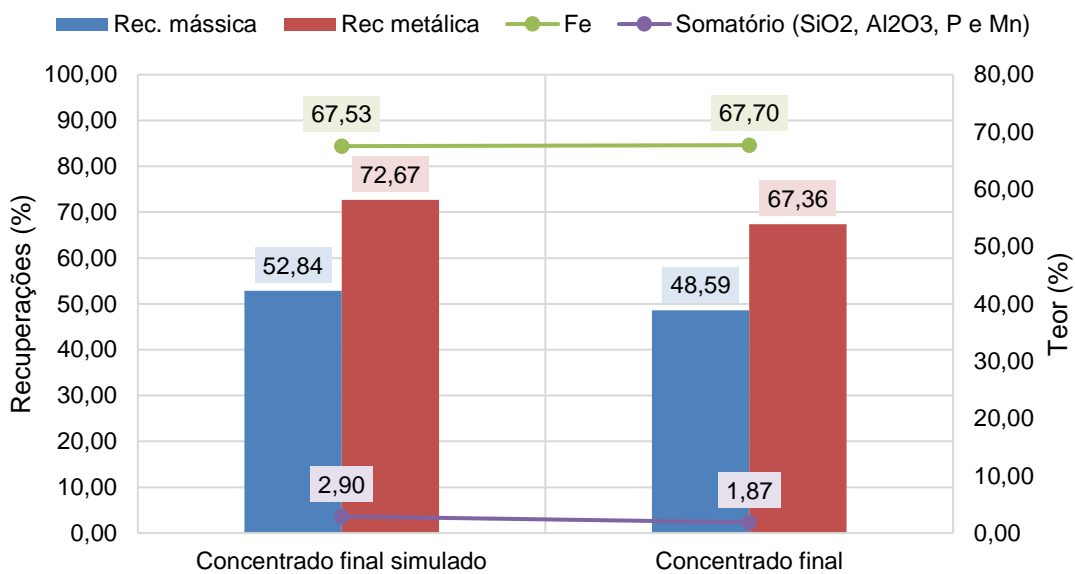


Fonte: Do autor, 2023

Os dados de recuperação e teor de ferro e somatório de contaminantes estão apresentados na Figura 35. O teor de Fe obtido no concentrado final simulado foi de 67,53%, com o somatório de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn de valor 2,90%. Tais valores atendem as especificações desejadas para o estudo e ocasionam um ganho de 4,25% em termos de recuperação em massa e 5,31% em aumento de recuperação metálica. Dessa forma, a etapa *cleaner* mostrou-se desnecessária para a obtenção de um concentrado com as especificações desejadas, devido a perda de massa e baixo ganho no teor de ferro do concentrado, de 0,13%. Outro fator importante a se considerar é o teor de ferro no rejeito, que para rejeito final simulado, foi 2,69% menor que o rejeito final da planta piloto, o que indica menor perda metálica para o rejeito. O valor foi de 28,51%, dentro do ponto ótimo (30%), conforme apresentado na Figura 36.

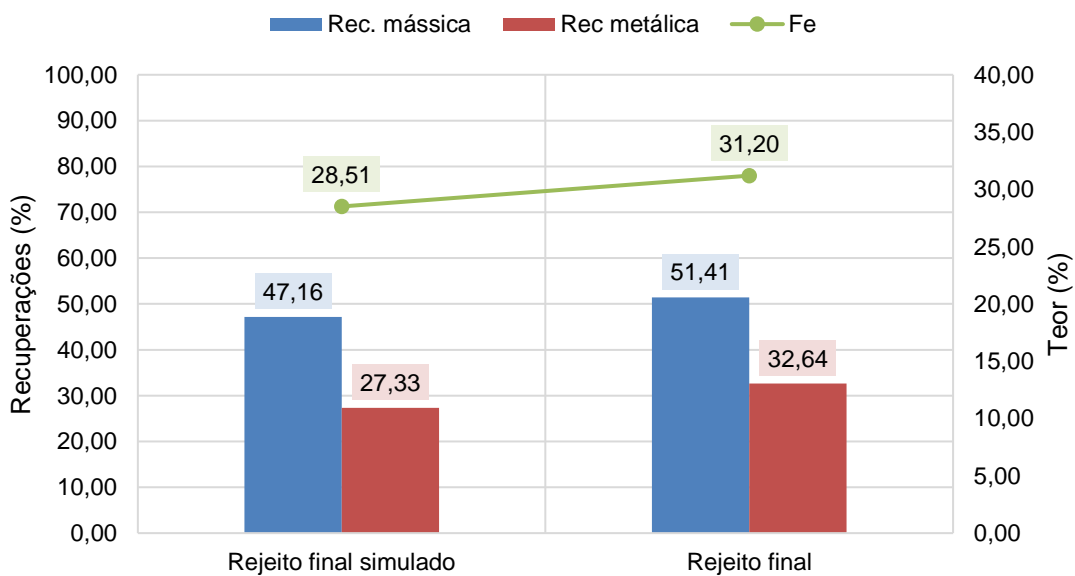


**Figura 35 - Comparativo das recuperações e teores – Concentrado**



Fonte: Do autor, 2023

**Figura 36 - Comparativo das recuperações e teor – Rejeito**

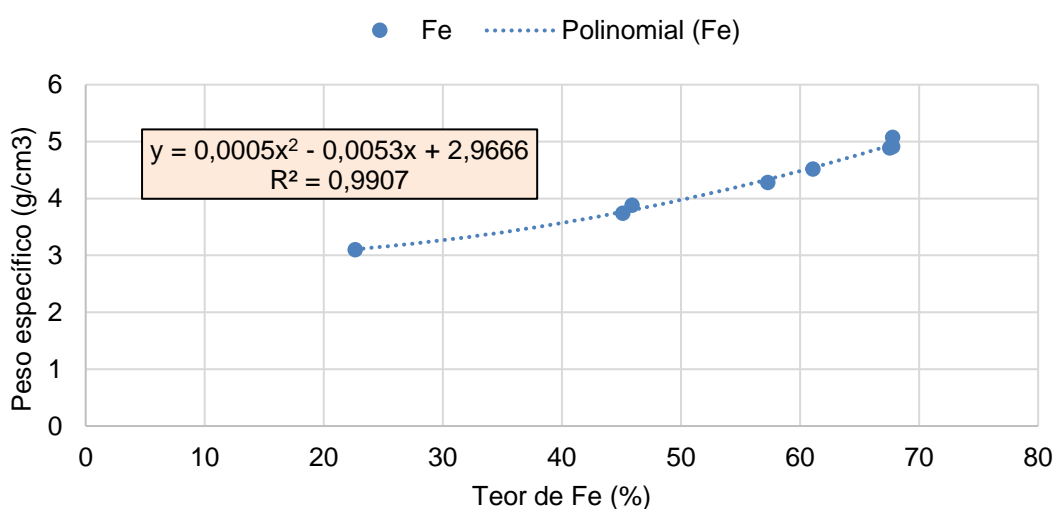


Fonte: Do autor, 2023

## 5.5 RELAÇÃO DO TEOR DE FERRO E O PESO ESPECÍFICO

Na Figura 37 foi estabelecida uma relação de teor de ferro pela densidade do material com todos os resultados de análise química obtidos das amostras da planta piloto desse estudo. Essa relação apresenta uma correlação positiva entre o teor de ferro das amostras e o seu respectivo peso específico.

**Figura 37 - Relação teor de ferro pelo peso específico**



**Fonte: Do autor, 2023**

Esta correlação pode ser utilizada para uma análise preliminar e ágil do teor de ferro de próximas amostras provenientes do mesmo material geradas em processos em escala de bancada ou em planta piloto, atendendo de forma satisfatória uma estimativa do teor de ferro a partir da densidade da amostra.

## 6 CONCLUSÕES

Os ensaios em meio denso em escala bancada, apesar de não alcançarem em todas as etapas os teores especificados para o estudo, demonstraram que os minerais se apresentavam liberados nas frações estudadas, especialmente no ensaio da fração grosseira e da fração média – etapa *rougher*.

Os ensaios da planta piloto mostraram que é possível alcançar os teores mínimos de ferro (67,5%) e o somatório máximo dos teores de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn (3%) requeridos para o estudo, para todas as etapas estudadas. O concentrado final alcançou as especificações químicas e granulométricas definidas para a produção de *sinter feed*, com teor de 67,70% de ferro e 1,87% do somatório de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P e Mn e tamanho máximo de 1,00 mm. O rejeito final apresentou um valor acima do ponto ideal do trabalho (30%), com valor igual a 31,20%.

A etapa *cleaner* da fração fina (-0,40mm+0,10mm) não alcançou resultados que justificassem a sua continuidade. O ganho em teor de ferro é muito baixo, com valor próximo a 0,10%, e ocasiona uma perda em massa de 4,25%. Além disso, o rejeito gerado nessa etapa apresenta alto teor de ferro, com valor de 61,07%, teor este muito próximo da alimentação, de valor 67,54%, e muito acima do limite ideal (30%).

Existe a possibilidade de melhoria de processo ao alternar parâmetros do RC, principalmente a água de fluidização e a diferença de densidade relativa. Esses parâmetros podem ser otimizados para produzir rejeitos com menor teor de ferro e produzir concentrados que ainda atendam às especificações do estudo.

Como observado nos ensaios em planta piloto, a vazão de água de fluidização foi o parâmetro mais sensível para o processo de concentração no *Reflux Classifier*. Pequenas alterações na vazão de água de fluidização direcionaram um grande volume de partículas para o rejeito, como demonstrado nos ensaios em escala piloto no RC 100.

## REFERÊNCIAS

- AMARIEI, D.; MICHAUD, D.; PAQUET, G.; LINDSAY, M. **The use of a Reflux Classifier for iron ores: Assessment of fine particles recovery at pilot scale.** Minerals Engineering, Quebec, v 62, p.66-73. 2014.
- Arenare, D. S., Rodrigues, O. M. S., Araújo, A. C., & Viana, P. R. M. (2023). **Espirais concentradoras no tratamento de minérios de ferro: uma breve revisão.** Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração, São Paulo, v. 5, n. 4, p. 224-228, 1 abr. 2009.
- ARAUJO, A. C.; PERES, A. E. C.; SALUM, M. J. G.; VALADÃO, G. E. S. **Métodos de Concentração.** In: ARAUJO, A.C.; VALADÃO, G.E.S. Introdução ao Tratamento de Minérios. 1 ed. Belo Horizonte: UFMG. cap.6. p.105-139. 2007.
- ARENARE, D. S. **Estudos de concentração de bauxitas por métodos de concentração gravítica.** 148 p. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte. 2009.
- COELHO, JOÃO PAULO SOUSA. **ESTUDO PARA RECUPERAÇÃO DO REJEITO DAS ESPIRAIS CONCENTRADORAS.** 101 p. DISSERTAÇÃO (Mestrado em Engenharia Mineral) - Departamento de Engenharia de Minas, Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2017.
- CARDOSO, DANIEL KROEHLING **Análise de Rota de Processamento de Minério de Ferro em Escala Piloto com o Concentrador Gravítico REFLUX™ Classifier e com Separadores Magnéticos.** 56 p. Trabalho de conclusão de curso (Bacharelado em Engenharia de Minas) - Departamento de Engenharia De Minas, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte. 2021.
- ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, XXIX.** Belo Horizonte. Anais [...]. [S. l.: s. n.], 1992. 12 p. Tema: Tratamento de minérios. 1992.
- FALCONER, J. S. **Particle separation by jiging.** Journal of Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 143, p. 174-189. 2003.
- HOLLAND-BATT, A. B. **Some design considerations for spiral separators.** Minerals Engineering, v. 8, n. 11, p. 1381-1395. 1995.
- HUNTER, D. M.; ZHOU, J.; IVESON; S. M.; GALVIN; K. P. **Gravity separation of ultra-fine iron ore in the REFLUX Classifier.** Mineral Processing and Extractive Metallurgy, Queensland, IMM Transactions: Section C, v 125: p.126-131. 2016.
- KING, G. **Gravity separation: a review.** Minerals Engineering, 14(8), p.735-755. 2001.
- LINS, A. R. **Espiral concentradora: uma revisão.** Revista Brasileira de Engenharia de Minas, 59(2ª), p. 106-115. 2004.

- 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. 2ª ed. Rio de Janeiro: CETEM. Cap. 1, p. 3-16. 1998.
- LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. **Tratamento de Minérios (5ª ed.)**. Rio de Janeiro: Centro de Tecnologia Mineral - CETEM. 2010.
- MILLS, C. W. **Centrifugal separation**. Journal of Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 162, p.13-22. 2007.
- NGUYENTRANLAM, G.; GALVIN, K. P. **Particle classification in the Reflux Classifier**. Minerals Engineering. Volume 14, Issue 9, p. 1081-1091. 2001.
- OLIVEIRA, J. C. de; OLIVEIRA, M. A. de. **Mineração: Fundamentos, Concentração de Minérios e Tratamento de Minérios**. 2. ed. São Paulo: Edgard Blücher, p. 113. 2017.
- REIS, A. B. **Estudo do beneficiamento de minérios de ferro por flotação**. Dissertação de Doutorado, Universidade Estadual de Campinas, Campinas, SP. 2010.
- SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C.; BRAGA, P. F. **Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais**. Rio de Janeiro: Centro de Tecnologia Mineral – CETEM. 2007.
- SAMPAIO, C. H.; BRUM, I. A. S. **Separação gravimétrica de minérios**. Revista Brasileira de Engenharia de Minas, 60(2ª), p.106-115. 2005.
- SAMPAIO, C. H.; TAVARES, L. M. M. **Beneficiamento Gravimétrico: Uma introdução aos processos de concentração mineral e reciclagem de materiais por densidade**. Editora da UFRGS, Porto Alegre. 2005.
- SCHOBENHAUS, C.; COELHO, L. C. **Introdução à metalurgia extrativa**. 4ª ed. Rio de Janeiro: Editora Guanabara Koogan. 312 p. 1986.
- SMITH, S. M.; JONES, R. W. **Use of Dense Medium Separation to Improve the Recovery of Minerals from Low-Grade Ores**. Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 84(2), 127-132. 2005.
- WILLIAMS, M. J.; JONES, S. A.; & SMITH, D. A. **Mineral separation by physical methods**. Journal of Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 146, 123-136. 2004.
- WILLS, B. A. **Mineral processing** technology, 6ª edição, Butterworth-Heinemann. 1997.
- WILLS, B. A. **Gravimetry concentration**. In: WILLS, B.A. Mineral processing technology. 5. ed. Oxford: Pergamon. p. 407-47. 1992.
- 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.
- YOUNG, J. **Gravity separation methods for mining applications**. Journal of Mineral Processing and Extractive Metallurgy, p. 179. 2019.

**APÊNDICES**  
**APÊNDICE A – DISTRIBUIÇÃO GRANULOQUÍMICA**

**Tabela 2 - Distribuição granuloquímica do material classificado**

Amostra	% Massa	%Fe total	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
Alimentação	100,00	100,00	45,89	31,50	0,68	0,067	0,043
-1,00mm+0,40mm	17,15	22,05	58,98	13,55	0,31	0,044	0,044
-0,40 mm+0,10mm	47,00	48,07	46,94	31,50	0,28	0,035	0,035
-0,10mm	35,72	29,75	38,22	39,10	1,52	0,126	0,060

Fonte: Do autor, 2023

**Tabela 3 - Distribuição granuloquímica da alimentação – Fração grosseira – Planta piloto**

Abertura da malha (µm)	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
1000	0,16	0,16	99,84	57,08	15,90	0,30	0,046	0,043
600	28,66	28,82	71,18	58,94	14,75	0,23	0,039	0,037
425	34,92	63,74	36,26	57,62	17,10	0,20	0,035	0,037
300	23,73	87,46	12,54	52,86	23,20	0,18	0,034	0,033
212	7,88	95,34	4,66	48,32	30,00	0,20	0,034	0,032
150	2,22	97,56	2,44	40,51	32,00	0,73	0,085	0,042
<150	2,44	100,00	0,00					

Fonte: Do autor, 2023

Tabela 4 - Distribuição granulométrica do concentrado – Fração grosseira – Planta piloto

Abertura da malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
1000	0,16	0,16	99,84	65,58	5,20	0,16	0,039	0,047
600	36,54	36,70	63,30	68,90	2,01	0,18	0,026	0,038
425	40,56	77,26	22,74	70,23	1,08	0,09	0,024	0,034
300	20,80	98,06	1,94	70,25	0,66	0,07	0,022	0,032
<300	1,94	100,00	0,00					

Fonte: Do autor, 2023

Tabela 5 - Distribuição granulométrica do rejeito – Fração grosseira – Planta piloto

Abertura da malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
1000	0,03	0,03	99,97	38,81	39,50	0,78	0,07	0,05
600	13,30	13,33	86,67	44,52	31,80	0,52	0,063	0,052
425	31,24	44,57	55,43	46,75	30,00	0,35	0,048	0,043
300	26,03	70,60	29,40	48,67	28,70	0,25	0,039	0,038
212	16,10	86,70	13,30	45,06	33,60	0,25	0,038	0,036
150	5,71	92,41	7,59	43,16	35,50	0,28	0,043	0,037
106	2,54	94,95	5,05	47,39	26,70	0,50	0,065	0,047
<106	5,05	100	0,00					

Fonte: Do autor, 2023

**Tabela 6 - Distribuição granulométrica da alimentação – Fração fina – Etapa *rougher* – Planta piloto**

Abertura da malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
425	0,04	0,04	99,96	54,80	19,90	0,24	0,034	0,035
300	11,10	11,14	88,86					
212	22,31	33,45	66,55	51,51	25,50	0,21	0,032	0,034
150	25,78	59,23	40,77	46,09	32,00	0,24	0,033	0,031
106	23,16	82,39	17,61	43,20	36,70	0,26	0,036	0,032
75	11,78	94,17	5,83	41,95	38,10	0,34	0,043	0,035
63	1,84	96,00	4,00	38,52	42,60	0,42	0,049	0,034
<63	4,00	100,00	0,00	34,14	39,90	1,03	0,096	0,046

Fonte: Do autor, 2023

**Tabela 7 - Distribuição granulométrica do concentrado – Fração fina – Etapa *rougher* – Planta piloto**

Abertura da malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
425	3,75	3,75	96,25	60,38	10,5	0,31	0,044	0,049
300	29,93	33,68	66,32	66,18	3,71	0,2	0,045	0,048
212	41,56	75,24	24,76	68,27	1,88	0,15	0,038	0,043
150	21,87	97,11	2,89	69,7	0,98	0,13	0,03	0,036
<150	2,50	99,61	0,39					
75	0,21	99,82	0,18	69,7	1,17	0,12	0,029	0,034
63	0,04	99,86	0,14					
<63	0,14	100,00	0,00					

Fonte: Do autor, 2023



Tabela 8 - Distribuição granulométrica do rejeito – Fração fina – Etapa *rougher* – Planta piloto

Abertura da malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
425	0,08	0,08	99,92	22,5	65,9	0,42	0,035	0,03
300	9,72	9,80	90,20	20,37	69,3	0,36	0,034	0,029
212	24,84	34,64	65,36	20,18	69,6	0,32	0,034	0,03
150	25,40	60,04	39,96	21,89	67,1	0,35	0,038	0,03
106	21,28	81,32	18,68	25,24	61,3	0,44	0,046	0,035
75	10,28	91,60	8,40	28,7	56,5	0,49	0,055	0,037
63	2,12	93,72	6,28	31,76	45,2	1,06	0,094	0,053
<63	6,28	100,00	0,00	34,14	39,9	1,03	0,096	0,046

Fonte: Do autor, 2023

Tabela 9 - Distribuição granulométrica do concentrado – Fração fina – Etapa *cleaner* – Planta piloto

Abertura da malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
425	3,78	3,78	96,22	64,16	5,11	0,17	0,044	0,049
300	45,20	48,98	51,02	68,05	1,32	0,09	0,045	0,048
212	35,13	84,11	15,89	67,60	0,78	0,09	0,038	0,043
150	11,46	95,57	4,43	68,03	0,71	0,1	0,03	0,036
106	3,68	99,25	0,75	67,64	0,81	0,12	0,029	0,034
<106	0,75	100,00	0,00					
63	0,00	100,00	0,00	65,01	3,18	0,16	0,025	0,029
<63	0,00	100,00	0,00					

Fonte: Do autor, 2023

Tabela 10 - Distribuição granuloquímica do rejeito – Fração fina – Etapa *cleaner* – Planta piloto

Abertura da malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido Simples (%)	Acumulado (%)	Passante (%)	%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
425	0,04	0,04	99,96	50,32	24,8	0,38	0,035	0,03
300	7,38	7,41	92,59					
212	28,54	35,95	64,05	59,22	13,5	0,24	0,034	0,029
150	29,47	65,41	34,59	62,09	9,49	0,2	0,034	0,03
106	21,05	86,47	13,53	62,53	8,89	0,23	0,038	0,03
75	10,13	96,60	3,40	63,34	7,62	0,24	0,046	0,035
<75	1,50	98,10	1,90	60,49	10,85	0,26	0,094	0,053
<63	1,90	100,00	0,00					

Fonte: Do autor, 2023

## APÊNDICE B – RESULTADOS DOS ENSAIOS DE MEIO DENSO

Tabela 11 - Resultados do teste de meio denso – Fração grosseira

Amostra	% Massa	% Fe total	% SiO <sub>2</sub>	% AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% P	% Mn
Alimentação	100,00	100,00	16,7	0,24	0,038	0,038
Afundado	88,79	98,42	7,82	0,22	0,044	0,043
Flutuado	11,21	1,58	87,5	0,37	0,013	0,016

Fonte: Do autor, 2023

Tabela 12 - Resultados do teste de meio denso – Fração fina – Etapa *rougher*

Amostra	% Massa	% Fe total	% SiO <sub>2</sub>	% AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% P	% Mn
Alimentação	100,00	100,00	32,3	0,3	0,037	0,035
Afundado	67,69	95,69	4,5	0,31	0,048	0,049
Flutuado	32,31	4,31	90,5	0,27	0,011	0,015

Fonte: Do autor, 2023

Tabela 13 - Resultados do teste de meio denso – Fração fina – Etapa *cleaner*

Amostra	% Massa	% Fe total	% SiO <sub>2</sub>	% AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% P	% Mn
Alimentação	100,00	100,00	2,55	0,16	0,038	0,043
Afundado	98,00	98,21	2,35	0,16	0,038	0,044
Flutuado	2,00	1,79	11,15	0,21	0,028	0,03

Fonte: Do autor, 2023

## APÊNDICE C – RESULTADOS DAS ANÁLISES DE DENSIDADE

Tabela 14 - Resultados de densidade real – Planta piloto

Amostra	Densidade (g/cm <sup>3</sup> )	Teor de Fe (%)
Alimentação -1000+400µm	4,276	57,29
Concentrado -1000+400µm	4,907	67,78
Rejeito -1000+400µm	3,738	45,12
Alimentação <i>rougher</i> -400+100µm	3,879	45,90
Concentrado <i>rougher</i> -400+100µm	4,886	67,54
Rejeito <i>rougher</i> -400+100µm	3,099	22,62
Concentrado <i>cleaner</i> -400+100µm	5,070	67,78
Rejeito <i>cleaner</i> -400+100µm	4,515	61,07

Fonte: Do autor, 2023

## APÊNDICE D – RESULTADOS DA PLANTA PILOTO

Tabela 15 - Balanço de massa e metalúrgico completo – Planta piloto

Amostra	Recuperação global(%)		Recuperação na etapa(%)		%Fe	%SiO <sub>2</sub>	%AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%P	%Mn
	Fe total	Massa	Fe total	Massa					
Alimentação Reflux	100,00	100,00	100,00	100,00	48,94	28,13	0,28	0,04	0,04
Alimentação Reflux Grosso	31,27	26,71	100,00	100,00	57,29	16,70	0,24	0,04	0,04
Concentrado Reflux Grosso	19,90	14,37	63,63	53,81	67,50	3,00	0,12	0,03	0,04
Rejeito Reflux Grosso	11,37	12,34	36,37	46,19	45,12	32,60	0,48	0,05	0,05
Alimentação Reflux RG Fino	68,73	73,29	100,00	100,00	45,90	32,30	0,30	0,04	0,04
Concentrado Reflux RG Fino	52,77	38,46	76,78	52,48	67,54	2,55	0,16	0,04	0,04
Rejeito Reflux RG Fino	15,96	34,83	23,22	47,52	22,62	65,60	0,39	0,04	0,03
Alimentação Reflux CL Fino	52,77	38,46	100,00	100,00	67,54	2,55	0,16	0,04	0,04
Concentrado Reflux CL Fino	47,46	34,22	89,94	88,96	67,78	1,14	0,11	0,03	0,03
Rejeito Reflux CL Fino	5,31	4,25	10,06	11,04	61,07	11,40	0,24	0,05	0,05
<b>Concentrado final simulado</b>	<b>72,67</b>	<b>52,84</b>	<b>72,67</b>	<b>52,84</b>	<b>67,53</b>	<b>2,67</b>	<b>0,15</b>	<b>0,04</b>	<b>0,04</b>
<b>Rejeito final simulado</b>	<b>27,33</b>	<b>47,16</b>	<b>27,33</b>	<b>47,16</b>	<b>28,51</b>	<b>56,97</b>	<b>0,41</b>	<b>0,04</b>	<b>0,03</b>
<b>Concentrado final</b>	<b>67,36</b>	<b>48,59</b>	<b>67,36</b>	<b>48,59</b>	<b>67,70</b>	<b>1,69</b>	<b>0,11</b>	<b>0,03</b>	<b>0,04</b>
<b>Rejeito final</b>	<b>32,64</b>	<b>51,41</b>	<b>32,64</b>	<b>51,41</b>	<b>31,20</b>	<b>53,20</b>	<b>0,40</b>	<b>0,04</b>	<b>0,04</b>

Fonte: Do autor, 2023