

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS**  
**Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais**  
**Programa de Especialização em Engenharia de Recursos Minerais**

**Geraldo Lisboa de Oliveira**

**ESTUDO DE NOVOS COLETORES COMERCIAIS PARA FLOTAÇÃO DE  
ITABIRITOS COMPACTOS**

**Belo Horizonte**

**Junho/2022**

**Geraldo Lisboa de Oliveira**

**ESTUDO DE NOVOS COLETORES COMERCIAIS PARA FLOTAÇÃO DE  
ITABIRITOS COMPACTOS**

Monografia de especialização apresentada ao Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais como requisito parcial à obtenção do título de Especialista em Engenharia de Recursos Minerais.

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Prof. Gilberto Rodrigues da Silva

**Belo Horizonte**

**2022**

O48e Oliveira, Geraldo Lisboa de.  
Estudo de novos coletores comerciais para flotação de itabiritos compactos [recurso eletrônico] / Geraldo Lisboa de Oliveira. – 2022.  
1 recurso online (97 f. : il., color.) : pdf.

Orientador: Gilberto Rodrigues da Silva.

“Monografia apresentada ao Curso de Especialização em Engenharia de Recursos Minerais , como requisito parcial à obtenção do Título de Especialista em Engenharia de Recursos Minerais”.

Anexos: f. 94-97.

Bibliografia: f. 90-93.  
Exigências do sistema: Adobe Acrobat Reader.

1. Minas e recursos minerais. 2. Tecnologia mineral. 3. Flotação. 4. Aminas. 5. Quartzo. I. Silva, Gilberto Rodrigues da. II. Universidade Federal de Minas Gerais. Escola de Engenharia. III. Título.

CDU: 622



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

CURSO DE ESPECIALIZAÇÃO EM ENGENHARIA DE RECURSOS MINERAIS

UFMG

## ATA DA DEFESA DA MONOGRAFIA DO ALUNO GERALDO LISBOA DE OLIVEIRA

Realizou-se, no dia 24 de junho de 2022, às 14:00 horas, na Plataforma TEAMS, da Universidade Federal de Minas Gerais, a defesa de Monografia, intitulado "ESTUDO DE NOVOS COLETORES COMERCIAIS PARA FLOTAÇÃO DE ITABIRITOS COMPACTOS", apresentado por GERALDO LISBOA DE OLIVEIRA, número de registro 2020720013, graduado no curso de ENGENHARIA DE PRODUÇÃO, como requisito parcial para a obtenção do certificado de Especialista em ENGENHARIA DE RECURSOS MINERAIS, à seguinte Comissão Examinadora: Prof. Gilberto Rodrigues da Silva - Orientador, Professor Antônio Eduardo Clark Peres (Universidade Federal de Minas Gerais), Prof. Luciano Fernandes Magalhães (Universidade Federal de Minas Gerais).

A Comissão considerou a defesa da monografia:

Aprovada

Reprovada

Finalizados os trabalhos, lavrei a presente ata que, lida e aprovada, vai assinada por mim e pelos membros da Comissão.

Belo Horizonte, 24 de junho de 2022.

Prof. Gilberto Rodrigues da Silva (Doutor)

Prof. Antônio Eduardo Clark Peres (Doutor)

Prof. Luciano Fernandes Magalhães (Doutor)

Risia Magriotis Papini  
Coordenadora do Curso de Especialização  
em Engenharia de Recursos Minerais

Aírea Domingos  
Secretária do Curso de Especialização  
em Engenharia de Recursos Minerais

## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço a Deus, por ser meu guia durante toda a vida, por abençoar todos os meus caminhos e escolhas, e nunca me abandonar nos momentos de tribulação. Por conceder discernimento e força para conclusão deste trabalho.

À minha querida esposa Fabiana, por ser essencial em minha vida e estar sempre presente ao meu lado. É incentivadora da carreira profissional e acadêmica, além da singular lealdade, companheirismo e carinho. Agradeço por tantos anos juntos.

Agradeço aos meus pais Antônio e Fátima, por me ensinarem a honestidade e humildade, além de serem os maiores exemplos de seres humanos que tenho.

À minha irmã Raquel pelo amor e companheirismo, pela parceria independente do momento que estivermos atravessando.

À Vale S/A pelo apoio, subsídio e incentivo constante ao desenvolvimento acadêmico e profissional.

Aos gestores Daniel Daher, David Silva e Pedro Paulo que foram fundamentais para que essa oportunidade de estudo fosse concretizada. Agradeço também pelos ensinamentos, correções e direcionamentos.

Aos colegas de trabalho Giovani Lage, Wanderson Viana e Wesley Reis, pela excepcional parceria de trabalho e por terem me ajudado tanto para obter as informações técnicas que nortearam o estudo.

À Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG) pela oportunidade e conhecimentos técnicos adquiridos.

Ao professor e orientador Ph.D. Gilberto Rodrigues da Silva, pela excepcional orientação ao longo do trabalho. Inteiramente disponível para me ensinar sempre que necessitei, agradeço pela presteza e ensinamentos transmitidos.

Enfim, a todos que fizeram parte dessa árdua caminhada, que ajudaram de alguma forma na realização desse trabalho, meus sinceros agradecimentos.

## RESUMO

Atualmente existe uma pequena gama de coletores comerciais disponíveis para utilização na flotação de minério de ferro na Vale. Esse insumo representa um considerável custo unitário e se faz essencial para concentração de itabiritos de baixo teor. O presente trabalho avaliou a flotação catiônica reversa de um minério itabirítico de baixo teor de ferro (39,6 % Fe) do Quadrilátero Ferrífero em testes de bancada, com foco no uso de novos reagentes e auxílio do peneiramento para remoção de quartzo grosso. O estudo avaliou o desempenho de 10 novos coletores da família das eteraminas com diferentes graus de neutralização, investigando o uso de dosagens específicas de coletor, dosagem estagiada de coletor (70% da massa de amina no tempo de condicionamento e 30% durante coleta de espuma), e a utilização de um reagente co-coletor. As demais variáveis de processo da flotação foram fixadas conforme praticado industrialmente na usina Cauê. O concentrado de cada teste foi peneirado na malha de 0,150 mm para avaliar os teores no *undersize* e *oversize*, simulando etapa de remoção de quartzo em peneiramento de alta frequência industrial. Nos testes com variação de dosagem específica de coletor, as eteraminas sem grau de neutralização apresentaram melhor performance do que as demais, com teor de sílica no concentrado menor do 4,5%, ferro no rejeito menor que 23%, recuperação metalúrgica de até 75% e, índice de seletividade Gaudin entre 5 e 10. Os testes com dosagem estagiada de amina e também com utilização de co-coletor apresentaram resultados inferiores aos testes de avaliação da dosagem específica para todos os reagentes analisados, todavia a performance das aminas sem grau de neutralização foi também superior. Nos ensaios de peneiramento, observou-se que as partículas de quartzo com diâmetro superior a 0,150 mm apresentam baixa resposta a flotação, contaminando o concentrado. Esses resultados indicam um grande potencial de utilização de aminas sem grau de neutralização industrialmente, além de um grande potencial para redução de custos operacionais da flotação com otimização de dosagem específica de amina e, sobretudo, pela opção de redução da quantidade de quartzo grosso no concentrado utilizando peneiramento de alta frequência.

**Palavras-chave:** Flotação, novos coletores, amina, itabirito, quartzo grosso.

## **ABSTRACT**

Currently a small range of commercial collectors is available for the use in iron ore flotation at Vale. This input represents a considerable unit cost and is essential for the concentration of low-content itabirites. The present work evaluated the reverse cationic flotation of an itabirite ore with low iron content (39.6 % Fe) from the Iron Quadrangle in bench scale tests, focusing on the use of new reagents and sieving aid to remove coarse quartz. The study evaluated the performance of 10 new collectors from the etheramine family with different degrees of neutralization, investigating the use of specific collector dosages and, staged collector dosage (70% of the amine mass in the conditioning time and 30% during the collection of foam) and the use of a co-collector reagent. The other flotation process variables were set as industrially practiced at the Cauê plant. The concentrate of each test was sieved in a 0,150 mm to evaluate the undersize and oversize contents, simulating the quartz removal step in industrial high frequency sieving. In tests with specific collector dosage variation, the etheramines without a degree of neutralization showed better performance, with silica content in the concentrate lower than 4.5%, iron in the tailings lower than 23%, metallurgical recovery of up to 75 %, and Gaudin selectivity index between 5 and 10. The tests with staged amine dosage and also with the use of co-collector showed poorer results than the tests evaluating the specific dosage for all analyzed reagents, although the performance of the amines without neutralization degree was also superior. In the sieving tests, it was observed that quartz particles with a diameter greater than 0.150 mm present a low response to flotation, contaminating the concentrate. These results indicate the potential for the use of amines without a degree of neutralization industrially, in addition to a great potential for reducing operational flotation costs with the optimization of specific amine dosage and, above all, by reducing the amount of coarse quartz in the concentrate using high frequency sieving.

**Keywords:** Flotation, new collectors, amine, itabirite, coarse quartz.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Pelotas de minério de ferro e volume de produção da Vale S/A entre de 2016 à 2020 (VALE, 2021). .....	18
Figura 2. Sistemas de produção de minério de ferro Vale S/A no Brasil (VALE, 2021). .....	19
Figura 3. Sistema Sudeste de produção de minério de ferro Vale S/A no Brasil (VALE, 2021). .....	19
Figura 4. Imagem aérea do Complexo Cauê (VALE, 2021). .....	20
Figura 5. Fluxograma das instalações de britagem do Complexo Cauê (VALE, 2021). .....	22
Figura 6. Corpos moedores 3" (esquerda) e corpos moedores 2" (direita). .....	23
Figura 7. Fluxograma das instalações de moagem (VALE, 2021). .....	24
Figura 8. Circuito deslamagem, condicionamento, flotação, adensamento e separação magnética. ....	26
Figura 9. Circuito condicionamento, flotação e filtragem. ....	28
Figura 10. Fluxograma espessamento de lamas. ....	29
Figura 11. Circuito ciclonagem de adensamento, espessamento e filtragem de concentrado. ....	30
Figura 12. Tipologia das hematitas do Quadrilátero Ferrífero (Vale, 2016). ....	32
Figura 13. Tipologia dos itabiritos do Quadrilátero Ferrífero (Vale, 2016). ....	33
Figura 14. Curva clássica do potencial Zeta x pH para hematita e quartzo (Albuquerque, 2021). .....	38
Figura 15. Máquina de flotação modelo Galingher (Chaves, 2006). ....	39
Figura 16. Representação do processo de gelatinização do amido (Vale, 2016). ....	43
Figura 17. Dissociação das aminas em função do pH (Bulatovic, 2007). ....	45
Figura 18. Desenho esquemático da adsorção de íons individuais (esquerda), formação hemimicelas (centro) e multicamada (direita) (adaptado de Smith & Akhtar, 1976). ....	46
Figura 19. Diagrama de especiação da amina em função do pH, dodecilamina = 10 <sup>-4</sup> mol/L (Fuerstenau, 1982). ....	46
Figura 20. Fluxograma de preparação da amostra de minério de ferro itabirítico. ....	51
Figura 21. Método de divisão de amostra por cone simétrico. ....	52
Figura 22. Peneirador suspenso .....	52
Figura 23. Moinho pulverizador Herzog modelo HSM100. ....	53
Figura 24. Espectrômetro de fluorescência de raios X. ....	54

Figura 25. Sistema de observação microscópica (Fujimori, 1979).....	55
Figura 26. Grade do microscópio, para estimativa de área das partículas (Fujimori, 1979).....	56
Figura 27. Refratômetro óptico.....	57
Figura 28. Célula de flotação em bancada, marca CDC, modelo CFE-100.....	58
Figura 29. Distribuição granulométrica alimentação da flotação Cauê.....	65
Figura 30. Fechamento químico para minério de ferro.....	67
Figura 31. Fotomicrografias da alimentação da flotação Cauê.....	67
Figura 32. Quantificação mineralógica alimentação da flotação Cauê. ....	68
Figura 33. Teor de ferro no rejeito para ensaios de dosagem específica de novos coletores. ....	70
Figura 34. Teor de sílica no concentrado para ensaios de dosagem específica de novos coletores. ....	71
Figura 35. Recuperação metalúrgica para ensaios de dosagem específica de novos coletores. ....	72
Figura 36. Índice de seletividade Gaudin para ensaios de dosagem específica de novos coletores. ....	73
Figura 37. Teor de ferro no rejeito para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada. ....	75
Figura 38. Teor de sílica no concentrado para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada. ....	75
Figura 39. Recuperação metalúrgica para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada. ....	76
Figura 40. Índice de seletividade Gaudin para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada. ....	77
Figura 41. Teor de ferro no rejeito para os ensaios com co-coletor. ....	79
Figura 42. Teor de sílica no concentrado para os ensaios com co-coletor.....	79
Figura 43. Recuperação metalúrgica para os ensaios com co-coletor.....	80
Figura 44. Índice de seletividade Gaudin para os ensaios com co-coletor. ....	81
Figura 45. Teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem específica de novos coletores (teste 1 a 30), antes e após peneiramento.....	82
Figura 46. Média do teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem específica de novos coletores (teste 1 a 30), antes e após peneiramento. IC de 95% para a média.	83

Figura 47. Teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem estagiada de novos coletores (teste 31 a 40), antes e após peneiramento. ....	83
Figura 48. Média do teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem estagiada de novos coletores (teste 31 a 40), antes e após peneiramento. IC de 95% para a média. ....	84
Figura 49. Teor de sílica no concentrado dos ensaios com co-coletor (teste 41 a 50), antes e após peneiramento. ....	85
Figura 50. Média do teor de sílica no concentrado dos ensaios com co-coletor (teste 41 a 50), antes e após peneiramento. IC de 95% para a média. ....	85
Figura 51. Teores concentrado após peneiramento, testes 1 a 30. ....	94
Figura 52. Teores concentrado após peneiramento, testes 31 a 40. ....	95
Figura 53. Teores concentrado após peneiramento, testes 41 a 50. ....	95
Figura 54. Teste de hipóteses para as médias do teor de concentrado após peneiramento, testes 1 a 30. ....	96
Figura 55. Teste de hipóteses para as médias do teor de concentrado após peneiramento, testes 31 a 40. ....	96
Figura 56. Teste de hipóteses para as médias do teor de concentrado após peneiramento, testes 41 a 50. ....	97

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Classificação geológica dos minérios de ferro (Vale, 2016). .....	34
Tabela 2. Relação de coletores utilizados nos testes de flotação em bancada.....	59
Tabela 3. Condições operacionais da Primeira rodada de testes de flotação em bancada. .....	60
Tabela 4. Condições operacionais da Segunda rodada de testes de flotação em bancada. .....	61
Tabela 5. Condições operacionais da Terceira rodada de testes de flotação em bancada. .....	62
Tabela 6. Análise química alimentação da flotação Cauê.....	66
Tabela 7. Resultados dos ensaios de flotação em bancada para novos coletores com dosagem específica .....	69
Tabela 8. Resultados dos ensaios de flotação em bancada para novos coletores com dosagem estagiada. ....	74
Tabela 9. Resultados dos ensaios de flotação em bancada com co-coletor. ....	78

## **LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS**

CDM - Centro de Desenvolvimento Mineral

CMC (Concentração Micelar Crítica)

FFB - Formações ferríferas bandadas

NaOH – Soda cáustica

OPEX - *Operational Expenditure*

PAF - Peneiramento de alta frequência

PIE – Ponto isoelétrico

PMU – Preço médio unitário

Rec Met – Recuperação metalúrgica

ROM – *Run of mine*

RPM – Rotações por minuto

TCLD – Transportador de correia de longa distância

## SUMÁRIO

<b>1 INTRODUÇÃO .....</b>	<b>14</b>
<b>2 OBJETIVOS .....</b>	<b>17</b>
<b>2.1 Objetivos específicos.....</b>	<b>17</b>
<b>3 PROCESSO PRODUTIVO DA USINA CAUÊ.....</b>	<b>18</b>
<b>3.1 A Vale .....</b>	<b>18</b>
<b>3.2 Usina Cauê .....</b>	<b>19</b>
<b>3.3 Circuito de britagem itabirito .....</b>	<b>20</b>
<b>3.4 Circuito de moagem/classificação .....</b>	<b>22</b>
<b>3.5 Circuito de deslamagem.....</b>	<b>24</b>
<b>3.6 Circuito de flotação - <i>underflow</i> da deslamagem primária.....</b>	<b>25</b>
<b>3.7 Circuito de adensamento e separação magnética .....</b>	<b>26</b>
<b>3.8. Circuito de flotação - <i>underflow</i> da deslamagem secundária e concentrado da separação magnética .....</b>	<b>27</b>
<b>3.9 Circuito de separação sólido-líquido .....</b>	<b>29</b>
3.9.1 Espessadores de lamas.....	29
3.9.2 Espessadores de concentrado.....	30
3.9.3 Filtragem.....	30
<b>4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....</b>	<b>32</b>
<b>4.1 Classificação geológica do minério de ferro .....</b>	<b>32</b>
<b>4.2 Concentração mineral .....</b>	<b>34</b>
4.2.1 Concentração mineral via flotação .....	35
4.2.2 Variáveis de processo da flotação .....	38
4.2.3. Parâmetros de avaliação da eficiência na flotação .....	41
4.2.3.1 Recuperação metalúrgica na flotação .....	41
4.2.3.2 Índice de seletividade Gaudin na flotação .....	42
4.2.4 Reagentes utilizados na flotação.....	42
4.2.4.1 Depressores.....	42
4.2.4.2 Espumantes .....	43
4.2.4.3 Coletores .....	44
4.2.5 Aminas.....	44
4.2.5.1 Éter aminas .....	47
4.2.5.2 Neutralização de aminas .....	48

4.2.6 Flotação de quartzo grosso .....	49
<b>5 METODOLOGIA.....</b>	<b>51</b>
<b>5.1 Composição e preparação das amostras.....</b>	<b>51</b>
<b>5.2 Caracterização da amostra .....</b>	<b>52</b>
5.2.1 Análise granulométrica.....	52
5.2.2 Análise química .....	53
5.2.3 Análise mineralógica .....	54
<b>5.3 Teste flotação exaustão em bancada .....</b>	<b>56</b>
5.3.1 Testes variando dosagem específica de coletor.....	59
5.3.2 Testes com dosagem estagiada de coletor .....	60
5.3.3 Testes utilizando co-coletor.....	61
<b>5.4 Teste de classificação do concentrado em peneiramento suspenso .....</b>	<b>62</b>
5.4.1 Tratamento estatístico.....	63
<b>6 RESULTADOS E DISCUSSÕES .....</b>	<b>65</b>
<b>6.1 Resultados da caracterização .....</b>	<b>65</b>
6.1.1 Distribuição granulométrica .....	65
6.1.2 Quantificação química.....	66
6.1.3 Quantificação mineralógica.....	67
<b>6.2 Ensaios de flotação com novos coletores em dosagem específica .....</b>	<b>68</b>
<b>6.3 Ensaios de flotação com novos coletores com dosagem estagiada .....</b>	<b>73</b>
<b>6.4 Avaliação testes de flotação em bancada com dosagem de co-coletor .....</b>	<b>77</b>
<b>6.5 Ensaios de peneiramento para separação do quartzo grosso .....</b>	<b>81</b>
<b>7 CONCLUSÕES.....</b>	<b>87</b>
<b>8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS .....</b>	<b>89</b>
<b>9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>90</b>
<b>10 ANEXOS .....</b>	<b>94</b>

## 1 INTRODUÇÃO

O minério de ferro possui enorme relevância para o desenvolvimento de vários estados brasileiros e para o país de forma geral. Ele é um dos mais importantes bens minerais para o desenvolvimento industrial, uma vez que é parte essencial da indústria do aço, onde mundialmente cerca de 98% de todo o minério de ferro extraído é utilizado, seguido das indústrias de ferro-liga e cimentos.

Os principais depósitos de ferro mundiais localizam-se no Brasil, Austrália, Canadá, África do Sul e Rússia. O Brasil e a Austrália dominam a produção mundial de ferro, cada um com cerca de um terço das exportações totais no mundo. De acordo com o DNPM, o Brasil possui cerca de 6,8% das reservas mundiais, e está em 5º lugar entre os países detentores de maiores volumes de minério. O diferencial do minério de ferro brasileiro em relação aos demais países é o seu alto teor (60,0 a 67,0% nas hematitas e 50,0 a 60,0% nos itabiritos), processado com tecnologias de concentração em constante otimização.

A flotação consiste em um método de concentração que se baseia nas características superficiais dos minerais, em meio aquoso e que é conduzido em tanques aerados denominados células de flotação. O método é amplamente aplicado na concentração de diversos minérios, sendo que, para sua boa operacionalidade, se torna essencial garantir liberabilidade, diferenciabilidade e separabilidade dinâmica no sistema.

A seletividade da flotação baseia-se no fato de que a superfície das diferentes espécies minerais apresenta variados graus de afinidade química com a água, conhecida como hidrofiliabilidade. Quanto menos intensa essa propriedade, mais hidrofóbico é o mineral e maior a capacidade de interação da partícula mineral com as bolhas presentes no sistema.

A seletividade é obtida, então, quando uma diferença no grau de hidrofobicidade dos minerais presentes no minério é alcançada. Uma vez que a maior parte dos minerais-minério e minerais de ganga são hidrofílicos, se torna necessária a adição de reagentes químicos ao processo, capazes de adsorver na interface sólido-líquido e alterar a

características superficiais das partículas, de hidrofílica para hidrofóbica. Esses reagentes são denominados coletores.

As aminas são comumente utilizadas como coletores, na flotação catiônica de minérios de ferro. O reagente consiste em moléculas que possuem uma parte hidrofóbica e outra hidrofílica, sendo a primeira composta por um hidrocarboneto e a segunda por uma parte catiônica ou polar. Nesse sistema, a flotação é caracterizada como reversa, uma vez que o principal mineral de ganga do minério, o quartzo, é flotado após a alteração de suas propriedades superficiais por meio da adsorção da amina, tornando-o apolar (com afinidade pelo ar). A hematita, que consiste no principal mineral-minério para o ferro no minério, tem seu caráter hidrofílico reforçado pela adsorção do amido, sendo recuperada no afundado da célula de flotação.

As aminas são parcialmente neutralizadas com ácido acético para aumentar sua solubilidade em água. O grau de neutralização é normalmente, de 30%, 50% ou 70% sendo que o reagente apresenta duas formas: iônica e/ou molecular. De forma geral, a espécie iônica atua como coletor e a molecular como espumante. Em pH 10,5, a amina apresenta-se, aproximadamente, 50% na forma iônica e 50% na forma molecular.

As aminas são classificadas de acordo com a quantidade de radicais orgânicos ligados ao Nitrogênio. Uma amina primária possui apenas um radical orgânico ligado a ela, uma secundária possui dois radicais e uma terciária possui três radicais. A dosagem desse reagente geralmente se dá em função de três condições: característica mineralógica, teor de sílica e quantidade de lamas na alimentação da flotação.

As usinas de beneficiamento mineral da Vale, possuem pequena quantidade de coletores comerciais testados e com eficiência comprovada, na flotação reversa de minério de ferro, fator preponderante para o desenvolvimento desse trabalho. Além disso, os coletores representam o segundo maior custo de OPEX nas usinas do Sistema Sudeste, tendo preço médio unitário (PMU) menor, apenas em relação a corpos moedores. Nesse interim, se torna atrativo um estudo técnico-financeiro para ampliar a gama de coletores comerciais homologados.

A definição do itabirito compacto como litologia escolhida para este estudo, se deu em virtude da predominância desse material na alimentação das usinas de Itabira (MG) da Vale S.A, onde cerca de 75% do ROM processado é composto de itabirito compacto, 20% de itabirito friável e 5 % itabirito dolomítico.

O presente trabalho conduziu uma série de estudos em escala bancada com 10 diferentes tipos de coletores, visando avaliar sua eficiência no que tange recuperação metalúrgica, índice de seletividade, teores de ferro e sílica no concentrado e rejeito.

## **2 OBJETIVOS**

O objetivo geral desse trabalho é estudar de forma detalhada a eficiência de diversos coletores na flotação catiônica reversa de minérios de ferro itabiríticos.

### **2.1 Objetivos específicos**

O presente trabalho tem como objetivos específicos:

- Descrever a rota de processo para beneficiamento de minério de ferro atualmente utilizada na usina Cauê.
- Analisar técnica e estatisticamente a eficiência de coletores (aminas), usados na flotação catiônica reversa de itabiritos compactos.
- Avaliar recuperação mássica, recuperação metalúrgica e índice de seletividade do processo de flotação.
- Avaliar percentual de sílica no concentrado da flotação após etapa de peneiramento de alta frequência.

### 3 PROCESSO PRODUTIVO DA USINA CAUÊ

A empresa Vale S/A e o processo produtivo da usina Cauê, situada na cidade de Itabira (MG), são descritos neste capítulo.

#### 3.1 A Vale

A Vale é uma empresa brasileira em operação desde 1º de junho de 1942, sendo o início de operação como uma empresa estatal, batizada como Companhia Vale do Rio Doce. A Vale é hoje uma empresa privada que figura entre as maiores mineradoras globais. Suas operações extrapolam fronteiras, estando presentes em cerca de 30 países.

Atualmente a empresa é considerada a maior produtora de minério de ferro, pelotas e níquel do mundo, contando com cerca de 120 mil empregados próprios e terceiros em todos os continentes do planeta. A produção de minério de ferro entre os anos de 2016 e 2020 é apresentada na figura 1.

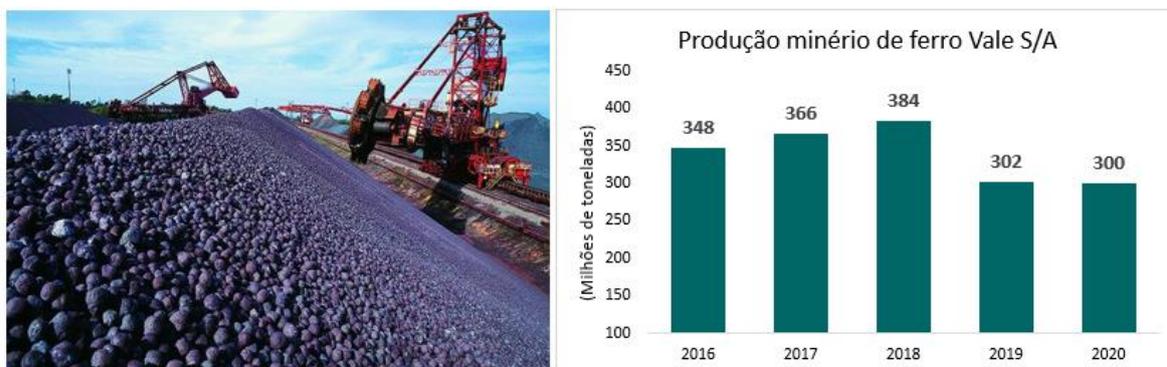


Figura 1. Pelotas de minério de ferro e volume de produção da Vale S/A entre de 2016 à 2020 (VALE, 2021).

No Brasil, a Vale conta com várias unidades operacionais produtoras de minério de ferro, que são divididas em 4 sistemas, conforme apresentando na figura 2: Sistema Norte: composto por Serra Norte, Serra Sul e Serra Leste. Sistema Centro Oeste: composto por Corumbá. Sistema Sudeste: composto por Alegria, Timbopeba, Brucutu, Conceição Cauê e Água Limpa. Sistema Sul: composto por Pico, Fábrica, Vargem Grande, Mutuca, Córrego Feijão e *Ferrous*.



Figura 2. Sistemas de produção de minério de ferro Vale S/A no Brasil (VALE, 2021).

### 3.2 Usina Cauê

A mina de Cauê, localizada na cidade de Itabira (MG), pertence ao Sistema Vale Sudeste (figura 3), sendo a primeira unidade operacional da então Companhia Vale do Rio Doce. Nela são realizadas operações de lavra a céu aberto e beneficiamento mineral de hematita e itabirito. Atualmente a usina tem capacidade produtiva de 12 Mton/ano.

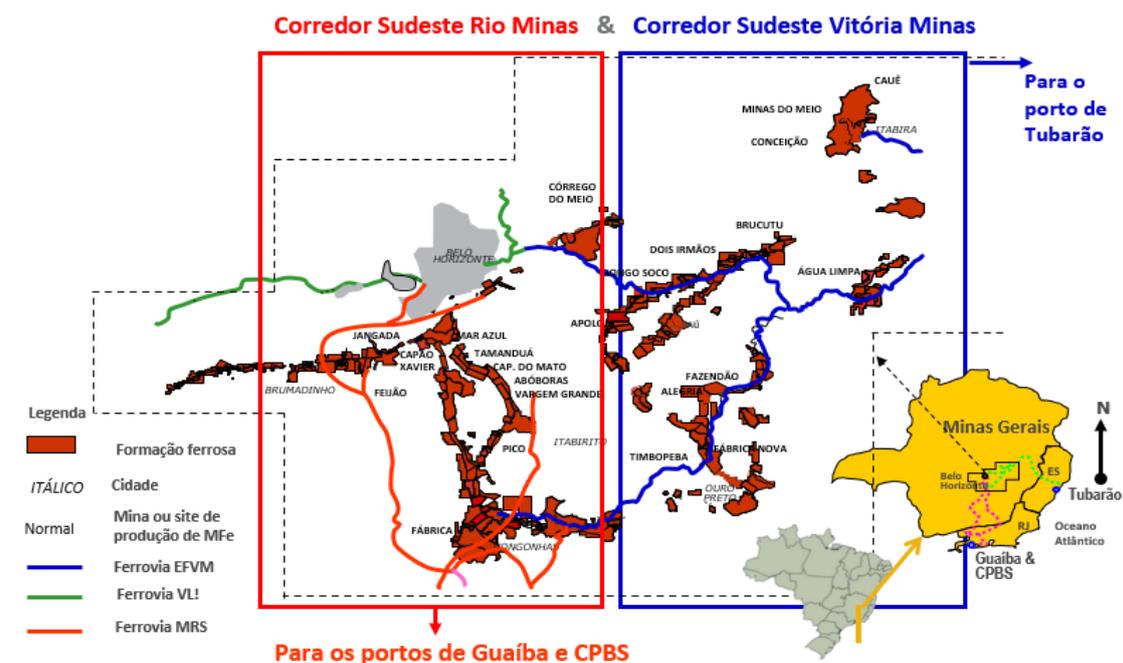


Figura 3. Sistema Sudeste de produção de minério de ferro Vale S/A no Brasil (VALE, 2021).

Em virtude do seu elevado teor de ferro (teores variando entre 56 e 61%), a hematita é processada em um circuito à parte, sendo submetida apenas as etapas de britagem e peneiramento, gerando dois tipos de produto: *Sinter Feed* (fração granulométrica -8,0 mm +1,0 mm) e Fino Comum (fração granulométrica -32,0 mm + 12,0 mm). Esses dois produtos representam aproximadamente 15% da produção da usina.

O itabirito necessariamente precisa ser beneficiado, haja visto o baixo teor de ferro predominante no ROM (teores variando entre 39 e 41%). O minério passa pelas etapas unitárias de cominuição, peneiramento, classificação, concentração e separação sólido-líquido, que transformam o material bruto em pellet feed, com especificação granulométrica < 0,150 mm, teor de ferro > 66% e umidade < 8%. Esse produto representa 85% da produção da usina. A figura 4 apresenta uma visão aérea do Complexo Cauê.



Figura 4. Imagem aérea do Complexo Cauê (VALE, 2021).

### 3.3 Circuito de britagem itabirito

O ROM lavrado na mina de Cauê é transportado através de caminhões fora de estrada com capacidade de 240 toneladas até as instalações de britagem- apresentadas na Figura 5- cuja finalidade é reduzir a granulometria do minério de 1.500 mm para 16 mm.

Inicialmente são alimentados dois britadores primários giratórios da marca Metso, sendo um modelo MK II dimensões 60” x 89”, com capacidade de processamento de 6.000 t/h, e cujo produto é transportado diretamente para pilha reguladora. Enquanto o

outro britador, modelo MK III com dimensões 54” x 74” e capacidade de 4.700 t/h, direciona seu produto para duas peneiras escalpe Metso de dimensões 8ft x 20ft com um deck e malha de 85 mm. O *oversize* alimenta dois britadores secundários do tipo cone, do fornecedor Metso, modelo GP 500S e a descarga dos britadores se junta ao *undersize* das peneiras para serem transportados via TCLD (Transportador de correia de longa distância) até a mesma pilha reguladora do britador MK II.

O material estocado na pilha reguladora alimenta o peneiramento secundário, equipado com 5 peneiras banana vibratórias da *Schenck* modelo MF-2461 com duplo deck. O passante das peneiras (fração – 50 mm) é transportado para o pátio de homogeneização, enquanto o retido (fração + 50 mm) alimenta um conjunto de seis britadores terciários cônicos da Metso modelo HP 500. A descarga dos britadores alimenta o peneiramento terciário, o passante das peneiras se junta ao fluxo do peneiramento secundário sendo destinado ao pátio, enquanto o retido é a carga circulante dos britadores terciários.

As pilhas de homogeneização são realizadas utilizando uma empilhadeira móvel giratória de lança única, e o método de estocagem é o *windrow-chevron*, garantindo satisfatório grau de homogeneização e reduzindo a segregação de partículas grosseiras nas bases das pilhas. O minério é retomado por um *drum reclaimer* para alimentar 10 peneiras inclinadas vibratórias da *Haver & Boecker* 10’x 24’ com deck único. O passante das peneiras (fração – 16 mm) é o produto final da britagem e alimentará o circuito de cominuição a úmido – moagem - enquanto o retido (fração + 16 mm) alimenta um conjunto de 8 britadores quaternários hidrocônicos da Sandvik modelo CH 660 e fecha circuito com o peneiramento.

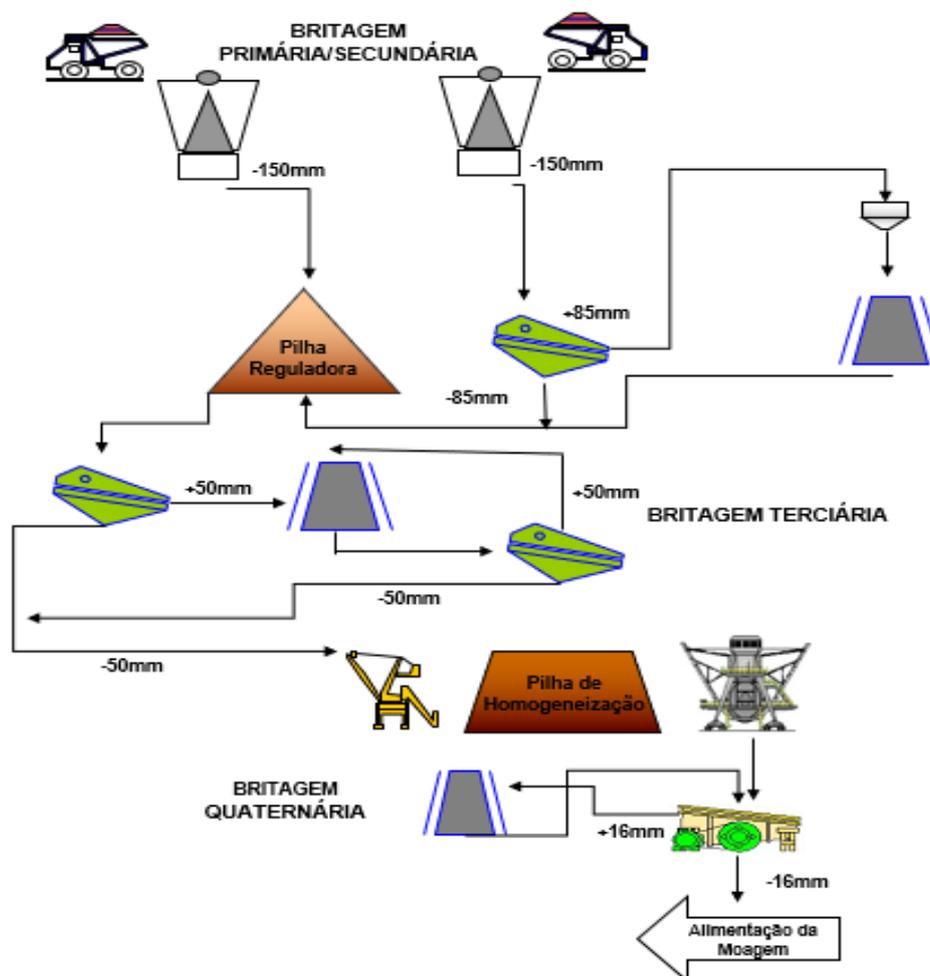


Figura 5. Fluxograma das instalações de britagem do Complexo Cauê (VALE, 2021).

### 3.4 Circuito de moagem/classificação

A moagem tem como finalidade adequar a granulometria do material proveniente da britagem quaternária, alcançando um grau de liberação satisfatório do quartzo para maximizar a eficiência da flotação. Após essa última etapa de cominuição, cerca de 95% da massa de minério é passante em 0,150 mm e o grau de liberação da sílica é superior a 90%.

Na usina Cauê, a moagem é constituída por três linhas de produção paralelas que operam em circuito fechado à úmido, como mostra a figura 7. Cada linha contém dois moinhos (primário e secundário), da marca Citic com regime de descarga por *overflow*, com dimensões 18ft x 29ft (5,5m x 8,5m). Os moinhos possuem revestimento interno de borracha, utilizados para proteger a carcaça dos impactos causados pelo movimento dos corpos moedores, além de auxiliar a projeção dos mesmos sobre o minério de ferro.

Tanto os moinhos primários, quanto secundários, possuem potência instalada de 4.500 Kw, operam em 13,62 RPM (70% da velocidade crítica) em regime misto (cascata e catarata), fator de enchimento entre 29 à 32% dos volumes internos, taxa de alimentação de 1.050 t/h por moinho (base seca) e 78% de sólidos em massa de polpa.

No interior dos moinhos são adicionados corpos moedores (popularmente chamadas de bolas de moinho), vide figura 6. O movimento de rotação do moinho transfere energia à carga de bolas para a quebra das partículas minerais através dos mecanismos de impacto, compressão e abrasão em meio úmido. Os moinhos primários operam com corpos moedores forjados de 3,0" de diâmetro, enquanto os moinhos secundários operam com corpos moedores forjados de 2,0" de diâmetro. Ambos os corpos moedores possuem entre 0,78 à 1 % de carbono e 0,4 à 0,75% de cromo.



Figura 6. Corpos moedores 3" (esquerda) e corpos moedores 2" (direita).

A descarga dos moinhos primários transborda até a peneira rotativa *trommel*, o material retido na peneira é denominado expurgo, que é descartado do processo. O passante do *trommel* alimenta uma bateria de ciclones de classificação primária da Krebs de 26", o *underflow* é bombeado para outra bateria de ciclones de classificação secundária de 26", sendo que o *underflow* dessa etapa alimenta a moagem secundária. O passante dos *trommels* da descarga dos moinhos secundários alimenta uma bateria de ciclones de classificação terciária, e seu *underflow* alimenta a bateria de ciclones na classificação secundária, fechando o circuito da moagem secundária. O *overflow* das três etapas de classificação é bombeado para a etapa de deslamagem, vide figura 7:



Figura 7. Fluxograma das instalações de moagem (VALE, 2021).

### 3.5 Circuito de deslamagem

A etapa de deslamagem tem como finalidade remover a maior porção possível das partículas menores que  $10,0\mu\text{m}$  presentes no produto da etapa de moagem, que interferem na seletividade do processo de flotação, devido ao aumento da superfície específica das partículas, necessidade de maior dosagem de reagentes e modificação da superfície do quartzo pela agregação com partículas de hematita.

A etapa de deslamagem é realizada em dois estágios de ciclonagem. O primeiro estágio possui seis baterias contendo dez hidrociclones, marca Krebs, de 20" de diâmetro.

O segundo estágio de deslamagem possui seis baterias contendo 30 hidrociclones marca Krebs, de 10" de diâmetro. O produto da moagem, com 95% menor que 0,150 mm segue para os ciclones de 20". O *underflow* é direcionado por gravidade para tanques de acondicionamento de polpa e posteriormente bombeado para os tanques de condicionamento da flotação Tank Cell, enquanto o *overflow* é direcionado para os ciclones de 10". O *underflow* do segundo estágio é direcionado por gravidade para a flotação convencional e o *overflow* alimenta os espessadores de lama.

As recuperações mássicas na deslamagem são 67% e 65%, respectivamente nos estágios primário e secundário.

### 3.6 Circuito de flotação - *underflow* da deslamagem primária

O objetivo da etapa de flotação em Tank Cell, é explorar as diferenças de propriedades de superfície dos minerais presentes na polpa e realizar a separação entre minerais-minério de ferro e minerais de ganga. O condicionamento da polpa propicia condições favoráveis para a adsorção do amido na superfície dos minerais de ferro. O amido é utilizado como depressor desses minerais na flotação catiônica reversa. O condicionamento é realizado em dois tanques, por linha, denominados condicionadores primário e secundário, que possuem volume de 108 m<sup>3</sup>.

Na etapa de condicionamento ocorre a adição de uma solução de amido, com concentração de 3,0 a 4,0% (p/v), previamente gelatinizada com uma solução de hidróxido de sódio, com concentração de 50% (p/v). A dosagem praticada varia entre 350,0g/t e 450,0g/t. O tempo de residência da polpa nos tanques é de aproximadamente 7,0 minutos. Na saída do tanque de condicionamento secundário, adiciona-se uma solução de amina, com uma dosagem entre 90,0 e 110 g/t e concentração de 5,0% (p/v), utilizada como coletor de quartzo.

Visando promover a adsorção da amina na superfície do quartzo mantém-se o pH no processo de flotação entre 9,8 e 10,1.

Após o condicionamento, o minério alimenta três linhas paralelas de Tank Cell. Cada linha é constituída por 4 células, marca FLSmidth, de 100 m<sup>3</sup> e divididas em duas etapas *rougher*, uma etapa *cleaner* e uma *re-cleaner*. A flotação se inicia no estágio *rougher*. O afundado desse estágio alimenta o segundo estágio *rougher*, que por sua vez alimenta o estágio *cleaner*. O afundado estágio do *cleaner* alimenta a etapa *re-cleaner*, sendo que o afundado desta etapa constitui o concentrado final da flotação em Tank Cell (Pellet Feed).

O flotado dos quatro estágios de flotação é direcionado por gravidade para um espessador de rejeitos. Usualmente o concentrado é processado em um conjunto de 20 peneiras de alta frequência da marca Derrick, modelo 2SG48-60W, com malha de 0,150

mm e com a finalidade de remover as partículas de quartzo grosseiras que ainda se encontram no concentrado, conforme mostra a figura 8.

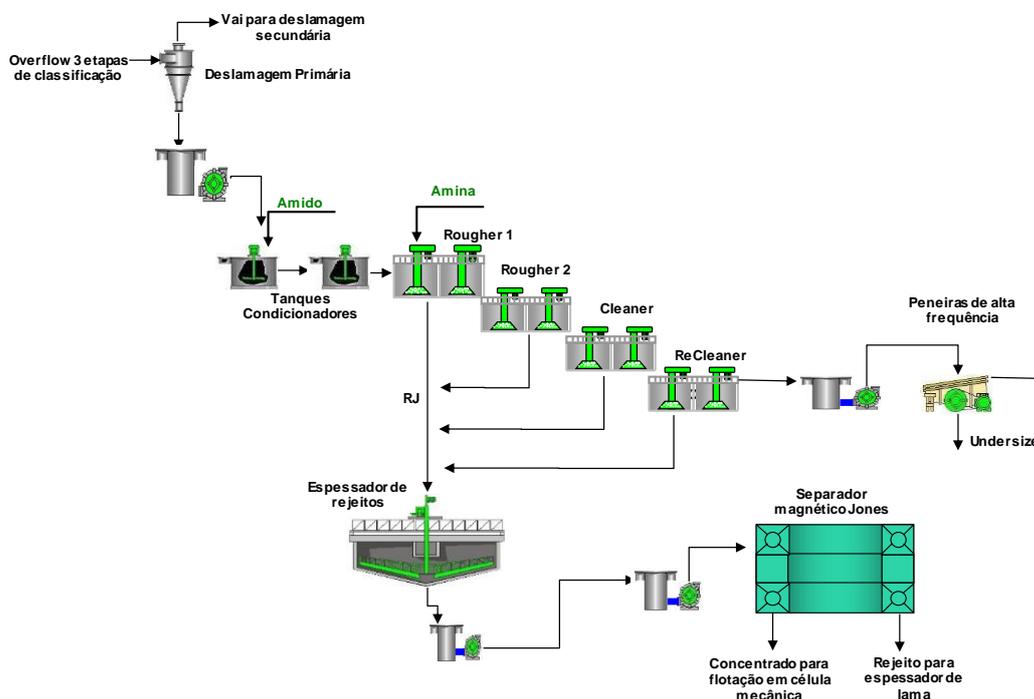


Figura 8. Circuito deslamagem, condicionamento, flotação, adensamento e separação magnética.

A recuperação em massa da etapa de flotação em Tank Cell é de 52%. O concentrado apresenta um teor de sílica médio de aproximadamente 1,5%, enquanto o rejeito possui teor de ferro médio de 25%.

### 3.7 Circuito de adensamento e separação magnética

O flotado dos quatro estágios de flotação Tank Cell é direcionado por gravidade para o espessador de rejeitos da marca VLC, com 50 metros de diâmetro a uma taxa de 1.075 t/h e percentual de sólidos de 47%. Na calha de bombeamento que antecede a alimentação do espessador é realizada a dosagem do coagulante (Zalta MC526 da empresa Solenis), enquanto no *feedwell* é dosado floculante (Praestol 2640 da empresa Solenis), para elevar a velocidade de sedimentação das partículas através da agregação das mesmas, e redução de partículas suspensas no *overflow* da etapa de espessamento, que é bombeado para os reservatórios de água de processo.

A finalidade dessa etapa é adensar a polpa alimentada, preparando-a para etapa de separação magnética à um percentual de sólidos de 65%, além de gerar água de processo para reaproveitamento no empolpamento dos moinhos. O *underflow* do espessador é bombeado para 28 separadores magnéticos de alta intensidade Jones da marca Humboldt, com capacidade de 104 t/h e intensidade de campo magnético de 9.500 Gauss.

Os concentradores Jones são alimentados através de dois rotores, cada um com 27 blocos de gap 2,0 mm. Um sistema de bombeamento é utilizado para transportar água com pressão de 2,5 Kgf/cm<sup>2</sup> para lavagem de concentrado e pressão de 1,8 Kgf/cm<sup>2</sup> para lavagem de médio. O concentrado dessa etapa alimenta um conjunto de flotação em células mecânicas, enquanto o rejeito é bombeado para os espessadores de lama.

### **3.8. Circuito de flotação - *underflow* da deslamagem secundária e concentrado da separação magnética**

O *underflow* do segundo estágio de deslamagem – segue por gravidade - somando-se ao concentrado da separação magnética (bombeado), para alimentar o circuito de flotação em células mecânicas. O objetivo dessa etapa é beneficiar os fluxos intermediários da usina que ainda possuem teor de mineral útil agregado e, conseqüentemente, apresentam potencial agregado para se tornarem pellet feed.

O condicionamento da polpa é realizado em dois tanques paralelos. Inicialmente ocorre a adição de uma solução de amido, com concentração de 3,0 a 4,0% (p/v), previamente gelatinizada com uma solução de hidróxido de sódio, com concentração de 50% (p/v). A dosagem praticada varia entre 300,0g/t e 400,0g/t. O tempo de condicionamento da polpa/amido nos tanques é de aproximadamente 5,0 minutos. Na saída do tanque de condicionamento, adiciona-se uma solução de amina, com uma dosagem entre 75,0 e 100 g/t e concentração de 5,0% (p/v), utilizada como coletor de quartzo.

Visando promover a adsorção da amina na superfície do quartzo mantém-se o pH no processo de flotação entre 9,8 e 10,1.

Após o condicionamento, o minério alimenta duas linhas paralelas de Tank Cells e células convencionais. Cada linha é constituída por 1 Tank Cell, marca FLSmidth, de 160 m<sup>3</sup> (etapa *rougher*), 3 células convencionais Outokumpu de 16m<sup>3</sup> (etapa *cleaner*), 3 células convencionais Outokumpu de 14m<sup>3</sup> (etapa *scavenger*) e 1 célula convencional Outokumpu de 16m<sup>3</sup> (etapa *re-cleaner*).

A flotação se inicia no estágio *rougher*. O flotado desse estágio alimenta o espessador de rejeitos, enquanto o afundado desse estágio é bombeado e alimenta a etapa *cleaner*. O afundado dessa etapa compõe a primeira parte do concentrado final da flotação (Pellet Feed). O flotado da etapa *cleaner* é direcionado por gravidade a etapa *scavenger*, sendo que o flotado desse estágio constitui o rejeito final desse circuito, enquanto o afundado desse estágio é bombeado e alimenta a etapa *re-cleaner*. O flotado da etapa *re-cleaner* alimenta a etapa *scavenger*, enquanto o afundado compõe a segunda parte do concentrado final da etapa, conforme figura 9.

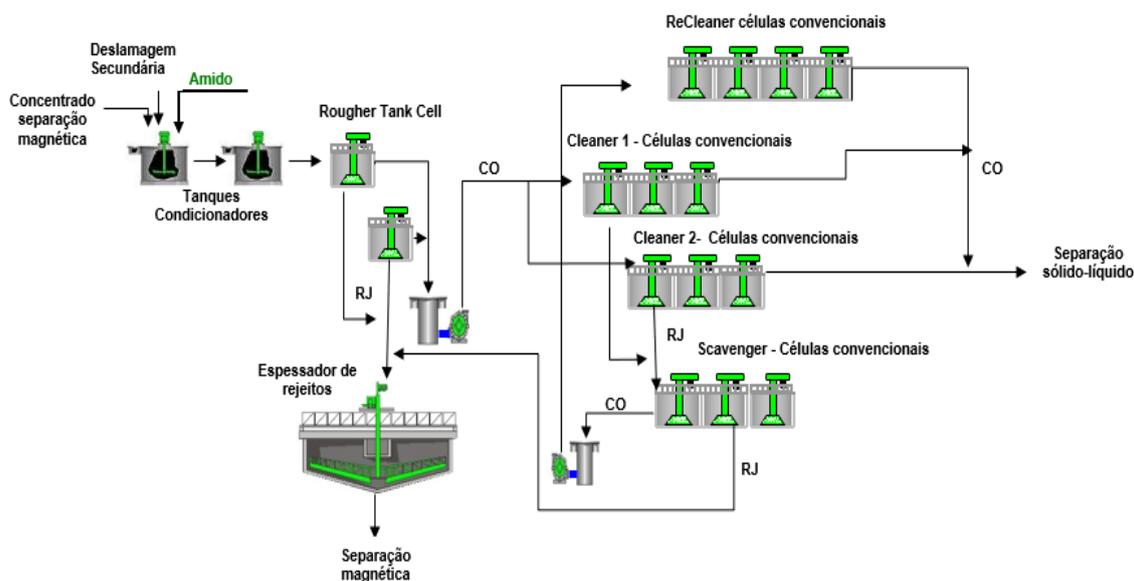


Figura 9. Circuito condicionamento, flotação e filtragem.

A recuperação em massa desse circuito é de 45%. O concentrado apresenta um teor de sílica médio de aproximadamente 1,1% (após ser processado no PAF), enquanto o rejeito possui teor de ferro médio de 18%.

### 3.9 Circuito de separação sólido-líquido

#### 3.9.1 Espessadores de lammas

As etapas de espessamento no beneficiamento, têm como finalidade a recuperação da água descartada na lama e reaproveitá-la nas etapas de classificação.

O *overflow* do segundo estágio de deslamagem é direcionado por gravidade, somando-se ao rejeito da separação magnética, e bombeado para alimentar 2 espessadores de lama da marca Westech, com 73 metros de diâmetro a uma taxa de 1.559 t/h e percentual de sólidos de 7%. Na calha de bombeamento que antecede a alimentação do espessador é realizada a dosagem do coagulante (Zalta MC526 da empresa Solenis), enquanto no *feedwell* é dosado o floculante (Praestol 2640 da empresa Solenis), para elevar a velocidade de sedimentação das partículas por meio da agregação das mesmas, e redução de partículas suspensas no *overflow* do espessamento, que é bombeado para os reservatórios de água de processo.

O *underflow* dos espessadores de lammas são direcionados para a barragem de rejeitos com percentual de sólidos entre 30 e 35%. O circuito de espessamento de lama é representado na figura 10.

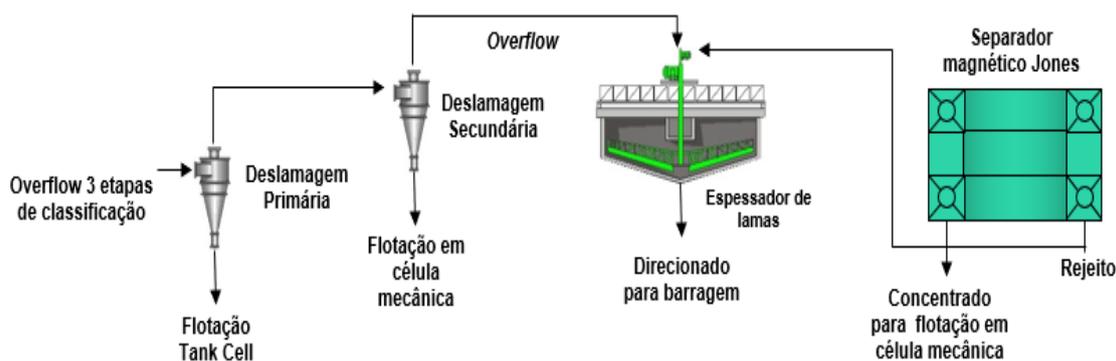


Figura 10. Fluxograma espessamento de lammas.

### 3.9.2 Espessadores de concentrado

A etapa de espessamento do concentrado tem a finalidade de recuperar a água que está sendo descartada no concentrado e reaproveitá-la na separação magnética. Além de reduzir o percentual de sólidos do *underflow* bombeado para filtragem.

O concentrado das etapas de flotação é bombeado para alimentar 4 baterias de ciclone de adensamento de 26", nos quais o *underflow* é bombeado para a etapa de filtragem, enquanto o *overflow* é direcionado por gravidade para 2 espessadores de concentrado da marca Westech, com 30 metros de diâmetro a uma taxa de 370 t/h e percentual de sólidos de 9%, como mostra a figura 11. Na calha de bombeamento que antecede a alimentação do espessador é dosado o coagulante (Zalta MC526 da empresa Solenis), enquanto no feedwell é dosado o floculante (Praestol 2640 da empresa Solenis). O *underflow* dos espessadores são direcionados para a filtragem com percentual de sólidos entre 50 e 55%.

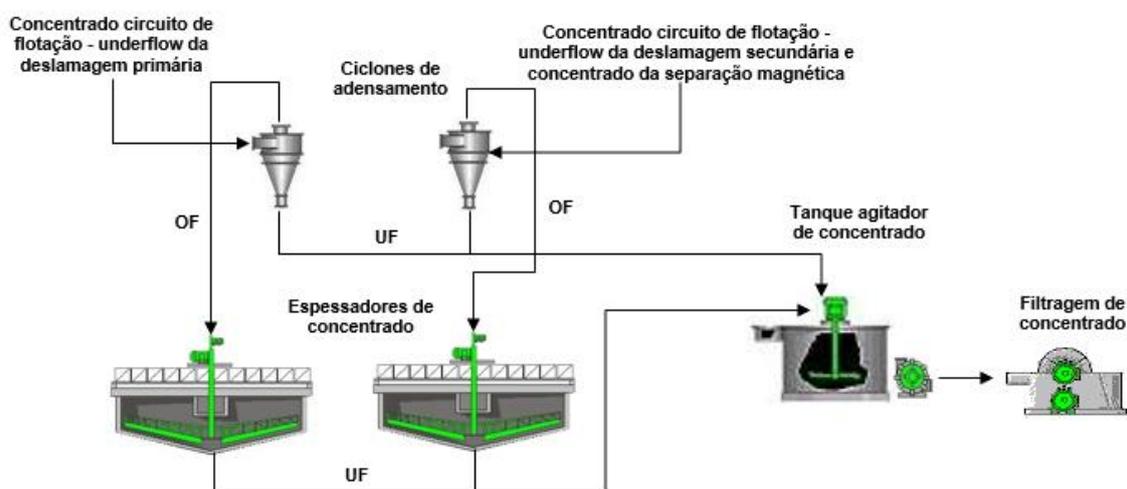


Figura 11. Circuito ciclonagem de adensamento, espessamento e filtragem de concentrado.

### 3.9.3 Filtragem

O *underflow* dos ciclones de adensamento soma-se *underflow* dos espessadores de concentrado para alimentar a última etapa do processo produtivo, a filtragem.

A filtração de concentrado é conduzida em 6 filtros de discos à vácuo da marca Brasfelt, modelo BF-9012, que são alimentados a uma taxa de 251 t/h. O material é direcionado para a bacia dos filtros, onde ocorre o constante movimento de rotação dos discos, com submersão dos setores. Por meio da pressão de sucção negativa a água passa pelo tecido e a parte sólida se aloja nos discos em movimento formando a torta.

Parte da umidade contida na torta é escoada por meio da pressão de vácuo para se obter uma secagem mais efetiva. Por fim aplica-se uma pressão de sopro que faz injeção forçada de ar comprimido no sistema e leva ao desprendimento do minério de ferro aderido ao tecido filtrante. Esse material é direcionado a um conjunto de correias transportadoras que tem o intuito de dispor o pellet feed nos pátios de estocagem, para posterior comercialização.

## 4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 4.1 Classificação geológica do minério de ferro

Luz, Sampaio e Almeida (2004) definem mineral como todo corpo inorgânico de composição química e propriedades físicas delimitadas, encontrado na crosta do planeta Terra. O minério, por outro lado, é definido como qualquer tipo de rocha constituída de um mineral ou conjuntos de minerais que contenha um ou mais minerais de valor econômico. Na maioria das vezes o minério encontrado na crosta terrestre precisa ser modificado, de modo a atender as especificações do mercado.

O minério de ferro de acordo uma descrição geológica simplificada, pode ser classificado em vários tipos. Duas tipologias comuns no Brasil consistem nos: minérios hematíticos e nos minérios itabiríticos. Segundo LAMARTINE (2014), a hematita é o mais importante mineral de ferro e, também, de considerável volume nas reservas encontradas nos minérios pré-cambrianos. Em termos químicos, a hematita é apresenta estequiometria como  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  puro, com 69,94% de ferro e 30,06% de oxigênio.

O mineral é comumente descrito a partir de suas características microestruturais, como hematita compacta, hematita friável ou hematita goethítica, como mostra a figura 12.



Figura 12. Tipologia das hematitas do Quadrilátero Ferrífero (Vale, 2016).

As principais jazidas de minério de ferro explotadas pela Vale, na região denominada Quadrilátero Ferrífero, têm no minério hematítico friável, definido geologicamente como formação ferrífera bandada rica friável, seu principal representante. Esse tipo de minério pode ainda ser denominado hematita friável, *soft ore* ou minério hematítico macio, entre outros, dependendo do local de ocorrência e da empresa que o explota. Essa litologia pode possuir elevada variação de textura, composição química, mineralógica e granulométrica (AQUINO, 2009).

Em contrapartida, o termo itabirito, é definido por Dorr e Barbosa (1963) como FFB (Formações Ferríferas Bandadas) de fácies óxido laminado e metamorfisado, onde o *chert* ou jaspe foi recristalizado em quartzo e o ferro está presente como magnetita ou hematita. Os itabiritos do quadrilátero ferrífero podem ser subdivididos em vários grupos, como por exemplo, itabirito friável, itabirito compacto, itabirito goethítico, itabirito dolomítico, dentre outros, como é possível observar na figura 13.

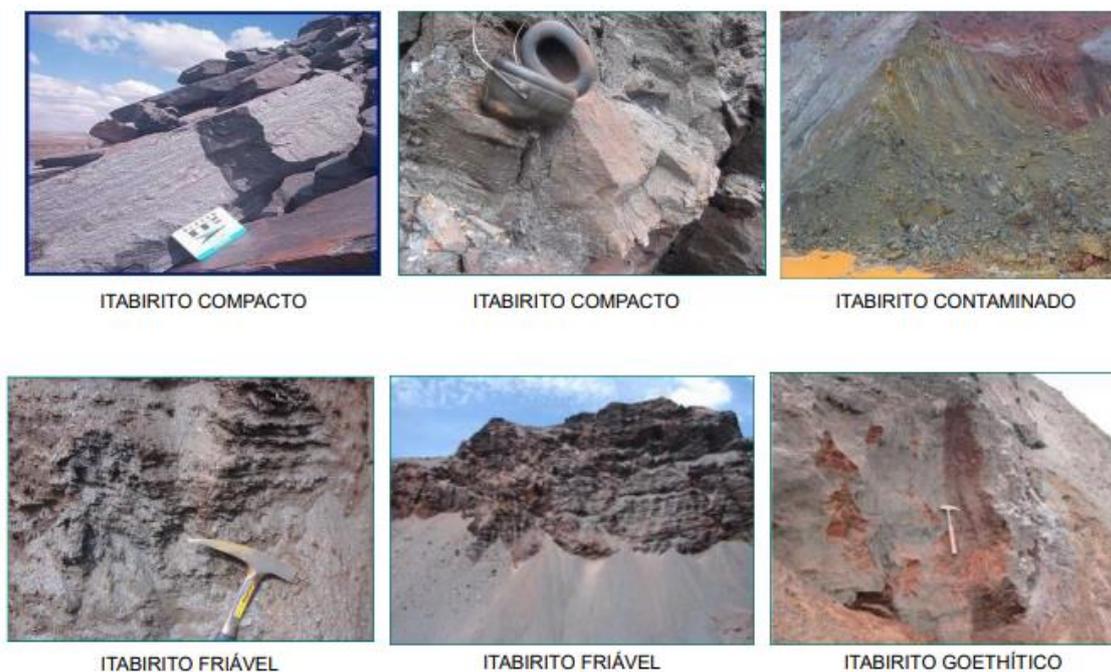


Figura 13. Tipologia dos itabiritos do Quadrilátero Ferrífero (Vale, 2016).

Rolim (2010) atesta que o teor de ferro dos itabiritos compactos se aproxima muito dos valores comuns em formações ferríferas sedimentares, indicando a baixa ação de processos de enriquecimento hipogênico na região. Essa pequena participação de fluidos hidrotermais na gênese dos depósitos mineralizados é comprovada pelos baixos

teores dos contaminantes (alumina e fósforo) e pelas simples características mineralógicas dos itabiritos, que são compostos por: quartzo, hematita especular, tabular, globular e magnetita.

A classificação de um minério de ferro em compacto ou friável não está relacionado a sua dureza e sim à distribuição granulométrica. A referência é observada de acordo com o parâmetro “G1”, que para os minérios de Itabira se refere a primeira malha que se tem informação no banco geológico, a malha de 8,0 mm. A tabela 1 apresenta o detalhamento dessa classificação.

<b>HEMATITA</b>				
HC	Hematita Compacta	Fe ≥ 63%	G1 ≥ 80%	PF < 2,5%, P < 0,1% MN < 1,0%, AL < 2,5% MG < 1,0% e Ca < 0,5%
HF	Hematita Friável		G1 < 80%	
HGO	Hematita Goethítica	Fe ≥ 60%	G1 < 80%	PF ≥ 2,5%, P ≥ 0,1% MN < 1,0%, AL < 2,5% MG < 1,0% e Ca < 0,5%
<b>ITABIRITO</b>				
IFR	Itabirito Friável Rico	52% ≤ Fe < 63%	G1 < 20%	PF < 2,5%, P < 0,1% MN < 1,0%, AL < 2,5% MG < 1,0% e Ca < 0,5%
IFR	Itabirito Friável	20% ≤ Fe < 52%		
IC	Itabirito Compacto		G1 ≥ 80%	
ISC	Itabirito Semi-Compacto		50% ≤ G1 < 80%	
IGO	Itabirito Goethítico	20% ≤ Fe < 52%	G1 < 50%	PF < 2,5%, P ≥ 0,1%
IOC	Itabirito Ocre			AL ≥ 2,5%
IMN	Itabirito Manganésífero			Mn ≥ 1,0%
IDO	Itabirito Dolomítico			Mg ≥ 1,0%, Ca ≥ 0,5%

Tabela 1. Classificação geológica dos minérios de ferro (Vale, 2016).

## 4.2 Concentração mineral

Luz, Sampaio e Almeida (2004) conceituam o beneficiamento de minérios como conjunto de operações com o objetivo de adequação do minério de modo a modificar suas características químicas e granulométricas para atendimento ao mercado. No processamento do minério de ferro, as operações unitárias podem ser divididas em

quatro etapas: cominuição, separação por tamanho, concentração e desaguamento (RIZZO, 2009).

De acordo com Luz, Sampaio e Almeida (2004), a cominuição abrange um conjunto variado de técnicas para adequação granulométrica do minério, além de separar os minerais úteis dos minerais não úteis. As operações mais comuns são a britagem e moagem, que são aplicadas de acordo com a característica do mineral, como por exemplo, mineralogia e dureza.

Segundo Chaves (2002), a separação por tamanho é a operação unitária onde ocorre a separação de uma população primária em outras duas populações, que se diferenciam pelo tamanho das partículas: sendo uma das populações constituídas basicamente por partículas grosseiras e a outra população contendo partículas finas.

Luz, Sampaio e Almeida (2004) afirmam que a etapa de concentração contempla operações de concentração densitária, separação magnética, eletrostática e flotação. Nesse processo acontece a remoção da maior parte dos minerais indesejáveis (rejeito), aumentando conseqüentemente a concentração do mineral útil (concentrado).

Chaves (2002) complementa as operações unitárias conceituando a etapa de desaguamento como fase que tem a finalidade de diminuir a umidade dos produtos processados em operações unitárias anteriores, ou adequação para ser processada em alguma etapa subsequente. A figura 9 exemplifica uma etapa de desaguamento por espessamento dentro do beneficiamento mineral.

#### 4.2.1 Concentração mineral via flotação

De acordo com PERES *et al.* (1980), a flotação é um processo que explora as diferenças nas propriedades de superfície dos minerais presentes na polpa. Para que ocorra a separação no processo são utilizados reagentes químicos que atuam sobre estas características de superfície, tornando alguns minerais (quartzo) hidrofóbicos e aumentando a hidroflicidade de outros (minerais de ferro).

A flotação, assim como os demais métodos de concentração, requer o atendimento três condições básicas: liberação, diferenciação e separação dinâmica (Peres e Araújo, 2006 apud Silva, 1973). A liberação refere-se ao grau de individualização dos minerais no minério e, quando não ocorre naturalmente, pode ser obtida através dos processos de cominuição juntamente com as operações de separação por tamanho.

A diferenciabilidade consiste na capacidade de atuar diferentemente sobre os minerais devido a uma determinada propriedade que os distingue, sendo responsável, assim pela seletividade do método. A separabilidade dinâmica consiste na capacidade de criar fluxos compostos majoritariamente por determinadas fases minerais, sendo correlacionada aos tipos de equipamentos empregados.

Na flotação, a seletividade baseia-se no fato de que a superfície das diferentes espécies minerais pode apresentar diferentes graus de afinidade química com a água, ou seja, a capacidade da superfície ser molhada. Esta capacidade também é conhecida como hidrofiliabilidade, e quanto menor, mais hidrofóbica é a superfície do mineral (PERES *et al.*, 1980).

Os compostos químicos se dividem em polares e apolares, em função de apresentarem ou não um dipolo permanente. A polarização ocorre na maioria dos minerais, sendo devido ao seu arranjo atômico que, por sua vez, também é determinado pelo ângulo das ligações. Nos sistemas de flotação, a fase líquida é sempre a água, que é uma espécie polar. Já a fase gasosa é o ar, constituído basicamente por moléculas apolares.

Devido à polaridade, as moléculas de água, por exemplo, se organizam através da atração mantida entre polos opostos entre moléculas distintas. Isso permite uma forte atração, denominada coesão molecular, que no estado líquido desta substância promove alta tensão superficial. O átomo de oxigênio é mais eletronegativo que o hidrogênio e atrai os elétrons para próximo do seu núcleo, que fica mais eletronegativo. Essa diferença de eletronegatividade, aliada ao ângulo das ligações OH resulta em um dipolo permanente na molécula H<sub>2</sub>O. A parte negativa do oxigênio de uma molécula de água atrairá o hidrogênio da outra molécula e assim consecutivamente.

As características hidrofílicas e hidrofóbicas das partículas dos minerais desempenham um papel importante em muitos processos tecnológicos, tais como flotação, floculação, coagulação e aglomeração. O mecanismo de agregação depende do caráter de hidrofilicidade da superfície mineral. A hidrofilicidade de uma superfície sólida é usualmente definida através da medida do ângulo de contato com a água, sendo indicada com valores muito menores que  $90^\circ$  (AKDEMIR, 1997).

Normalmente, durante os processos de cominuição do minério de ferro, ou mesmo pelo fato de entrar em contato com uma solução, os átomos da superfície dos minerais reagem com o meio. Quando se cominui, os primeiros planos a se romperem são os de fraqueza. A quebra se dá onde há descontinuidades estruturais, pois são regiões onde se concentram as tensões; em seguida, há o rompimento de ligações químicas, silício ligado a oxigênio, ferro ligado ao oxigênio.

A variável primordial, que determina a natureza das reações entre a superfície mineral e o meio aquoso, é o pH. Em pH básico, com excesso de  $\text{OH}^-$ , por exemplo, praticamente todos os sítios de  $\text{Si}^{2+}$  reagem com a hidroxila, restando os sítios  $\text{O}^-$  não neutralizados, que tornam a superfície do quartzo mais negativa. O pH ideal para a flotação reversa de minério de ferro está na faixa entre 9,5 a 10,5, onde a superfície do quartzo é altamente negativa, ocorrendo a maior diferença das cargas superficiais entre a hematita e o quartzo (NUMELA e IWASAKI, 1986).

Potencial Zeta consiste na diferença de potencial no plano de cisalhamento, região onde ocorre o rompimento entre a partícula (juntamente com a camada adsorvida na superfície), e o seio da solução quando ocorre movimento relativo entre estes. O ponto de reversão da carga, denominado como ponto isoelétrico (PIE), é variável de acordo com a mineralogia da partícula e as características da polpa, como mostra a figura 14.

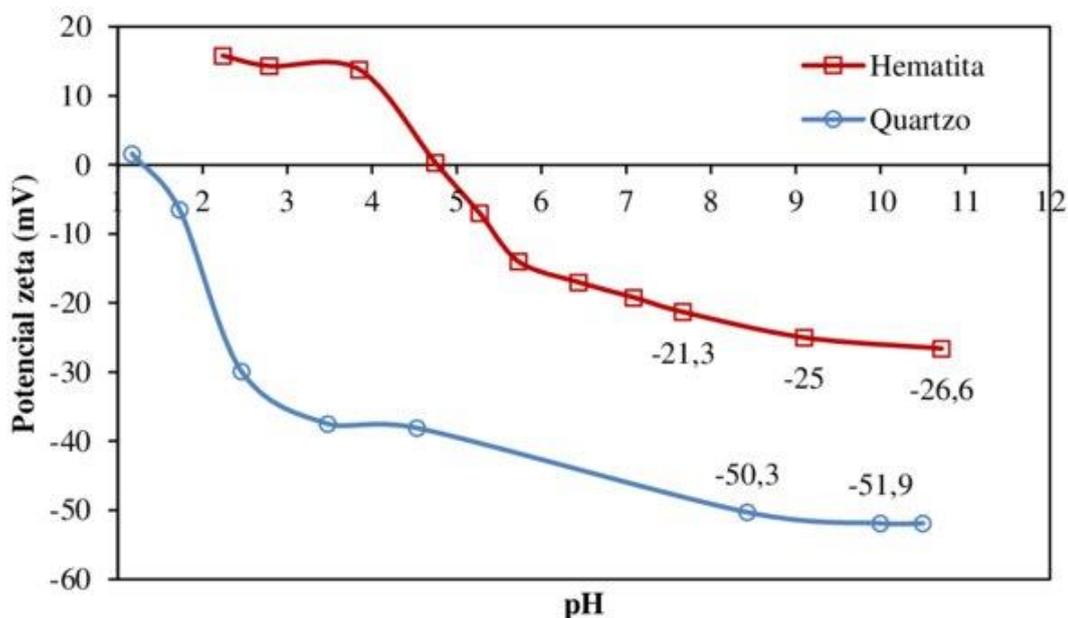


Figura 14. Curva clássica do potencial Zeta x pH para hematita e quartzo (Albuquerque, 2021).

#### 4.2.2 Variáveis de processo da flotação

Segundo CHAVES (2006), as células de flotação consistem em tanques projetados para receber continuamente a polpa a ser flotada por uma de suas faces laterais, descarregar a espuma pela sua parte superior e descarregar o restante da polpa com o material deprimido pela face oposta. Na prática industrial são utilizados conjuntos de células, de modo a garantir recuperação das partículas que podem ser flotadas.

As células de flotação podem ser fechadas ou abertas lateralmente. Em uma extremidade é instalada a caixa de alimentação e na extremidade oposta uma caixa de descarga. Em alguns modelos, a espuma é descarregada somente pela frente ou também pelo lado de trás, e encaminhada para seu destino final por gravidade ou bombeamento (CHAVES, 2006), como pode ser visto na figura 15.

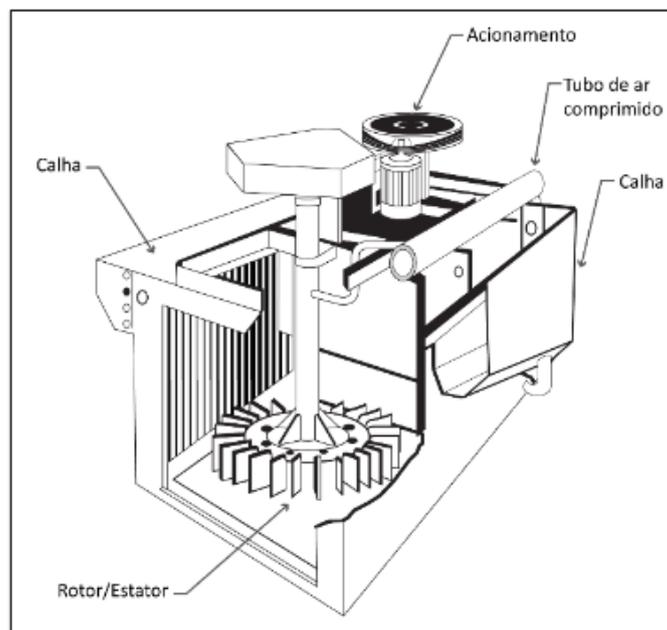


Figura 15. Máquina de flotação modelo Galinger (Chaves, 2006).

A flotação é um processo de concentração que possui múltiplas variáveis de processo, cada qual com sua relevância e impacto na recuperação mássica/metalúrgica e também na qualidade química do concentrado. As principais variáveis são:

- Taxa horária de alimentação. Essa variável é mensurada através de medidores de vazão industriais acoplados à tubulação de recalque que alimenta os condicionadores. Segundo BARROS (1997), variações no tempo de residência podem ser, normalmente, efetuadas, por meio de alterações na taxa e na porcentagem de sólidos da alimentação. Alterações na taxa de alimentação de sólidos ocorrem em função das necessidades de produção e devem ser compensadas por ajustes nas dosagens dos reagentes e em outras condições operacionais.
- Granulometria na alimentação. Essa variável é mensurada através de amostragem sistemática do fluxo e envio para análise granulométrica em escala laboratorial. Partículas ultrafinas (normalmente geradas pelo fenômeno de sobreoagem) tendem a ser carregadas com a espuma e reduzem a recuperação mássica do processo. Enquanto partículas grosseiras dificultam o arraste dos minerais de ganga para a espuma e geram quebra das bolhas de gás.
- Teor na alimentação. Essa variável é mensurada através de amostragem sistemática do fluxo e envio para análise química em escala laboratorial. Ela

consiste em uma variável extremamente importante, pois norteia a dosagem específica de reagentes. Quanto maior teor de ferro, maior dosagem de amido e menor dosagem de amina, e vice-versa.

- pH. Essa variável age de forma conjunta com a dosagem de amina. Para minério de ferro, quando o pH está na faixa de 10,5 obtém-se 50% da amina iônica (favorece a ação coletora) e 50% da amina molecular (favorece ação espumante). Valores de pH muito abaixo desse valor implica em espumação deficiente, tornando as bolhas quebradiças, enquanto pH muito elevado provoca espumação abundante, porém com bolhas de ar grandes e com pouco potencial para carregar as partículas de quartzo.
- Vazão de ar. O mecanismo de coleta das partículas minerais hidrofóbicas consiste na sua colisão e adesão às bolhas de ar, formando um agregado estável. Após a adesão, o meio de transporte da partícula da zona de coleta para a de limpeza e transbordo da célula é a superfície das bolhas. Assim, a vazão de ar é uma das variáveis mais importantes no controle do processo de flotação, tendo um efeito significativo sobre a recuperação do mineral flotado. Dentro dos limites de estabilidade do processo, a recuperação do mineral flotado é, normalmente, crescente com o aumento da vazão de ar até atingir o seu valor máximo. Esse ganho na recuperação deve-se ao aumento do número e da área superficial total de bolhas disponíveis para adesão às partículas minerais. Entretanto, um acréscimo da vazão de ar acima dos limites de estabilidade do processo pode prejudicar a flotação, devido a um maior arraste de partículas hidrofílicas para a espuma. A vazão do ar, associada à profundidade da espuma e à dosagem de espumante, pode ser utilizada para controlar o teor do mineral de interesse no concentrado e no rejeito (BARROS, 1997).
- Porcentagem de sólidos. Essa consiste em uma das variáveis que pode ser manipulada, para obtenção de níveis mais elevados de teor ou de recuperação do mineral de interesse no concentrado. Entretanto, alguns cuidados devem ser tomados: o condicionamento dos reagentes com as partículas minerais deve ser realizado utilizando-se concentrações de sólidos elevadas na polpa. Dessa forma a concentração de reagentes por unidade de superfície das partículas é maior, melhorando a eficiência da cobertura; a flotação deve ser realizada utilizando-se a maior concentração de sólidos possível, sem que ocorram prejuízos no rendimento metalúrgico do processo. Em concentrações mais elevadas, os

reagentes são mais efetivos, devido ao aumento de sua concentração na solução, elevando, assim, a recuperação. Em concentrações mais baixas, obtém-se concentrados mais puros (BARROS, 1997).

- Espessura da camada de espuma. Essa consiste em uma variável muito importante na flotação e comanda diretamente seu desempenho. A estabilidade para que as bolhas não estourem a velocidade de transporte do conjunto bolha-quartzo para a calha de rejeito e a recuperação, são fortemente afetadas pela espessura da camada de espuma. Um dos principais fatores de estabilidade da espuma é quantidade de material a ser flotado. Camadas de espuma com pequena espessura geram bolhas instáveis e desprendimento do quartzo, elevam o teor de ferro no rejeito por arraste hidrodinâmico e, conseqüentemente, perda de recuperação. Camadas de espumas com elevada espessura ocasiona aumento da densidade e dificuldade de fluidez para a calha de rejeito, ocasionando coalescência das bolhas e turbulência.
- Depressores. Esses reagentes têm a função de elevar a afinidade dos minerais de ferro com a água, tornando-os mais hidrofílicos. A baixa dosagem específica gera espuma carregada de minerais de hematita e perda de recuperação. Sua dosagem em excesso deprime o quartzo e aumenta teor de sílica no concentrado, além de gerar má formação e instabilidade de bolhas.
- Coletores. Esses reagentes atuam na interface sólido/líquido, tornando a superfície do mineral mais hidrofóbica. Sua dosagem em excesso gera espuma carregada com minerais de ferro, elevando teor de ferro no rejeito e reduzindo recuperação.

#### 4.2.3. Parâmetros de avaliação da eficiência na flotação

##### 4.2.3.1 Recuperação metalúrgica na flotação

A recuperação metalúrgica na flotação é definida como a relação entre a quantidade de substância de interesse contida no concentrado e a quantidade de substância de interesse contida na alimentação desse processo. O parâmetro indica a eficiência do processo de flotação, podendo ser calculado por meio da Equação 1.

$$R = \frac{c(a-e)}{a(c-e)} \cdot 100$$

Equação 1

Onde:

R= recuperação metalúrgica do componente “i”

a = teor do componente “i” na alimentação

c = teor do componente “i” no concentrado

e = teor do componente “i” no rejeito

#### 4.2.3.2 Índice de seletividade Gaudin na flotação

Além da recuperação metalúrgica, comumente utiliza-se o índice de seletividade de Gaudin, com a finalidade de avaliar o desempenho da flotação (COSTA, 2009). Esse índice pode ser expresso pela Equação 2:

$$I.S. = \sqrt{\left( \frac{R_{util}}{R_{ganga}} \times \frac{(1 - R_{ganga})}{(1 - R_{util})} \right)}$$

Equação 2

Onde:

R útil = recuperação de substância de interesse no concentrado

R ganga = recuperação de ganga no concentrado

#### 4.2.4 Reagentes utilizados na flotação

##### 4.2.4.1 Depressores

Amidos são depressores universais de óxidos de ferro na flotação de minérios de ferro. O reagente pode ser extraído de diversas espécies vegetais tais como milho, mandioca, batata, trigo, arroz, dentre outras. Na indústria mineral, amidos de milho são as espécies mais largamente utilizadas (CHAVES, 2006). No processo de flotação catiônica de minérios de ferro, o amido é o depressor tradicionalmente utilizado para modificar a superfície da hematita, tornando-a mais hidrofílica e impedindo a adsorção do coletor.

De acordo com CHAVES (2006), os amidos são insolúveis em água fria, existindo duas estratégias para sua solubilização: aquecimento da suspensão de amido em água a 56° ou adição de NaOH (soda cáustica). Devido aos inconvenientes de uso de água quente em um concentrador, as empresas do setor utilizam a soda.

A gelatinização do amido consiste na destruição da carapaça dos grãos e consequente liberação da matéria ativa (amilose e amilopectina) para solução. As micelas decorrentes do processo de gelatinização adsorvem uma parte do álcali e a concentração de NaOH na solução é reduzida (TURRER, 2007). O tempo de gelatinização médio empregado na indústria mineral de ferro é de 30 minutos. A figura 16 elucida o processo de gelatinização do amido.

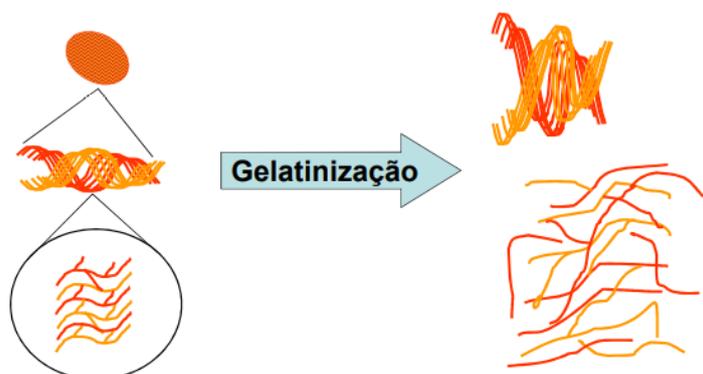


Figura 16. Representação do processo de gelatinização do amido (Vale, 2016).

#### 4.2.4.2 Espumantes

De acordo com Bulatovic (2007), espumantes são compostos tensoativos heteropolares que contém um grupo polar e um radical hidrocarbônico, que possuem capacidade de adsorver na interface gás-líquido. As moléculas do espumante se arranjam na interface gás-líquido de tal forma que o grupo polar ou hidrofílico é orientado na fase líquida, e o grupo hidrofóbico ou a cadeia de hidrocarboneto não polar se orienta na fase gasosa.

Os espumantes diminuem a tensão superficial da interface ar-água e formam um envelope ao redor das bolhas, o que eleva a estabilidade e, com isso, aumenta as condições para a coleta das partículas do mineral hidrofobizado (BULATOVIC, 2007 e CHAVES et al., 2010).

Segundo Bulatovic (2007), para se obter uma espuma estável, deve-se garantir mecanismos para retardar a perda de líquido entre as bolhas de gás e para evitar a ruptura da lamela quando submetida a mecanismos de choque ou quando uma certa espessura crítica é atingida (50 a 100 Å), ou seja, a bolha não pode estourar durante a colisão com as partículas e/ou devido ao adelgaçamento do filme líquido.

Na flotação catiônica reversa de minério de ferro, as aminas apresentam duas formas: iônica e/ou molecular. De forma geral, a espécie iônica atua como coletora e a molecular como espumante. Em pH 10,5 a amina apresenta-se 50% iônica e 50% molecular.

#### 4.2.4.3 Coletores

Os coletores são reagentes que atuam na interface sólido/líquido, elevando a hidrofobicidade da superfície do mineral. No processo de flotação catiônica reversa de minérios de ferro, a amina é o coletor amplamente utilizado, tendo a função de modificar a superfície do mineral de quartzo de hidrofílico para hidrofóbico. O quartzo tem sua característica superficial modificada tornando-se apolar e, assim, com afinidade pelas bolhas de ar.

As aminas mais utilizadas na flotação de minérios de ferro são as éter monoaminas e éter diaminas. Esses reagentes são coletores catiônicos que possuem o grupo polar com átomos que fazem ligação covalente, possuindo um momento de dipolo permanente (cabeça polar). O grupo apolar é desprovido de dipolo permanente e constitui a porção hidrofóbica da espécie (cauda).

#### 4.2.5 Aminas

De acordo com Lopes (2009), na flotação catiônica reversa de minério de ferro, o quartzo é coletado por um reagente catiônico adicionado ao processo após a depressão dos minerais de ferro por reagentes da família do amido ou dextrina. O reagente catiônico empregado como coletor na flotação reversa de minérios de ferro pertence ao grupo das aminas.

A figura 17 elucida a dissociação das aminas em função do pH. Observa-se que o limiar da forma iônica ( $\text{RNH}_3^+$ ) é encontrado próximo do pH 9. Essa forma é responsável pela adsorção na superfície dos minerais. Na faixa de pH 9 a 11 coexistem tanto a forma iônica quanto a forma molecular ( $\text{RNH}_2$ ). Nessa situação é possível a coleta dos minerais através da forma iônica e a formação de espuma através da adsorção da amina molecular na interface líquido/gás.

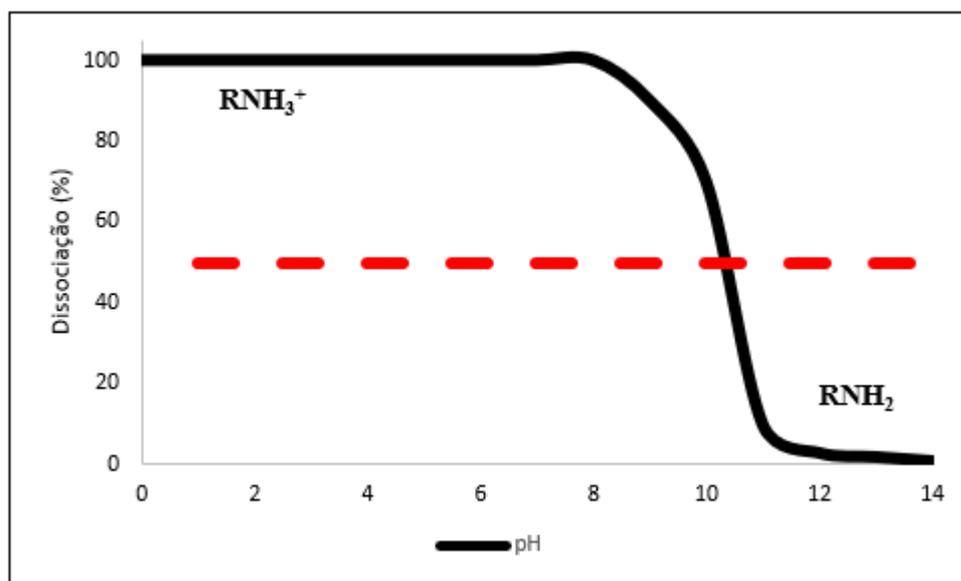


Figura 17. Dissociação das aminas em função do pH (Bulatovic, 2007).

A adsorção da amina sobre a superfície do quartzo em pH 10,5 se deve a atração eletrostática entre a superfície desses minerais, carregada negativamente, e o cátion eteramônio, além das ligações de van der Waals entre as cadeias carbônicas do íon eteramônio entre si e da eteramina molecular (LOPES, 2009).

Segundo Smith e Akhtar (1976), o mecanismo de adsorção da amina é atração eletrostática inicial entre a cabeça polar ionizada do coletor e a superfície mineral com carga oposta, seguida da formação de hemimicelas por ligações de van der Waals entre os radicais do coletor. A adsorção de íons individuais (esquerda) não hidrofobiza a partícula. A figura 18 ilustra a formação de hemimicelas (centro), que imobiliza o coletor adsorvido. A adsorção em multicamadas (direita) traz de volta a partícula à sua condição hidrofílica.

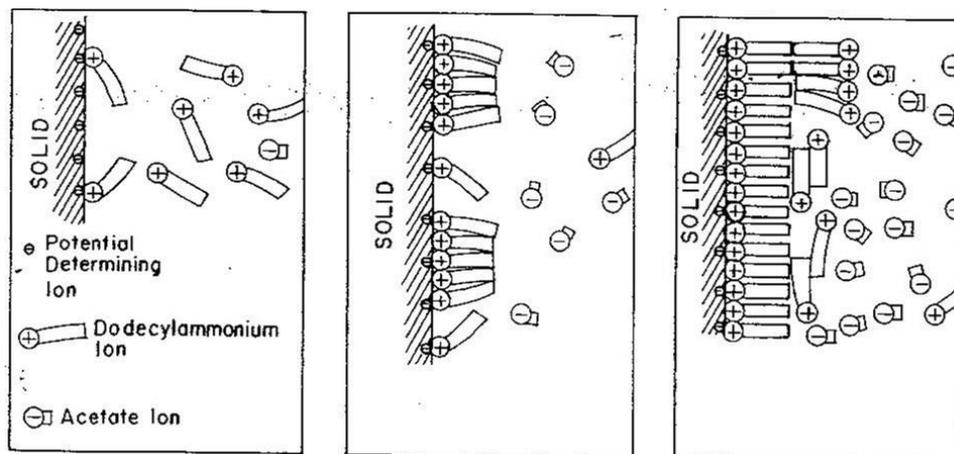


Figura 18. Desenho esquemático da adsorção de íons individuais (esquerda), formação hemimicelas (centro) e multicamada (direita) (adaptado de Smith & Akhtar, 1976).

Segundo FUERSTENAU (1982), as aminas podem ser classificadas em função do número de radicais hidrocarbônicos ligados ao átomo de nitrogênio, definindo-as como primárias, secundárias, terciárias e quaternárias. As aminas primárias, secundárias e terciárias são bases fracas e, sua ionização varia em função do pH (vide figura 19) enquanto as quaternárias são bases fortes.

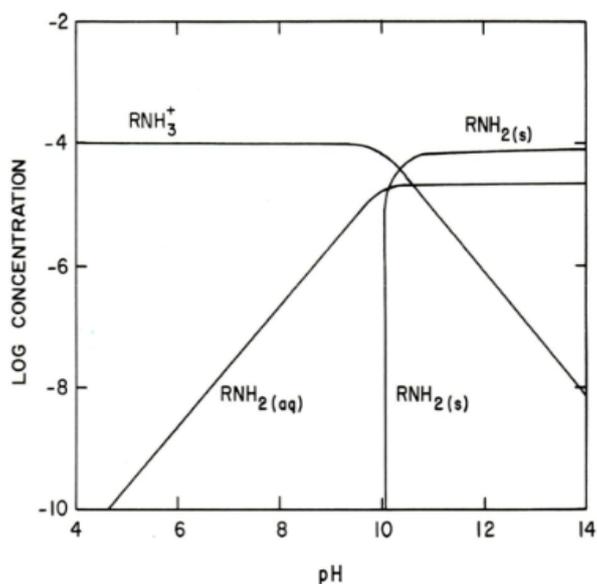


Figura 19. Diagrama de especiação da amina em função do pH, dodecilamina =  $10^{-4}$  mol/L (Fuerstenau, 1982).

#### 4.2.5.1 Éter aminas

Os coletores mais utilizados na flotação catiônica reversa de minério de ferro são as éter aminas parcialmente neutralizadas com ácido acético (formando assim o sal acetato de éter amina), que se dividem entre as éter monoaminas ( $R-O(CH_2)_3NH_2$ ) e as éter diaminas ( $R-O(CH_2)_3NH(CH_2)_3NH_2$ ), onde o R é o nome genérico dado a qualquer grupo de hidrocarbonetos saturado ou insaturado. Além dessa clássica diferenciação, as éter aminas podem ainda apresentar diferenças quanto às fontes de matéria-prima, tamanho e tipo da cadeia hidrocarbônica e grau de neutralização (CASSOLA et al., 2011).

Estudos sobre a aplicação de éter aminas na flotação catiônica reversa de minério de ferro atestam que a éter monoamina é o coletor mais eficaz para certos tipos de minérios de ferro, enquanto para outros tipos de minérios de ferro, a éter diamina proporciona melhores resultados (FILIPPOV et al., 2010).

A principal propriedade das eteraminas utilizadas na flotação do minério de ferro, em soluções aquosas, é a hidrólise ou dissociação da molécula, sendo que as espécies estabilizadas são favorecidas pela acidez e as moleculares pela alcalinidade (PERES et al., 2012).

Segundo PAPINI et al. (2001), para a flotação catiônica reversa de minério de ferro hematítico, as éter aminas foram os melhores coletores para este sistema de flotação. A presença do grupo hidrofílico  $O(CH_2)_3$  aumenta a solubilidade do reagente, o que facilita o seu acesso nas interfaces sólido-líquido e líquido-gás. A elasticidade do filme líquido que está envolto nas bolhas também é melhorada, gerando uma espuma com boas características.

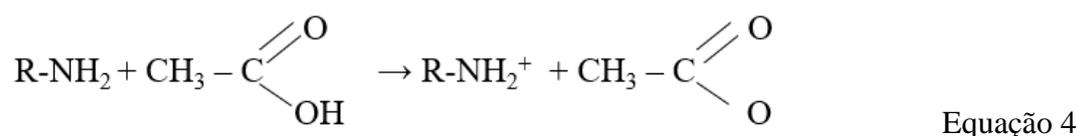
O composto éter monoamina (N-alkiloxipropilamina) é obtido em uma reação que envolve duas etapas. Na primeira, um álcool sintético reage com a acrilonitrila produzindo éter nitrila, em uma reação de adição, conforme Equação 3 (NEDER, 2005):



#### 4.2.5.2 Neutralização de aminas

Na concentração de minérios de ferro itabiríticos, para que a adsorção das aminas aconteça efetivamente na superfície do quartzo, faz-se necessário que o reagente esteja como espécie ionizada. Para isso as aminas são parcialmente neutralizadas, aumentando sua solubilização e dispersão em água (PERES et al., 2012).

Assim, como as aminas apresentam relativamente baixa solubilidade é importante sua reação com um ácido formando um sal, o que é conhecido como reação de neutralização. As aminas são comumente neutralizadas com ácido acético ou mesmo com o ácido clorídrico. A Equação 4 apresenta a reação de neutralização.



Nesse caso, R, é um grupo genérico, podendo ser um éter. A neutralização das aminas, na prática industrial, não atinge 100%, geralmente variando entre 30% e 70% (CHAVES,2006). Valores baixos de neutralização não ionizam cátions do grupo amina o suficiente para os requisitos da flotação, enquanto valores altos de neutralização impedem a presença de aminas não ionizadas, que são importantes para diminuir a repulsão eletrostática que ocorre na superfície do quartzo devido aos cátions adsorvidos, além de atuarem como espumante.

A neutralização parcial das éter aminas desloca a curva de ionização para a direita, gerando um aumento na concentração da amina na forma iônica. Os resultados de performance da flotação apresentam considerável variação para éter aminas com diferentes graus de neutralização MAGRIOTIS (1995).

#### 4.2.6 Flotação de quartzo grosso

Por muitos anos, o beneficiamento de óxidos metálicos contendo sílica tem sido realizado por flotação reversa da sílica. Embora a sílica ocorra em várias estruturas cristalinas, ela está presente na natureza principalmente como quartzo. Muitos minérios, dentre eles os minérios de ferro, contêm o quartzo como um dos minerais de ganga.

Bazin (2001), afirma que partículas minerais dos mais variados tamanhos são encontradas na polpa durante a flotação. O tamanho da partícula pode variar de décimos de milímetro a micrômetros. A prática industrial e as numerosas investigações mostram que a extensão da flotação de um mineral depende de seu tamanho. Dessa forma, o tamanho das partículas minerais presentes na polpa torna-se, também, uma importante variável na sequência de eventos que levam à flotação de uma partícula

Segundo VIEIRA (2015), a baixa flotação do quartzo grosso causa significativos problemas em vários circuitos de flotação de minérios de ferro. Nesses circuitos, observa-se que partículas de quartzo com diâmetro superior a 0,150 mm apresentam baixa resposta à flotação, contaminando o concentrado.

Grande parte dos resultados observados em diversos estudos sobre o tema, relatam que: a menor recuperação de partículas finas é atribuída a uma menor probabilidade de colisão dessas partículas com as bolhas de ar, enquanto que, para as partículas grossas, o decréscimo na recuperação é explicado pela baixa estabilidade do agregado partícula-bolha formado, devido ao tamanho, ao peso e à insuficiente cobertura hidrofóbica das suas superfícies (VIEIRA, 2015).

De acordo com AHMED e STECHEMESSER (2000), uma forma de aumentar essa estabilidade seria através do aumento das forças atrativas ou através da diminuição das forças de ruptura. O primeiro efeito pode ser alcançado pelo aumento do grau de hidrofobicidade através da utilização de um coletor seletivo e de uma dosagem ótima do mesmo. Além disso, é imprescindível definir as demais condições de flotação mais favoráveis à manutenção do agregado partícula-bolha formado.

Em estudos desenvolvidos por VIEIRA (2015), com quartzo na faixa de  $-0,297 \text{ mm} + 0,150 \text{ mm}$ , observa-se que a faixa de pH próximo à 10,5, independente da dosagem de coletor não favorece a flotação de quartzo grosso. À medida que ocorre a redução do pH há melhores condições de flotação, sendo que para o pH 10, requer-se dosagem específica em um patamar médio; enquanto pH próximo a 9 demanda menor dosagem de coletor.

O presente trabalho abordará uma série de ensaios em escala bancada, avaliando a eficiência de diversos tipos coletores para flotação de itabirito compacto.

## 5 METODOLOGIA

Neste capítulo são apresentados os materiais e métodos utilizados para o desenvolvimento do presente trabalho.

### 5.1 Composição e preparação das amostras

A amostra estudada pelo trabalho é proveniente do Quadrilátero Ferrífero, mais especificamente das minas a céu aberto de Itabira, que apresentam teor de ferro médio entre 39 à 43% nos minérios itabiríticos. Ela passou pelas operações de britagem, moagem e deslamagem e foi coletada em polpa, no recalque do sistema de bombeamento de alimentação da flotação. A amostra passou pelo processo de preparação descrito no fluxograma da figura 20.

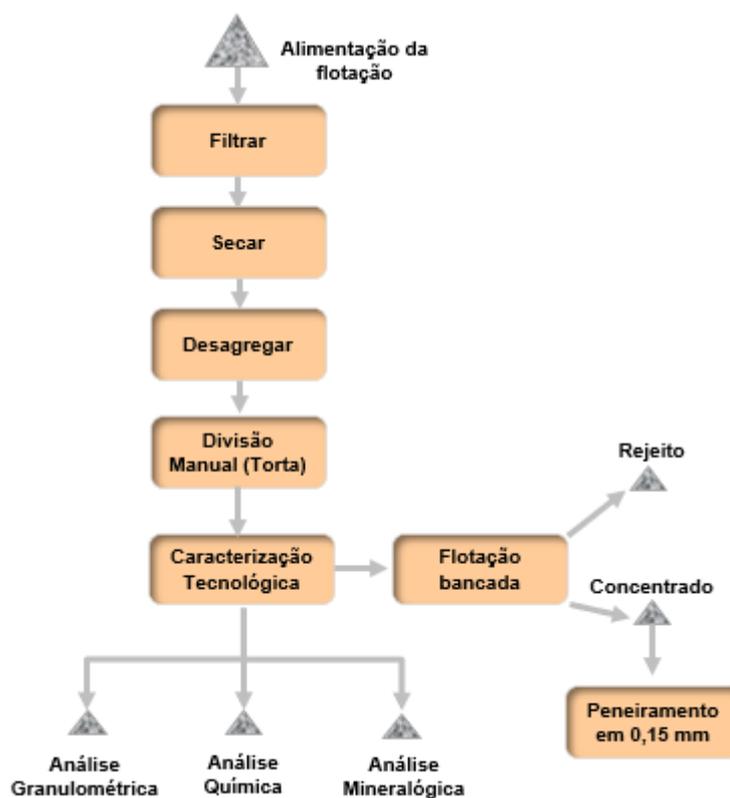


Figura 20. Fluxograma de preparação da amostra de minério de ferro itabirítico.

A amostra teve a umidade reduzida através de filtro à vácuo, passou por secagem em estufa com temperatura a 105°C. A homogeneização feita através de pilhas cônicas e a

redução da massa foi realizada através do método de quarteamento em bancada, como mostra a figura 21.

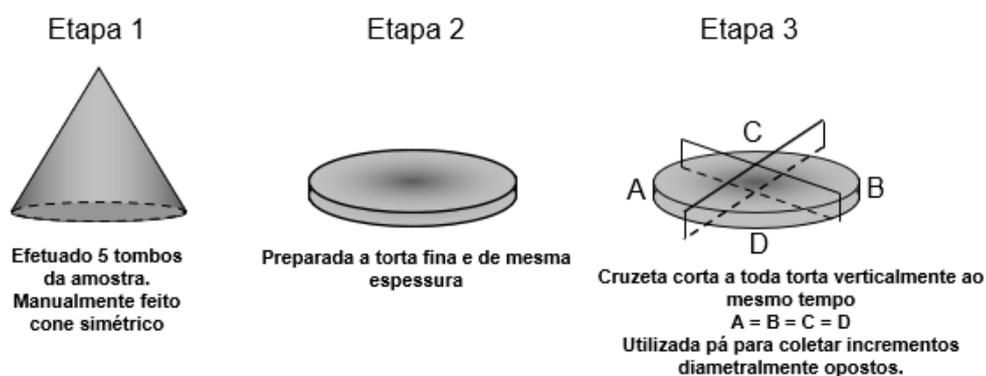


Figura 21. Método de divisão de amostra por cone simétrico.

## 5.2 Caracterização da amostra

A caracterização tecnológica da amostra foi realizada em dois locais distintos: análise granulométrica e química no Laboratório Central de Itabira; enquanto análise mineralógica, no Centro de Desenvolvimento Mineral (CDM), em Belo Horizonte.

### 5.2.1 Análise granulométrica

Para determinação da distribuição granulométrica da amostra objeto deste estudo, foi realizado o peneiramento a úmido em um peneirador suspenso com acionamento pneumático, como elucida a figura 22.

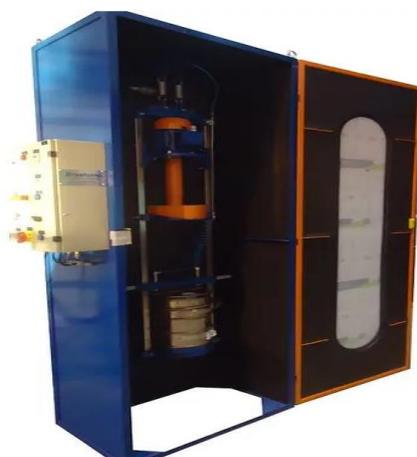


Figura 22. Peneirador suspenso

No equipamento foi utilizado um jogo de 9 peneiras redondas com a seguinte sequência de malhas: 1,0 mm; 0,500 mm; 0,420 mm; 0,300 mm; 0,210 mm; 0,150 mm; 0,105 mm; 0,075 mm; 0,045 mm e posicionado um balde de 40 litros para coleta do material passante na malha de 0,045 mm.

No ensaio, adicionou-se uma alíquota de 120 g alimentando o jogo de peneiras, acionou-se o travamento da tampa para fixação das peneiras e ajustou-se a vazão de água de arraste. O temporizador do ensaio foi regulado para 10 minutos e o equipamento ligado. Após o peneiramento posicionou-se o jogo de peneiras sobre um recipiente, lavou-se as bordas, sendo coletadas as massas retidas em bandejas e colocadas para secar em estufa. O passante em 0,045 mm acondicionado no balde foi filtrado e também seco em estufa. Após secagem das amostras as massas retidas em cada malha são pesadas.

### 5.2.2 Análise química

Na realização da análise química, a amostra foi homogeneizada por meio de formação de cones (3 tombos), desfazendo todas as aglomerações presentes. Em seguida, formou-se uma torta com camada uniforme e, posteriormente, foram coletados, de forma aleatória, vários incrementos até compor a massa de 570 a 630 g. Esta massa foi pulverizada no equipamento LM2, próprio para redução de tamanho de materiais com top size de 6,0 mm durante 120 segundos. Após foram coletadas 40g para nova pulverização à seco em moinho Herzog HSM100 (figura 23) durante 90 segundos.



Figura 23. Moinho pulverizador Herzog modelo HSM100.

A amostra-teste de 40g foi homogeneizada no próprio recipiente e seca em estufa a  $105 \pm 5^\circ\text{C}$  por 1 hora. Após esse tempo, a massa foi transferida para o dessecador para resfriar por 30 minutos. Atingida a temperatura ambiente pesou-se ( $0,6800 \pm 0,0002$ ) g da amostra e ( $5,4400 \pm 0,004$ ) g do fundente da mistura de boratos de Lítio e realizou-se a mistura até obter o aspecto uniforme.

A mistura amostra mais fundente foi, então, transferida para um cadinho de platina (95% PT /5% AU) para realização da fusão. Após a fusão e formação da perola, a pastilha foi levada para o espectrômetro de fluorescência de raios X (figura 24) para leitura dos elementos presentes em sua composição.



Figura 24. Espectrômetro de fluorescência de raios X.

### 5.2.3 Análise mineralógica

A quantificação dos minerais foi efetuada via microscopia ótica de luz refletida, sendo utilizados microscópios petrográficos Leica, modelos DMLP, DM2500P e DM6000M (analisador de imagens). A seção polida a ser analisada foi inicialmente posicionada de forma que pelo menos uma divisória da mesma estivesse paralela a uma das escalas da platina giratória do microscópio. Tal procedimento garante maior possibilidade de deslocamentos dentro da seção, condição necessária para a execução das análises mineralógicas.

Na figura 25 pode-se observar os três possíveis sistemas de observação ao microscópio ótico: luz natural polarizada, sistema ortoscópico e sistema conoscópico. O microscópio, com todos os elementos introduzidos no circuito ótico constitui o sistema

de observação conoscópico. Retirando-se a lente de Amici-Bertrand, a observação é feita ortoscópicamente. Quando se faz a observação microscópica sem o analisador e a lente de Amici-Bertrand tem-se a observação sob luz natural ou com nicóis paralelos.

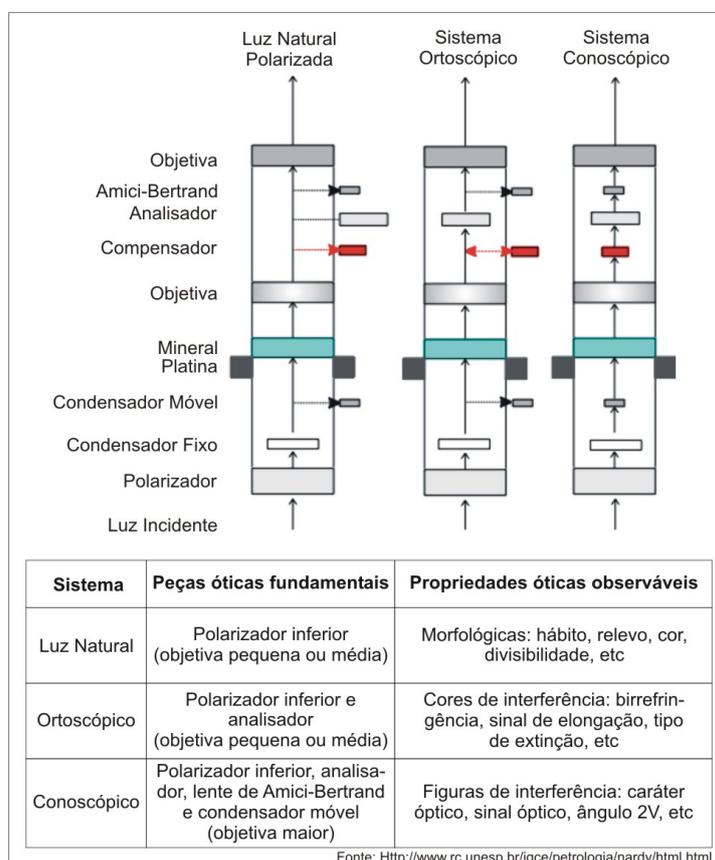


Figura 25. Sistema de observação microscópica (Fujimori, 1979).

Para identificação dos minerais via microscopia ótica de luz refletida foram avaliadas propriedades essencialmente qualitativas: cor, reflexões internas, dureza e morfologia. Para a quantificação das fases minerais foi utilizada uma determinada lente objetiva que permita visualização de pelo menos 20 partículas por campo visual, sendo analisados 25 campos. Esse número foi determinado buscando abranger uma parcela estatisticamente representativa da seção polida analisada. Inicialmente posiciona-se o foco das lentes na interseção das divisórias de seção utilizando-se a objetiva de 50x. Ajustou-se, então, o aumento para a objetiva adequada para análise, posicionando-se o foco no primeiro campo visual.

Durante a quantificação por classe de partícula, deve-se quantificar a porosidade por partícula e anota-se na planilha de análise levando-se em consideração o primeiro número da divisão por classe. Ex.: 10% de poro, anota-se na classe 10-90.

Efetuada a quantificação, retornou-se para a objetiva de deslocamento, realizando a mudança de campo com caminhamento em "zig-zag". O deslocamento foi realizado de forma que não houvesse coincidência de campos a serem analisados. Para quantificação utilizou-se o método de estimativa de área, ou seja, em cada campo visual foram estimados os percentuais em área ocupados pelas diversas espécies minerais. Os microscópios oferecem, no campo de visualização, grades de referência para estimativa de área, como pode-se observar na figura 26.

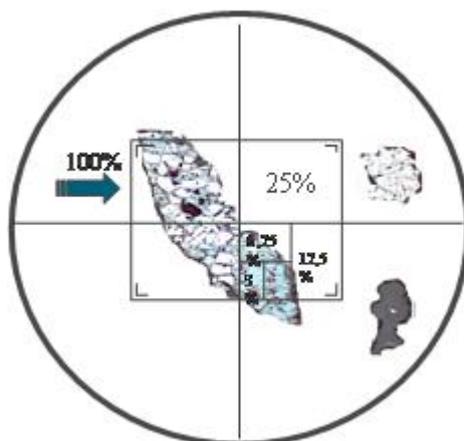


Figura 26. Grade do microscópio, para estimativa de área das partículas (Fujimori, 1979).

Os valores de área foram inseridos em planilha padrão no formato Excel, a qual efetua os cálculos de multiplicação da área ocupada pelo mineral em cada campo pela densidade do mesmo (conversão de área para massa), e o fechamento das análises na forma percentual. O percentual de participação de cada mineral é a média dos valores obtidos nos 25 campos visuais analisados.

### 5.3 Teste flotação exaustão em bancada

Inicialmente, foi preparada a solução de coletor. Com o auxílio de um bequer, foi pesado 20g da solução de coletor concentrado (in natura), em seguida adicionado água

até atingir a massa desejada para a concentração final da solução p/p em 1%, que foi homogeneizada usando um agitador magnético por 7 minutos.

Para preparação do depressor, adicionou-se em um recipiente 1,779 litros de água e 221g de amido de milho para diluição primária do Flokit 335. Posteriormente, adicionou-se lentamente o depressor no recipiente em agitação por 10 minutos. Após esse período foi adicionada a solução de 88,4g de soda cáustica concentrada a 50% para o processo de gelatinização do amido.

Após 20 minutos de agitação, adicionou-se a massa de água para a diluição secundária do amido, para obter-se uma solução final com concentração p/p de 1%.

Finalizada a preparação da amina e do amido, foi coletada uma pequena quantidade da solução e inserida no prisma de um refratômetro (figura 27), um instrumento óptico utilizado para medir o índice de refração de uma substância translúcida. Esse procedimento tem a finalidade de garantir que a concentração das soluções preparadas está em conformidade com os valores propostos (1% p/p).



Figura 27. Refratômetro óptico.

Para realizar os ensaios de flotação em bancada, adicionou-se à cuba da célula de flotação (figura 28) a quantidade de água definida para obtenção de uma polpa com 55% (valor utilizado industrialmente), e, após ligar o rotor da máquina de flotação,

adicionou-se 1.173g de amostra. Em seguida, foi ajustada a rotação da máquina de flotação para o 1100 RPM.

Efetuuou-se, então, a medição do valor do pH da polpa anteriormente à adição dos reagentes. Adicionou-se à polpa de minério a solução de depressor conforme dosagem pré-estabelecida e marcou-se 3 minutos para condicionamento. No decorrer desse intervalo de tempo, ajustou-se o pH da polpa para 9,8. Em seguida adicionou-se a solução de coletor conforme dosagem pré-estabelecida, cronometrando 1 minuto para condicionamento.



Figura 28. Célula de flotação em bancada, marca CDC, modelo CFE-100.

Posicionou-se o recipiente para coletar o rejeito (espuma), sendo posteriormente liberada a injeção de ar através da válvula. O tempo de flotação foi medido a partir desse ponto. A coleta do material flotado é realizada manualmente com o auxílio de pás coletoras, e durante a flotação adicionou-se água (no pH do ensaio) para repor o nível de polpa na cuba sempre que necessário. Após 180 segundos de exaustão da flotação, que é caracterizada pela espuma desmineralizada, foi registrado o pH final da polpa.

Com o término do ensaio, as amostras de concentrado e rejeito foram filtradas em filtro de pressão, sendo posteriormente secas em estufa a aproximadamente 105°C, pesadas, desagregadas, quarteadas em divisor rotativo e enviadas para análise química e granulométrica (apenas o concentrado).

Para execução dos testes de flotação, foram utilizadas 10 aminas de 4 fornecedores distintos (vide tabela 2), subdivididos em três etapas, que serão descritas nos tópicos a seguir.

Tabela 2. Relação de coletores utilizados nos testes de flotação em bancada.

**Relação de coletores**

Coletor	Fornecedor	Classificação	Grau de neutralização	Tamanho da cadeia
Flotigam 7100	Clariant	Éteramina	50%	Confidencial
Flotigam 10138	Clariant	Éteramina	Sem neutralização	Confidencial
Flotigam 18000	Clariant	Éteramina	Sem neutralização	Confidencial
Lilafлот 811 M	Nouryon	Etermonoaminas	10-30%	Faixa de C10–C14
Lilafлот 822 M	Nouryon	Etermonoaminas	10-30%	Faixa de C10–C14
Flotasil R2OPX51	Quimi Kao	Éteramina	15-30%	Confidencial
Colmin C10R30	Quimi Kao	Éteramina	30%	Confidencial
Colmin E107-2	Quimi Kao	Éteramina	15-30%	Confidencial
Arosurf MG70A30	Evonik	Éteramina	30%	Comprimento médio de cadeia carbônica
Tomamine M4713	Evonik	Éteramina	30%	Comprimento médio de cadeia carbônica

### 5.3.1 Testes variando dosagem específica de coletor

Na primeira rodada de testes de flotação em bancada, foram fixados todos os parâmetros de processo, exceto tipo de coletor e sua respectiva dosagem específica. O volume da cuba utilizada no ensaio foi de 1.250 mL, rotação de trabalho de 1.100 RPM (sentido horário), 55% de sólidos da polpa em peso, tempo de coleta de 180 segundos, relação amido/soda de 5/1, amido de milho com dosagem específica de 380 g/t e pH de trabalho igual a 9,8.

Todos os coletores elencados na tabela 2 foram utilizados nessa fase do estudo em três ensaios diferentes, onde a variação do teste foi a dosagem específica de coletor, iniciando em 90 g/t, posteriormente, elevando esse valor para 100 g/t e 110 g/t.

A finalidade da primeira rodada de testes foi avaliar o impacto da variação de dosagem específica nas variáveis de processo recuperação metalúrgica, índice de seletividade, teor de sílica no concentrado e teor de ferro no rejeito. Diante dos dados, buscou-se analisar o melhor custo-benefício, haja visto que atualmente o insumo em questão (amina), é o mais caro utilizado nas usinas de tratamento mineral da Vale em Itabira/MG.

Na tabela 3, é descrito detalhadamente os valores utilizados nos 30 testes de flotação variando tipo e dosagem específica de amina.

Tabela 3. Condições operacionais da Primeira rodada de testes de flotação em bancada.

VARIÁVEIS DE PROCESSO PARA TESTE DE FLOTAÇÃO EM BANCADA												
Nº Teste	Cuba (mL)	Rotação (rpm)	Sólidos (%)	Tempo Coleta (s)	Relação Depressor/Soda	Coletor				Depressor		pH
						Tipo	g/t SiO <sub>2</sub>	g/t AL	Obs.	Tipo	g/t	
Teste 1	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 7100	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,80
Teste 2	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 7100	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,78
Teste 3	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 7100	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,82
Teste 4	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 10138	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,82
Teste 5	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 10138	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,79
Teste 6	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 10138	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,83
Teste 7	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 18000	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,81
Teste 8	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 18000	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,81
Teste 9	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 18000	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,78
Teste 10	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflot 811 M	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,80
Teste 11	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflot 811 M	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,77
Teste 12	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflot 811 M	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,78
Teste 13	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflot 822 M	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,79
Teste 14	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflot 822 M	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,80
Teste 15	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflot 822 M	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,77
Teste 16	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotasil R2OPX51	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,79
Teste 17	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotasil R2OPX51	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,79
Teste 18	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotasil R2OPX51	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,79
Teste 19	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin C10R30	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,77
Teste 20	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin C10R30	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,77
Teste 21	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin C10R30	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,82
Teste 22	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin E107-2	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,79
Teste 23	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin E107-2	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,81
Teste 24	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin E107-2	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,78
Teste 25	1250	1100	55,00	180	5/1	Arosurf MG70A30	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,74
Teste 26	1250	1100	55,00	180	5/1	Arosurf MG70A30	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,80
Teste 27	1250	1100	55,00	180	5/1	Arosurf MG70A30	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,82
Teste 28	1250	1100	55,00	180	5/1	Tomamine M4713	215,7	90,00	-	Flokit 335	380	9,80
Teste 29	1250	1100	55,00	180	5/1	Tomamine M4713	239,6	100,00	-	Flokit 335	380	9,80
Teste 30	1250	1100	55,00	180	5/1	Tomamine M4713	263,6	110,00	-	Flokit 335	380	9,82

### 5.3.2 Testes com dosagem estagiada de coletor

Na segunda rodada de testes de flotação em bancada foram mantidos todos os parâmetros de processo descritos no item 5.3.1.

Todos os coletores elencados na tabela 2 foram utilizados nessa fase do estudo em um ensaio único com dosagem específica fixada em 90 g/t. A dosagem, porém, foi realizada de forma “estagiada”, adicionando a cuba de flotação 70% da massa de amina durante o tempo de condicionamento e os 30% restante após 60 segundos de coleta do rejeito.

A finalidade da segunda rodada de testes foi avaliar o impacto da dosagem estagiada nas variáveis de processo recuperação metalúrgica, índice de seletividade, teor de sílica no concentrado e teor de ferro no rejeito. Buscou-se uma otimização da dosagem, uma vez que grande parte da amina é retirada do processo de flotação na etapa inicial de coleta, em virtude do elevado percentual de partículas de quartzo. Dessa forma foi dosado o coletor na flotação, mesmo que em menor quantidade, no momento em que a incidência de quartzo é menor dentro do regime de exaustão.

Na tabela 4, são descritos de forma detalhada os valores utilizados nos 10 testes de flotação, com dosagem específica de amina fixada em 90 g/t e sua utilização no processo sendo realizada de forma estagiada.

Tabela 4. Condições operacionais da Segunda rodada de testes de flotação em bancada.

VARIÁVEIS DE PROCESSO PARA TESTE DE FLOTAÇÃO EM BANCADA												
N° Teste	Cuba (mL)	Rotação (rpm)	Sólidos (%)	Tempo Coleta (s)	Relação Depressor/Soda	Coletor				Depressor		pH
						Tipo	g/t SiO <sub>2</sub>	g/t AL	Obs.	Tipo	g/t Trabalho	
Teste 31	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 7100	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,81
Teste 32	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 10138	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,82
Teste 33	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 18000	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,80
Teste 34	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflo 811 M	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,83
Teste 35	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilaflo 822 M	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,81
Teste 36	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotasil R2OPX51	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,80
Teste 37	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin C10R30	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,87
Teste 38	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin E107-2	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,80
Teste 39	1250	1100	55,00	180	5/1	Aerosurf MF70A30	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,83
Teste 40	1250	1100	55,00	180	5/1	Tomamine M4713	215,7	90,00	Dosagem Estagiada	Flokite 335	380	9,81

### 5.3.3 Testes utilizando co-coletor

Na terceira e última rodada de testes de flotação em bancada, foram mantidos todos os parâmetros de processo dos testes realizados nas etapas 1 e 2, porém utilizando um co-coletor.

Todos os coletores elencados na tabela 2 foram utilizados nessa fase do estudo em um ensaio único com dosagem específica fixada em 90 g/t. A diferença nessa rodada de testes foi a utilização de um co-coletor da Basf, denominado DP-OMC-1324 com

concentração final da solução p/p em 1%. Foi investigada a dosagem de 15 g/t, que foi realizada de forma conjunta com o coletor utilizado durante o tempo de condicionamento.

A finalidade da terceira rodada de testes foi avaliar o impacto da dosagem do co-coletor nas variáveis de processo recuperação metalúrgica, índice de seletividade, teor de sílica no e concentrado e teor de ferro no rejeito. Buscou-se uma potencialização da coleta do quartzo e, conseqüentemente, redução do teor de sílica no concentrado.

Na tabela 5 são descritos de forma detalhada os valores utilizados nos 10 testes de flotação, com a utilização do co-coletor.

Tabela 5. Condições operacionais da Terceira rodada de testes de flotação em bancada.

VARIÁVEIS DE PROCESSO PARA TESTE DE FLOTAÇÃO EM BANCADA												
N° Teste	Cuba (mL)	Rotação (rpm)	Sólidos (%)	Tempo Coleta (s)	Relação Depressor/So da	Coletor				Depressor		pH
						Tipo	g/t SiO <sub>2</sub>	g/t AL	Obs.	Tipo	g/t	
Teste 41	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 7100	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,81
Teste 42	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 10138	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,83
Teste 43	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotigam 18000	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,81
Teste 44	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilafлот 811 M	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,80
Teste 45	1250	1100	55,00	180	5/1	Lilafлот 822 M	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,81
Teste 46	1250	1100	55,00	180	5/1	Flotasil R2OPX51	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,81
Teste 47	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin C10R30	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,80
Teste 48	1250	1100	55,00	180	5/1	Colmin E107-2	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,81
Teste 49	1250	1100	55,00	180	5/1	Aerosurf MF70A30	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,84
Teste 50	1250	1100	55,00	180	5/1	Tomamine M4713	215,7	90,00	Co-coletor	Flokkit 335	380	9,82

#### 5.4 Teste de classificação do concentrado em peneiramento suspenso

Industrialmente o concentrado da flotação é direcionado para um peneiramento de alta frequência (PAF), que realiza um desbaste nesse fluxo, removendo considerável quantidade de quartzo grosseiro remanescente no concentrado em virtude de ineficiência na concentração. Em ocasiões que o concentrado da flotação possui qualidade compatível com as especificações programadas, é possível realizar o by-pass do PAF e direcionar o fluxo direto para a filtragem.

Visando avaliar essa alternativa para a redução do quartzo grosso no concentrado, foram realizados ensaios de peneiramento à úmido em um peneirador suspenso com acionamento pneumático, para simular a etapa PAF industrial.

No ensaio, foi montado no equipamento um jogo de peneiras redondas de 8” de diâmetro, com a seguinte sequência de malhas: 0,300 mm; 0,210 mm; 0,150 mm; e posicionado um balde de 40 litros para coleta do material passante na malha de 0,150 mm.

As amostras de concentrado tiveram a umidade reduzida via filtragem em um de filtro à vácuo, e passaram por secagem em estufa com temperatura a 105°C. Em seguida, o material foi homogeneizado por meio de pilhas cônicas e a redução da massa para o ensaio de granulometria foi realizada através do método de quarteamento em bancada.

No ensaio, adicionou-se uma alíquota de concentrado (de todos os 50 testes) de 120 g alimentando o jogo de peneiras, acionou-se o travamento da tampa para fixação das peneiras e ajusta-se a vazão de água de arraste. O temporizador do ensaio foi regulado para 10 minutos e equipamento foi ligado. Após peneiramento, o jogo de peneiras foi posicionado sobre um recipiente, lavou-se as bordas, e as massas retidas foram coletadas em bandejas e colocadas para secar em estufa. O passante em 0,150 mm acondicionado no balde foi filtrado e também seco em estufa.

Após secagem das amostras, as massas retidas em cada malha foram pesadas. Foram acumuladas as massas das malhas  $> 0,150$  mm e  $< 0,150$  mm, assim como na configuração industrial.

#### 5.4.1 Tratamento estatístico

Depois de finalizada a preparação dos fluxos, os dados foram compilados no software Minitab® 17 para a inserção das variáveis e dados do estudo. A seguir, foi feita a análise dos dados, utilizando a Carta de controle individual, uma ferramenta que faz uso da estatística para analisar graficamente a variabilidade do teor de ferro global e após o peneiramento.

Posteriormente, a ferramenta ANOVA foi utilizada para comparar a variância das médias de teores de ferro (antes e após peneiramento), com a finalidade de analisar se houve diferença significativa entre elas.

## 6 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste tópico o intuito objetiva-se avaliar a performance dos coletores utilizados no estudo, bem como, o impacto da variação de dosagem específica, dosagem estagiada e de co-coletor nos resultados dos testes de flotação em bancada de minério de ferro itabirítico com litologia compacta.

Também se avaliou a incidência de quartzo grosso na simulação do PAF e a especificação química do concentrado após peneiramento.

### 6.1 Resultados da caracterização

Nessa seção do trabalho serão apresentados os resultados de caracterização tecnológica da amostra estudada, detalhando as especificações granulométricas, químicas e mineralógicas.

#### 6.1.1 Distribuição granulométrica

Após realização de ensaio para determinação da distribuição granulométrica da alimentação da flotação usina Cauê, obteve-se a seguinte curva granulométrica, como representa a figura 29:

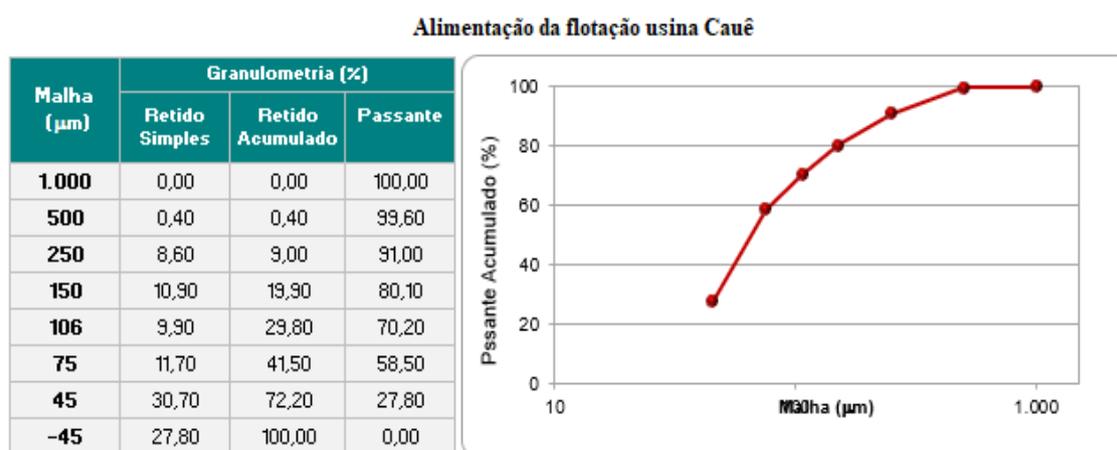


Figura 29. Distribuição granulométrica alimentação da flotação Cauê.

A amostra ensaiada apresenta 80,1% da massa passante na malha de 150 $\mu$ m. Normalmente o produto dessa etapa apresenta 84% da massa passante na malha de 150 $\mu$ m. Industrialmente, essa distribuição granulométrica gera distúrbios na coleta de quartzo, contaminando o fluxo de concentrado e conseqüentemente, gerando *pellet feed* fora dos limites de especificação.

### 6.1.2 Quantificação química

Na análise química foram quantificados os seguintes elementos: ferro, sílica, fósforo, alumina, manganês, dióxido de titânio, óxido de cálcio, óxido de magnésio e perda por calcinação. O resultado da amostra-teste é apresentado na tabela 6:

Tabela 6. Análise química alimentação da flotação Cauê.

Química Global (%)									
Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC	F.Q
39,60	41,73	0,013	0,40	0,140	0,031	0,110	0,090	0,01	99,21

Para validação da análise química foi feito o fechamento químico (figura 30), através de uma equação matemática utilizando os teores de cada substância. Valores entre 99% e 100,9% indicam representatividade na análise.

### Fechamento Químico

Minério de Ferro = Hematitas + Goethitas + Magnetita + Quartzo + Caulinita + Gibbíta + Óxidos de Manganês + ...



Minério de Ferro =  $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeO} \cdot \text{OH} \cdot n\text{H}_2\text{O} + \text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{SiO}_2 + \text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8 + \text{Al}(\text{OH})_3 + \text{MnO}_x + \dots$



Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC	FQ
59,17	8,24	0,028	0,280	0,154	0,014	3,283	1,165	2,28	100,12

↓	↓	↓	↓	↓	↓	↓	↓	↓	↓
<b>Fe x</b> 1,4297	SiO <sub>2</sub>	<b>P x</b> 2,2913	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>Mn x</b> 1,2912	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC	

Figura 30. Fechamento químico para minério de ferro.

### 6.1.3 Quantificação mineralógica

A amostra analisada apresenta constituição básica de hematita e quartzo (vide figura 31); sendo que as principais hematitas são caracterizadas como compactas e as principais morfologias como especular e lamelar (vide figura 32).

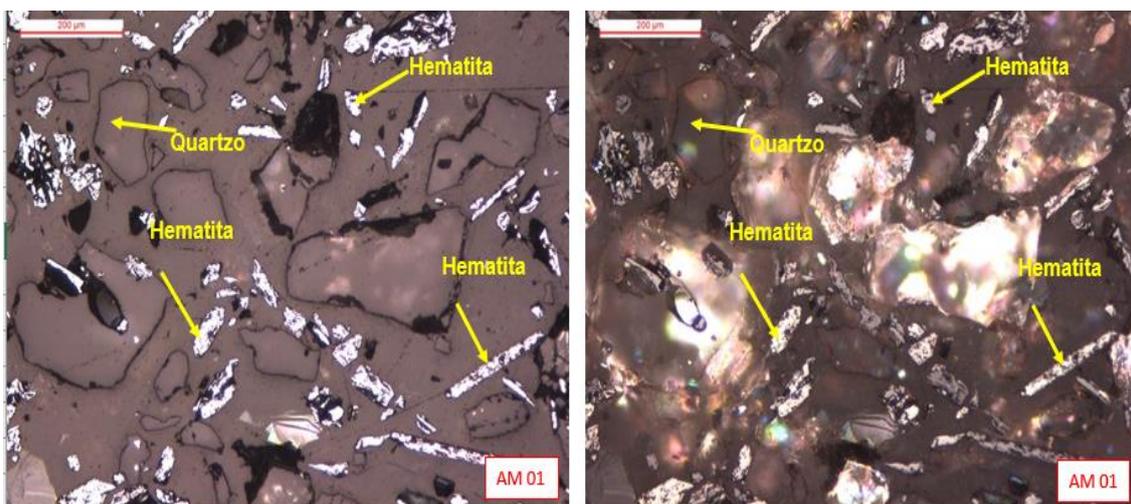
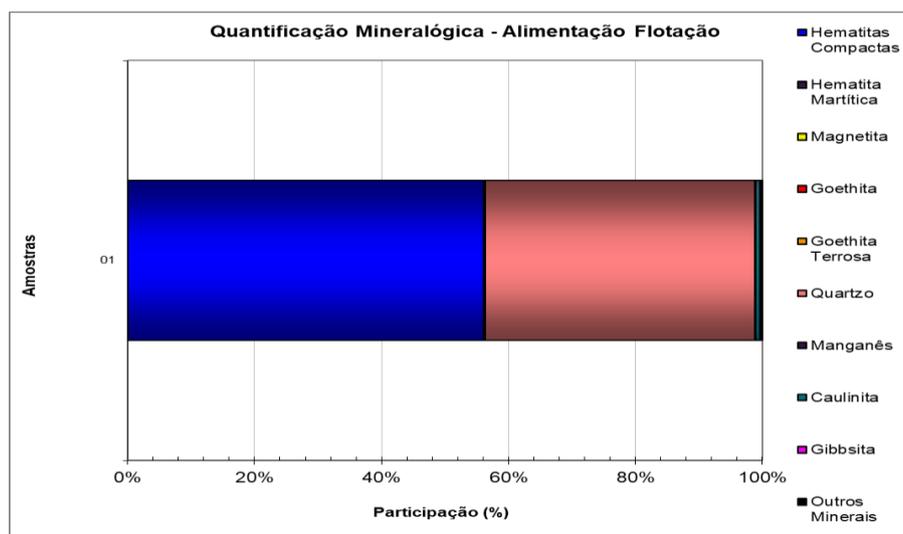


Figura 31. Fotomicrografias da alimentação da flotação Cauê.



Quantificação Mineralógica (%)														
HE	HL	HG	HS	HC	GMac	GO	QL	QM	QZ	MN	CA	GB	OT	Porosidade
17,57	28,46	9,92	0,09	56,04	0,27	0,30	41,72	0,68	42,41	0,20	0,60	0,11	0,34	19,76

#### Legenda

HL = Hematita Lamelar	HS = Hematita Sinuosa	GAnf = Goethita Anibolítica	QL = Quartzo Livre	GB = Gibbsita
HE = Hematita Especular	HC's = Hematitas compactas	GMac = Goethita Maciça	QM = Quartzo Misto	OT = Outros minerais
HG = Hematita Granular	HM = Hematita martítica	GO = Goethita	MN = Óxido de mangan	GCom = Goethita Compacta
HMic = Hematita Microcristalina	MA = Magnetita	GT = Goethita Terrosa	CA = Caulinita	

Figura 32. Quantificação mineralógica alimentação da flotação Cauê.

## 6.2 Ensaio de flotação com novos coletores em dosagem específica

Conforme descrito no capítulo Metodologia, nessa fase do estudo, foram realizados 30 testes de flotação, utilizando 10 coletores diferentes e variando a dosagem específica de coletor entre 90 g/t, 100 g/t e 110 g/t. Todos os demais parâmetros de processo foram fixados para que não houvesse inconsistência na avaliação dos resultados, levando em consideração os valores obtidos com foco no tipo de coletor e sua respectiva dosagem.

A tabela 7 apresenta os resultados obtidos na primeira rodada de testes.

Tabela 7. Resultados dos ensaios de flotação em bancada para novos coletores com dosagem específica

RESULTADOS TESTE FLOTAÇÃO EM BANCADA												
N° Teste	Fluxo	Química Global (%)									Rec. Metálica (%)	IS (Gaudin)
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC		
Teste 1	Concentrado	59,51	<b>12,06</b>	0,016	0,53	0,261	0,027	0,346	0,333	0,96	<b>61,57</b>	<b>3,44</b>
	Rejeito	<b>25,78</b>	61,68	0,012	0,41	0,051	0,015	0,062	0,194	0,27		
Teste 2	Concentrado	59,43	<b>12,33</b>	0,016	0,55	0,270	0,026	0,326	0,308	0,99	<b>71,18</b>	<b>3,91</b>
	Rejeito	<b>21,71</b>	68,86	0,010	0,25	0,053	0,008	0,047	0,200	0,41		
Teste 3	Concentrado	61,52	<b>9,16</b>	0,016	0,57	0,297	0,029	0,342	0,287	1,06	<b>59,16</b>	<b>4,00</b>
	Rejeito	<b>26,12</b>	62,30	0,014	0,56	0,046	0,014	0,088	0,239	0,31		
Teste 4	Concentrado	64,10	<b>4,98</b>	0,017	0,65	0,257	0,036	0,323	0,240	1,01	<b>72,29</b>	<b>6,78</b>
	Rejeito	<b>19,83</b>	70,81	0,010	0,23	0,048	0,006	0,039	0,230	0,33		
Teste 5	Concentrado	66,77	<b>1,93</b>	0,017	0,68	0,275	0,038	0,321	0,259	1,04	<b>66,65</b>	<b>10,42</b>
	Rejeito	<b>21,84</b>	68,60	0,013	0,34	0,053	0,007	0,057	0,266	0,22		
Teste 6	Concentrado	66,56	<b>1,44</b>	0,018	0,71	0,292	0,037	0,340	0,278	1,15	<b>56,33</b>	<b>10,49</b>
	Rejeito	<b>26,01</b>	61,91	0,011	0,38	0,046	0,014	0,051	0,182	0,27		
Teste 7	Concentrado	62,59	<b>6,77</b>	0,023	0,82	0,287	0,062	0,398	0,382	1,19	<b>74,81</b>	<b>5,96</b>
	Rejeito	<b>18,94</b>	72,67	0,011	0,38	0,044	0,008	0,042	0,253	0,34		
Teste 8	Concentrado	65,01	<b>3,40</b>	0,018	0,60	0,278	0,041	0,366	0,223	1,14	<b>64,70</b>	<b>7,42</b>
	Rejeito	<b>23,07</b>	66,35	0,011	0,30	0,047	0,009	0,044	0,189	0,24		
Teste 9	Concentrado	65,93	<b>3,04</b>	0,017	0,62	0,279	0,033	0,347	0,280	1,05	<b>68,27</b>	<b>8,30</b>
	Rejeito	<b>21,30</b>	67,66	0,011	0,35	0,049	0,008	0,050	0,234	0,23		
Teste 10	Concentrado	58,99	<b>12,06</b>	0,018	0,51	0,277	0,024	0,361	0,314	1,18	<b>56,95</b>	<b>3,26</b>
	Rejeito	<b>27,60</b>	59,91	0,012	0,45	0,066	0,015	0,055	0,178	0,36		
Teste 11	Concentrado	61,27	<b>9,52</b>	0,019	0,62	0,322	0,036	0,434	0,319	1,19	<b>49,58</b>	<b>3,52</b>
	Rejeito	<b>29,38</b>	56,47	0,011	0,35	0,049	0,015	0,053	0,174	0,52		
Teste 12	Concentrado	61,80	<b>7,93</b>	0,018	0,58	0,321	0,029	0,404	0,373	1,26	<b>48,43</b>	<b>3,84</b>
	Rejeito	<b>29,61</b>	56,11	0,012	0,38	0,053	0,016	0,058	0,173	0,31		
Teste 13	Concentrado	63,93	<b>6,19</b>	0,017	0,61	0,290	0,033	0,356	0,267	1,12	<b>59,47</b>	<b>5,09</b>
	Rejeito	<b>25,41</b>	63,77	0,010	0,30	0,041	0,012	0,049	0,227	0,17		
Teste 14	Concentrado	65,14	<b>5,05</b>	0,018	0,64	0,308	0,035	0,384	0,267	0,91	<b>62,70</b>	<b>5,92</b>
	Rejeito	<b>23,87</b>	64,96	0,010	0,33	0,045	0,012	0,051	0,219	0,47		
Teste 15	Concentrado	65,92	<b>2,31</b>	0,013	0,64	0,238	0,039	0,423	0,219	1,08	<b>58,60</b>	<b>8,43</b>
	Rejeito	<b>25,30</b>	63,02	0,013	0,39	0,047	0,012	0,067	0,257	0,32		
Teste 16	Concentrado	60,58	<b>9,87</b>	0,017	0,57	0,300	0,026	0,341	0,279	1,12	<b>45,89</b>	<b>3,34</b>
	Rejeito	<b>30,61</b>	55,73	0,011	0,33	0,045	0,015	0,050	0,164	0,20		
Teste 17	Concentrado	61,04	<b>9,46</b>	0,012	0,57	0,229	0,035	0,447	0,247	1,19	<b>49,72</b>	<b>3,55</b>
	Rejeito	<b>29,39</b>	57,25	0,012	0,41	0,048	0,017	0,054	0,225	0,36		
Teste 18	Concentrado	59,95	<b>12,16</b>	0,017	0,62	0,325	0,035	0,453	0,259	1,25	<b>54,78</b>	<b>3,20</b>
	Rejeito	<b>28,06</b>	58,18	0,011	0,37	0,047	0,015	0,051	0,200	0,12		
Teste 19	Concentrado	62,06	<b>7,56</b>	0,017	0,60	0,312	0,032	0,412	0,336	1,26	<b>55,95</b>	<b>4,24</b>
	Rejeito	<b>27,13</b>	59,53	0,012	0,38	0,047	0,014	0,057	0,214	0,08		
Teste 20	Concentrado	62,74	<b>6,94</b>	0,014	0,60	0,246	0,036	0,430	0,251	1,23	<b>65,78</b>	<b>5,06</b>
	Rejeito	<b>23,17</b>	65,74	0,012	0,36	0,044	0,012	0,048	0,209	0,30		
Teste 21	Concentrado	63,92	<b>6,58</b>	0,017	0,60	0,322	0,031	0,386	0,349	0,98	<b>46,36</b>	<b>4,28</b>
	Rejeito	<b>29,80</b>	56,26	0,012	0,35	0,047	0,014	0,053	0,171	0,22		
Teste 22	Concentrado	62,77	<b>8,25</b>	0,018	0,64	0,274	0,029	0,301	0,218	0,79	<b>51,84</b>	<b>3,92</b>
	Rejeito	<b>28,34</b>	57,27	0,012	0,82	0,048	0,015	0,078	0,210	0,23		
Teste 23	Concentrado	62,99	<b>7,44</b>	0,012	0,56	0,196	0,036	0,402	0,197	1,11	<b>63,96</b>	<b>4,80</b>
	Rejeito	<b>23,87</b>	65,09	0,012	0,38	0,050	0,013	0,060	0,263	0,36		
Teste 24	Concentrado	63,60	<b>5,60</b>	0,019	0,55	0,288	0,029	0,376	0,301	1,13	<b>59,78</b>	<b>5,30</b>
	Rejeito	<b>25,37</b>	62,82	0,012	0,40	0,055	0,013	0,058	0,261	0,44		
Teste 25	Concentrado	61,80	<b>8,12</b>	0,017	0,51	0,289	0,025	0,345	0,272	1,10	<b>54,52</b>	<b>4,02</b>
	Rejeito	<b>27,68</b>	58,65	0,013	0,39	0,051	0,015	0,052	0,207	0,41		
Teste 26	Concentrado	63,23	<b>7,12</b>	0,017	0,57	0,316	0,029	0,379	0,326	0,99	<b>53,98</b>	<b>4,35</b>
	Rejeito	<b>27,53</b>	58,70	0,012	0,42	0,046	0,013	0,054	0,199	0,29		
Teste 27	Concentrado	63,00	<b>7,41</b>	0,017	0,61	0,332	0,031	0,402	0,320	1,19	<b>50,90</b>	<b>4,17</b>
	Rejeito	<b>28,59</b>	58,39	0,011	0,38	0,051	0,015	0,059	0,194	0,38		
Teste 28	Concentrado	63,58	<b>5,81</b>	0,018	0,54	0,293	0,027	0,348	0,270	1,10	<b>54,70</b>	<b>4,89</b>
	Rejeito	<b>27,21</b>	59,55	0,013	0,48	0,052	0,016	0,063	0,241	0,40		
Teste 29	Concentrado	63,96	<b>5,58</b>	0,017	0,59	0,315	0,031	0,361	0,295	0,82	<b>55,89</b>	<b>5,09</b>
	Rejeito	<b>26,71</b>	60,38	0,012	0,41	0,051	0,015	0,055	0,200	0,39		
Teste 30	Concentrado	64,84	<b>4,16</b>	0,016	0,59	0,324	0,031	0,368	0,300	0,94	<b>50,04</b>	<b>5,67</b>
	Rejeito	<b>28,49</b>	58,74	0,012	0,39	0,059	0,015	0,063	0,186	0,42		

Os resultados de teor de ferro no rejeito, mensurado através de análise química, indicam que os melhores resultados foram obtidos nos testes com os coletores Flotigam 10138 na dosagem específica de 90 g/t, com 19,8% de teor de Fe; Flotigam 10138 com dosagem específica de 100 g/t, que apresentou 21,8% de teor de Fe e Flotigam 18000 com dosagem de 90 g/t, que obteve o melhor resultado nesse quesito, 18,9% de teor de Fe, vide figura 33.

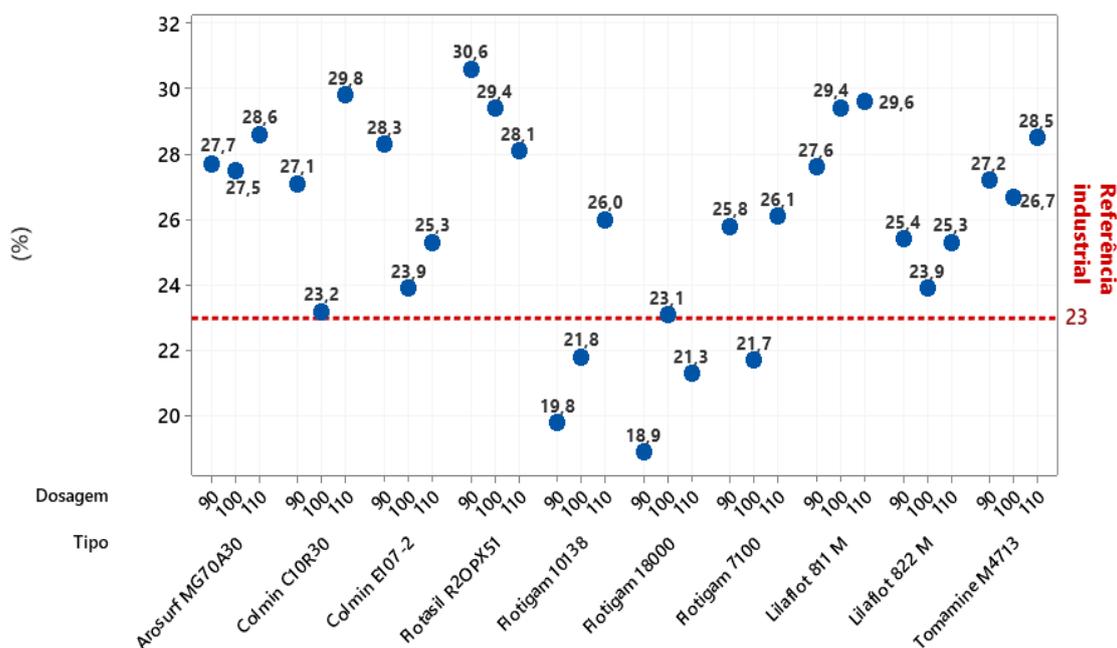


Figura 33. Teor de ferro no rejeito para ensaios de dosagem específica de novos coletores.

Industrialmente, o limite superior de controle para teor de ferro no rejeito da flotação da usina Cauê, é de 23%. Valores acima desse patamar impactam consideravelmente na performance da separação magnética, gerando rejeito final da usina mais rico e, conseqüentemente, reduzindo a recuperação metalúrgica global. Levando-se em consideração teor de ferro no rejeito, 5 testes realizados nessa etapa do trabalho indicam potencial de replicação industrial.

Observando-se teor de sílica no concentrado, as melhores performances foram nos testes com o coletor Flotigam 10138 na dosagem específica de 100 g/t com teor de SiO<sub>2</sub> de 1,9%, Flotigam 10138 com dosagem específica de 110 g/t, que apresentou teor de SiO<sub>2</sub> de 1,4% e Lilaflot 822M com dosagem específica de 110 g/t, com teor de SiO<sub>2</sub> de 2,3%, como representa a figura 34.

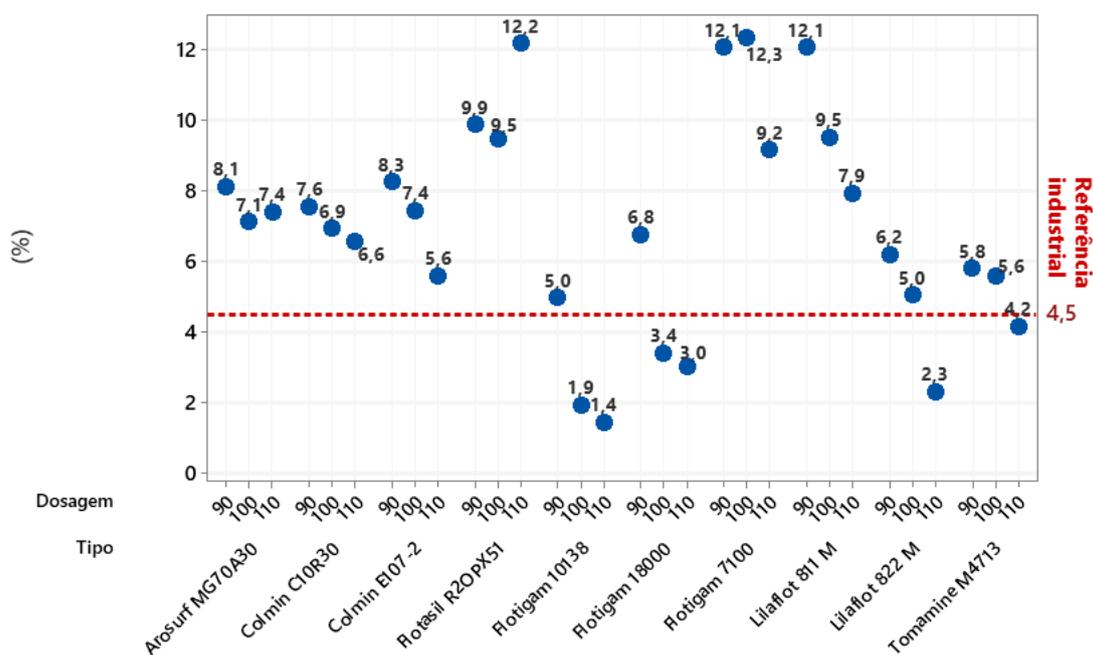


Figura 34. Teor de sílica no concentrado para ensaios de dosagem específica de novos coletores.

Em escala industrial, o limite superior de controle para teor de sílica no concentrado da flotação da usina Cauê, é de 4,5%. Teores acima desse limiar, inviabilizam a produção de pellet feed em termos de qualidade, pois mesmo direcionando o concentrado para o PAF, o produto ainda ficaria fora da especificação de mercado interno Vale (<1,1%  $\text{SiO}_2$  para redução direta <2,5%  $\text{SiO}_2$  para alto forno). Analisando-se os ensaios, 5 deles indicaram resultados melhores que industrialmente.

Considerando os dados de recuperação metalúrgica, mensurados por meio da equação 1, observa-se que os melhores resultados foram nos testes com os coletores Flotigam 10138 na dosagem específica de 90 g/t, com 72,3%, Flotigam 18000 com dosagem específica de 90 g/t, 74,8% e Flotigam 7100 com dosagem específica de 100 g/t, com 71,2%, como mostra a figura 35.

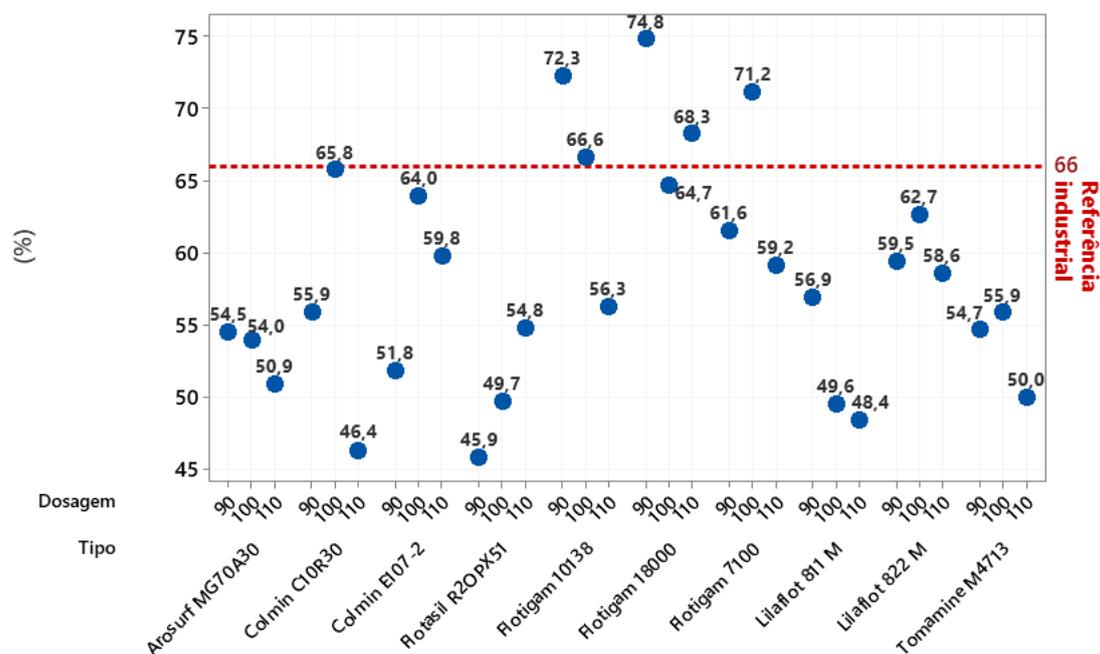


Figura 35. Recuperação metalúrgica para ensaios de dosagem específica de novos coletores.

A referência de recuperação metalúrgica da flotação de Cauê, é de 66%. Valores inferiores a esse limite apontam distúrbios no processo, seja nas etapas anteriores (moagem e deslamagem), ou mesmo na própria flotação. Em relação a esse parâmetro, 5 ensaios indicaram resultados promissores.

Analisando-se o índice de seletividade Gaudin, obtido por meio da equação 2, os resultados mais promissores foram nos testes com os coletores Flotigam 10138 na dosagem específica de 100 g/t com 10,4 e 110 g/t com 10,5; além do Lilaflot 822M com dosagem específica de 110 g/t, que obteve 8,4 de índice de seletividade, como elucidada a figura 36.

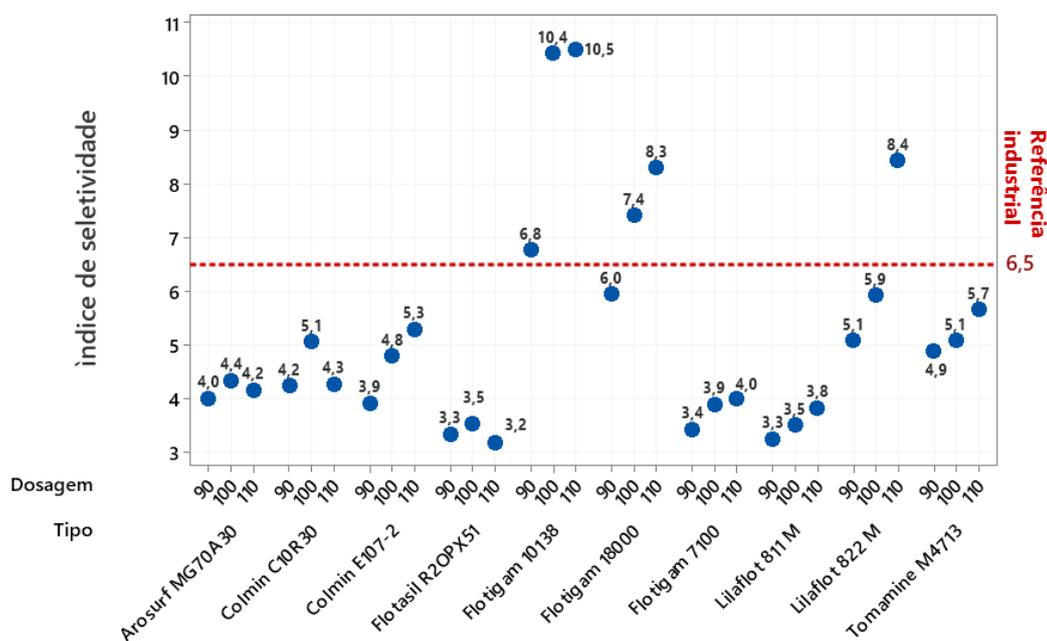


Figura 36. Índice de seletividade Gaudin para ensaios de dosagem específica de novos coletores.

A referência de índice de seletividade para flotação industrial de Cauê é de 6,5. Valores inferiores a esse patamar pressupõe falhas nas regulagens das variáveis de processo. Levando-se em consideração o indicador estudado, 6 testes realizados nessa etapa do trabalho indicam parâmetros superiores a referência industrial.

Os ensaios com variação de dosagem específica mostram grande destaque para os coletores Flotigam 10138 e Flotigam 18000, apresentando performance satisfatória em todos os indicadores analisados.

### 6.3 Ensaios de flotação com novos coletores com dosagem estagiada

De acordo com as informações elencadas no capítulo Metodologia, nessa fase do estudo foram executados 10 ensaios de flotação, utilizando os mesmos 10 coletores da fase anterior em dosagem específica de 90 g/t e mantendo os demais parâmetros de processo fixados para que não houvesse inconsistência na avaliação dos resultados.

A diferença em relação aos ensaios anteriores está na administração da dosagem de coletor de forma estagiada. A tabela 8 apresenta os resultados obtidos na segunda rodada de testes.

Tabela 8. Resultados dos ensaios de flotação em bancada para novos coletores com dosagem estagiada.

RESULTADOS TESTE FLOTAÇÃO EM BANCADA												
N° Teste	Fluxo	Química Global (%)									Rec. Metálica (%)	IS (Gaudin)
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC		
Teste 31	Concentrado	55,67	<b>16,68</b>	0,018	1,13	0,190	0,046	0,395	0,173	1,06	<b>66,90</b>	<b>2,91</b>
	Rejeito	<b>25,01</b>	63,67	0,013	0,44	0,048	0,009	0,080	0,001	0,36		
Teste 32	Concentrado	62,62	<b>6,81</b>	0,021	1,33	0,207	0,061	0,439	0,161	1,09	<b>69,48</b>	<b>5,42</b>
	Rejeito	<b>21,56</b>	68,85	0,012	0,30	0,049	0,001	0,070	0,001	0,37		
Teste 33	Concentrado	62,92	<b>7,07</b>	0,021	1,37	0,221	0,062	0,479	0,160	1,22	<b>70,39</b>	<b>5,41</b>
	Rejeito	<b>21,05</b>	69,30	0,012	0,34	0,040	0,001	0,071	0,001	0,37		
Teste 34	Concentrado	59,63	<b>12,92</b>	0,020	1,39	0,224	0,058	0,503	0,178	0,08	<b>54,86</b>	<b>3,10</b>
	Rejeito	<b>28,12</b>	58,73	0,013	0,42	0,051	0,008	0,080	0,001	0,36		
Teste 35	Concentrado	58,45	<b>12,22</b>	0,018	1,32	0,210	0,054	0,453	0,136	1,11	<b>66,03</b>	<b>3,57</b>
	Rejeito	<b>24,34</b>	64,97	0,013	0,37	0,043	0,002	0,083	0,001	0,30		
Teste 36	Concentrado	59,87	<b>10,49</b>	0,031	0,56	0,027	0,078	0,845	0,281	1,84	<b>48,45</b>	<b>3,28</b>
	Rejeito	<b>30,04</b>	56,79	0,017	0,38	0,052	0,029	0,103	0,161	0,39		
Teste 37	Concentrado	57,63	<b>13,01</b>	0,019	1,29	0,211	0,054	0,469	0,152	1,35	<b>59,02</b>	<b>3,12</b>
	Rejeito	<b>27,30</b>	60,16	0,012	0,46	0,056	0,007	0,086	0,019	0,37		
Teste 38	Concentrado	56,04	<b>16,81</b>	0,019	1,25	0,205	0,051	0,437	0,125	1,14	<b>67,82</b>	<b>2,97</b>
	Rejeito	<b>24,47</b>	64,71	0,013	0,40	0,049	0,003	0,082	0,036	0,39		
Teste 39	Concentrado	58,49	<b>12,63</b>	0,021	1,35	0,221	0,059	0,493	0,163	1,31	<b>55,01</b>	<b>3,09</b>
	Rejeito	<b>28,39</b>	58,71	0,013	0,38	0,050	0,007	0,086	0,001	0,32		
Teste 40	Concentrado	61,32	<b>8,41</b>	0,027	1,41	0,237	0,061	0,520	0,165	1,28	<b>46,60</b>	<b>3,64</b>
	Rejeito	<b>30,25</b>	54,92	0,013	0,41	0,058	0,009	0,086	0,001	0,34		

Os resultados de teor de ferro no rejeito, apontados por meio de análise química, indicam que os melhores resultados foram obtidos nos ensaios com os coletores Flotigam 18000, com 21,1% de teor de Fe e Flotigam 10138, que apresentou 21,6% de teor de Fe, vide figura 37.

Considerando-se teor de ferro no rejeito, apenas 2 testes executados nessa etapa do estudo mostram potencial de replicar de maneira industrial.

Os resultados de teor de sílica no concentrado, indicam que o coletor Flotigam 10138, com 6,8% e Flotigam 10138, com 7,1% apresentaram melhor performance se comparado aos demais produtos, como mostra a figura 38.

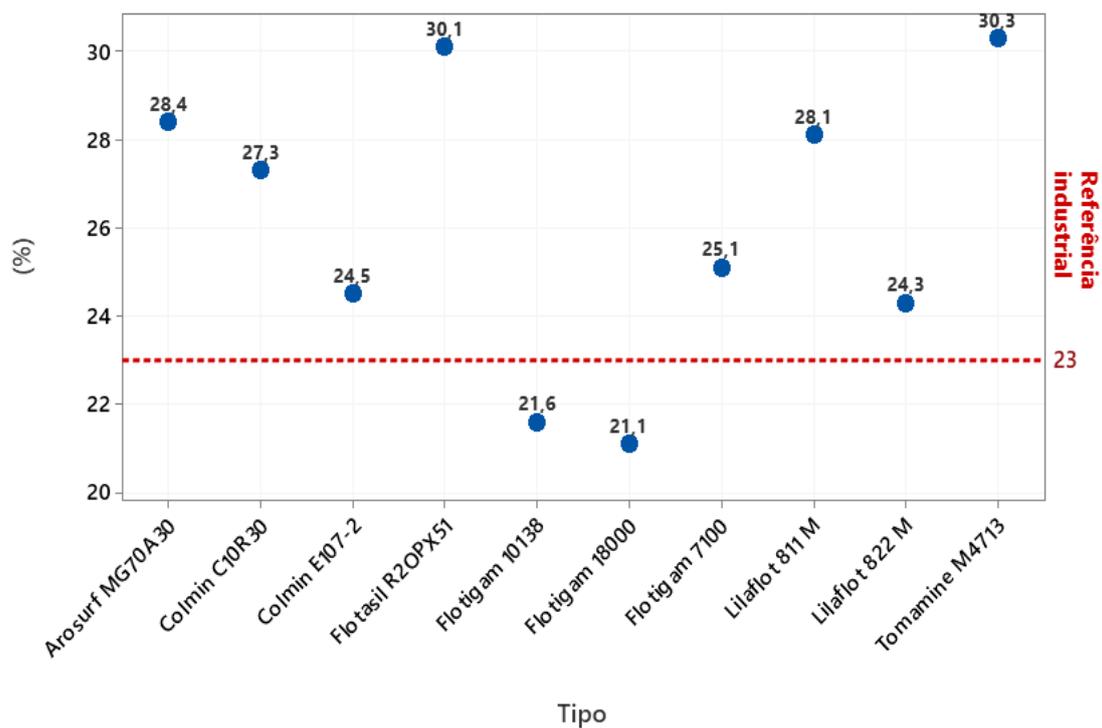


Figura 37. Teor de ferro no rejeito para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada.

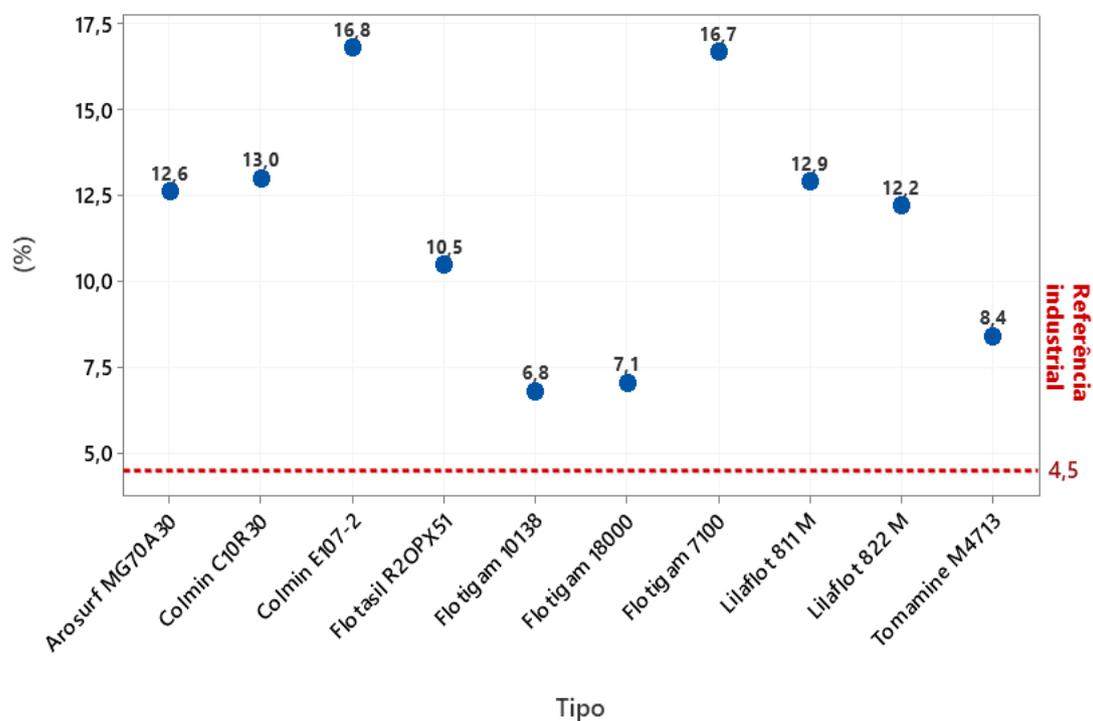


Figura 38. Teor de sílica no concentrado para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada.

Os resultados dos ensaios mostram que a dosagem estagiada de amina, não foi eficaz para retirada do quartzo presente na flotação. Tal fenômeno pode ser explicado pela dosagem insuficiente de amina no início do teste, momento em que ocorre a maior coleta de quartzo na flotação. Todos os testes excederam o limite de sílica no concentrado praticado industrialmente.

Analisando os dados de recuperação metalúrgica, nota-se que os melhores resultados foram nos testes com os coletores Flotigam 10138, obtendo 69,5% e Flotigam 18000 com 70,4%, como mostra a figura 39. Se analisado esse parâmetro de forma isolada, 5 ensaios indicaram resultados superiores a prática industrial.

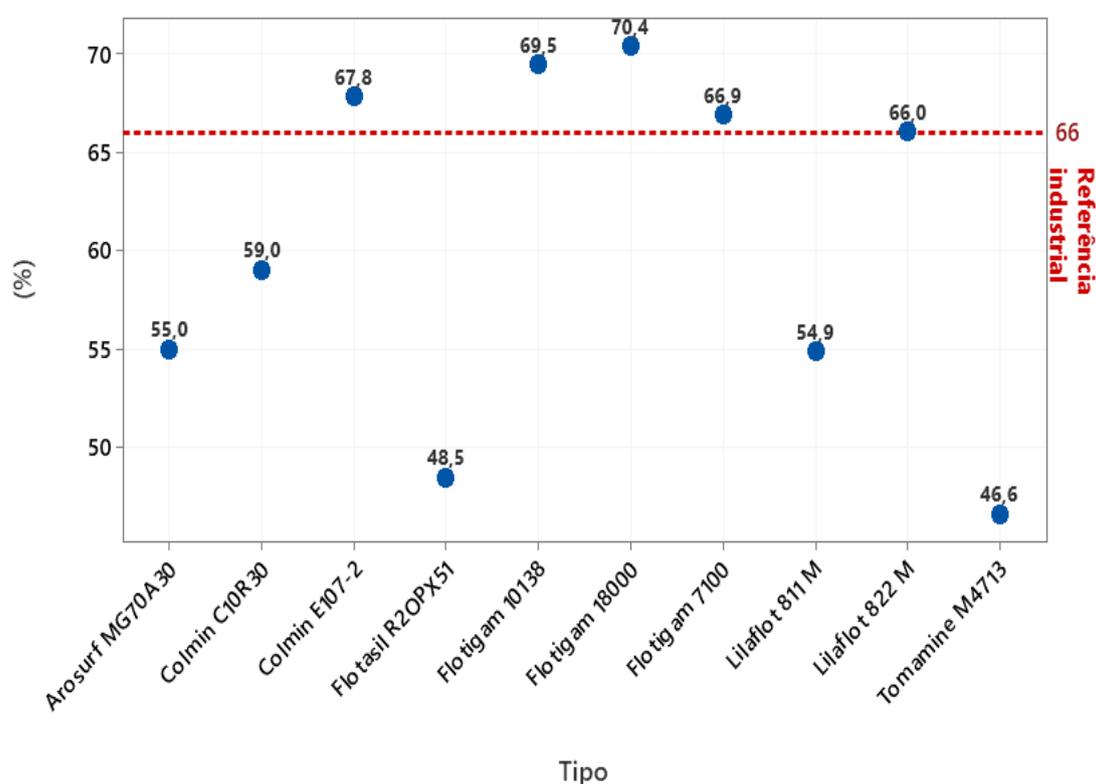


Figura 39. Recuperação metalúrgica para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada.

Observando-se o índice de seletividade Gaudin, para os testes com dosagem estagiada, os melhores resultados foram nos testes utilizando os coletores Flotigam 10138 e Flotigam 18000, como elucida a figura 40.

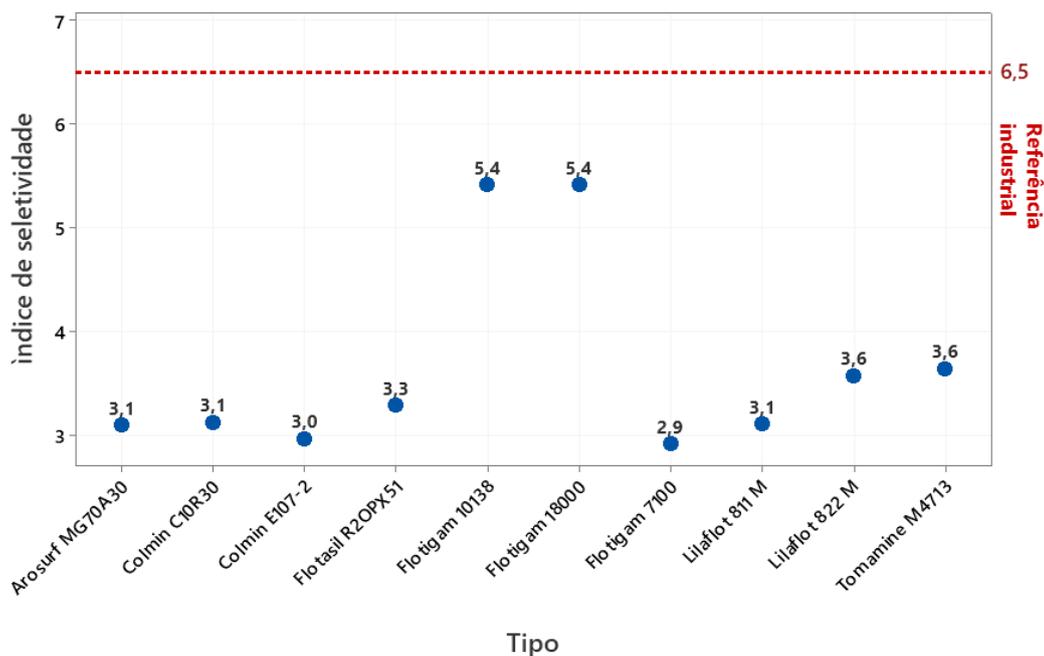


Figura 40. Índice de seletividade Gaudin para os ensaios com novos coletores com dosagem estagiada.

Os resultados dos ensaios mostram que a dosagem estagiada de amina, não foi eficaz em termos de seletividade. Tal fenômeno pode ser explicado pelo elevado teor de ferro no concentrado, motivado pela dosagem insuficiente de amina no início da flotação, impossibilitando a retirada de grande parte do quartzo presente no minério. Todos os testes foram inferiores ao patamar de seletividade praticado industrialmente.

Os ensaios com os coletores Flotigam 10138 e Flotigam 18000 novamente apresentaram boa performance se comparado aos demais coletores estudados, porém a dosagem estagiada de amina não se mostrou eficaz, sobretudo no que tange especificação química do concentrado. Nesse indicador, nenhum dos 10 produtos estudados apresentou resultado próximo a escala industrial.

#### 6.4 Avaliação testes de flotação em bancada com dosagem de co-coletor

Segundo parâmetros apontados no capítulo Metodologia, nessa última fase do estudo foram executados 10 ensaios de flotação, utilizando os mesmos coletores das fases anteriores fixando dosagem específica de coletor em 90 g/t e mantendo os demais parâmetros de processo fixados para que não houvesse incoerência na avaliação dos resultados.

A alteração em relação aos demais ensaios está na dosagem de um co-coletor juntamente aos coletores convencionais durante o condicionamento. A tabela 9 apresenta os resultados obtidos nessa rodada de testes.

Novamente, na avaliação do teor de ferro no rejeito, os melhores resultados foram obtidos nos testes com os coletores Flotigam 10138, com 21,6% e Flotigam 18000, 21,1%, vide figura 41. Considerando-se esse indicador, apenas 2 testes realizados nessa etapa do trabalho apresentam performance superior a industrial.

Tabela 9. Resultados dos ensaios de flotação em bancada com co-coletor.

RESULTADOS TESTE FLOTAÇÃO EM BANCADA												
N° Teste	Fluxo	Química Global (%)									Rec. Metálica (%)	IS (Gaudin)
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC		
Teste 41	Concentrado	55,08	<b>17,66</b>	0,018	1,18	0,193	0,048	0,427	0,140	1,06	<b>60,54</b>	<b>2,58</b>
	Rejeito	<b>27,67</b>	59,21	0,013	0,47	0,058	0,009	0,081	0,013	0,43		
Teste 42	Concentrado	63,01	<b>5,83</b>	0,021	1,51	0,221	0,066	0,499	0,184	1,32	<b>61,55</b>	<b>5,26</b>
	Rejeito	<b>24,83</b>	63,45	0,013	0,38	0,057	0,008	0,338	0,251	0,35		
Teste 43	Concentrado	62,28	<b>8,16</b>	0,020	1,30	0,210	0,059	0,473	0,152	0,31	<b>67,29</b>	<b>4,76</b>
	Rejeito	<b>22,64</b>	67,29	0,011	0,39	0,047	0,004	0,082	0,003	0,34		
Teste 44	Concentrado	57,20	<b>14,61</b>	0,019	1,28	0,203	0,050	0,477	0,151	1,16	<b>62,01</b>	<b>3,02</b>
	Rejeito	<b>26,36</b>	61,24	0,013	0,42	0,050	0,008	0,086	0,001	0,34		
Teste 45	Concentrado	60,75	<b>9,62</b>	0,020	1,30	0,219	0,056	0,469	0,164	1,18	<b>63,11</b>	<b>4,04</b>
	Rejeito	<b>24,82</b>	64,30	0,012	0,39	0,047	0,005	0,086	0,075	0,31		
Teste 46	Concentrado	59,09	<b>12,12</b>	0,019	1,39	0,230	0,059	0,512	0,170	0,22	<b>54,18</b>	<b>3,16</b>
	Rejeito	<b>28,49</b>	58,25	0,012	0,44	0,049	0,008	0,071	0,001	0,35		
Teste 47	Concentrado	58,49	<b>12,82</b>	0,020	1,37	0,222	0,055	0,497	0,181	1,25	<b>58,48</b>	<b>3,15</b>
	Rejeito	<b>27,22</b>	59,29	0,012	0,42	0,050	0,007	0,068	0,001	0,36		
Teste 48	Concentrado	58,03	<b>13,40</b>	0,018	1,24	0,199	0,056	0,448	0,177	1,13	<b>61,29</b>	<b>3,15</b>
	Rejeito	<b>26,35</b>	60,48	0,012	0,41	0,053	0,007	0,070	0,003	0,41		
Teste 49	Concentrado	59,92	<b>10,31</b>	0,020	1,31	0,217	0,056	0,489	0,153	1,21	<b>57,00</b>	<b>3,58</b>
	Rejeito	<b>27,32</b>	60,16	0,012	0,45	0,051	0,007	0,069	0,001	0,39		
Teste 50	Concentrado	58,29	<b>12,11</b>	0,021	1,41	0,224	0,056	0,483	0,173	1,29	<b>55,83</b>	<b>3,17</b>
	Rejeito	<b>28,18</b>	58,97	0,013	0,44	0,059	0,010	0,077	0,001	0,34		

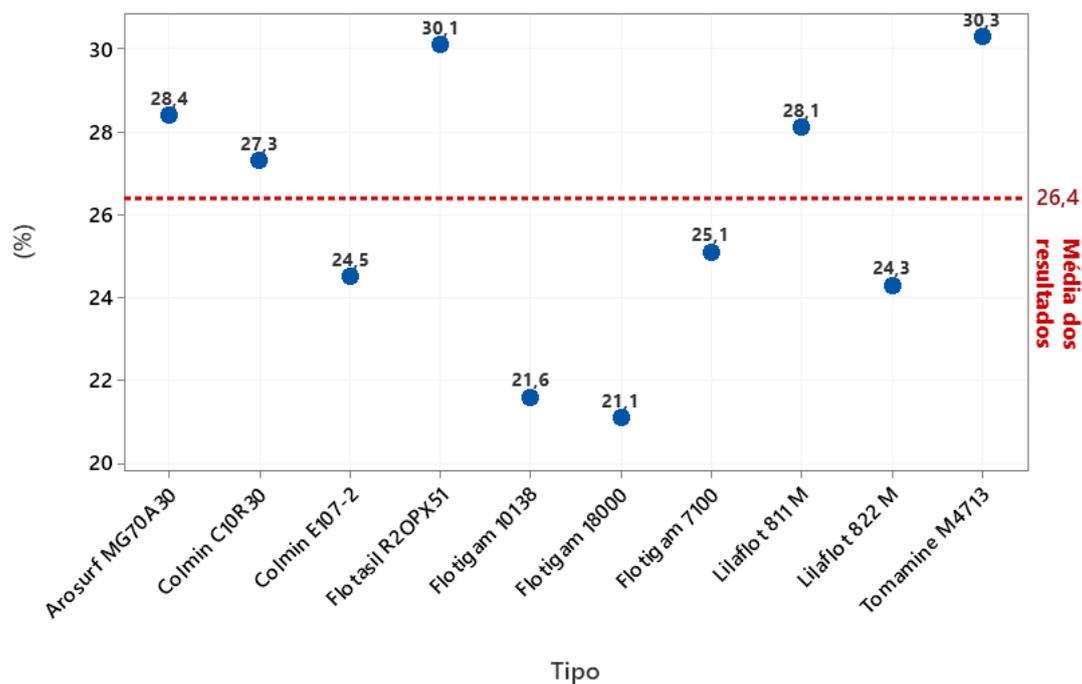


Figura 41. Teor de ferro no rejeito para os ensaios com co-coletor.

Analisando-se o teor de sílica no concentrado, as melhores performances foram novamente nos testes com o coletor Flotigam 10138, 6,8% e Flotigam 18000, 7,1%, como pode-se observar na figura 42.

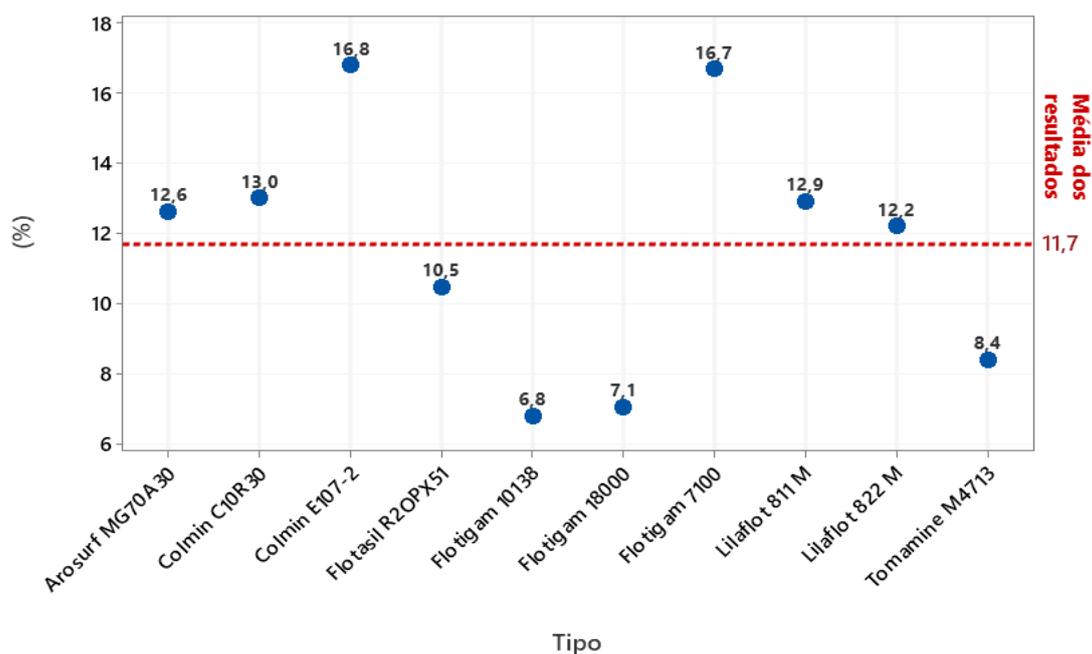


Figura 42. Teor de sílica no concentrado para os ensaios com co-coletor.

Os resultados apresentados indicam a utilização de um co-coletor juntamente a dosagem de amina, não surtiu o efeito esperado para retirada do quartzo. Nenhum dos testes apresentou teor de sílica no concentrado em patamares menores do que a referência industrial.

Observando os dados obtidos de recuperação metalúrgica, os melhores resultados foram nos testes com os coletores Flotigam 10138, com 69,5% e Flotigam 18000 com 70,4% conforme representado na figura 43. Se levado em consideração apenas a recuperação metalúrgica, 5 testes mostram performance igual ou superior ao realizado industrialmente.

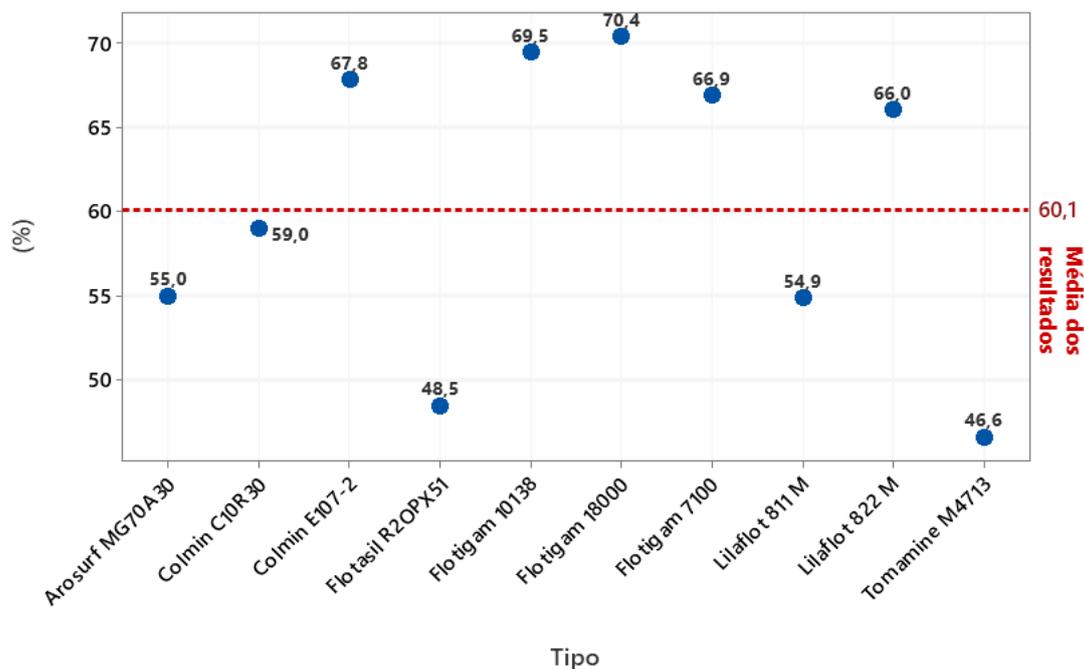


Figura 43. Recuperação metalúrgica para os ensaios com co-coletor.

Analisando o índice de seletividade Gaudin, os coletores Flotigam 10138 e Flotigam 18000, ambos com 5,4, apresentaram as melhores performances, como elucida a figura 44.

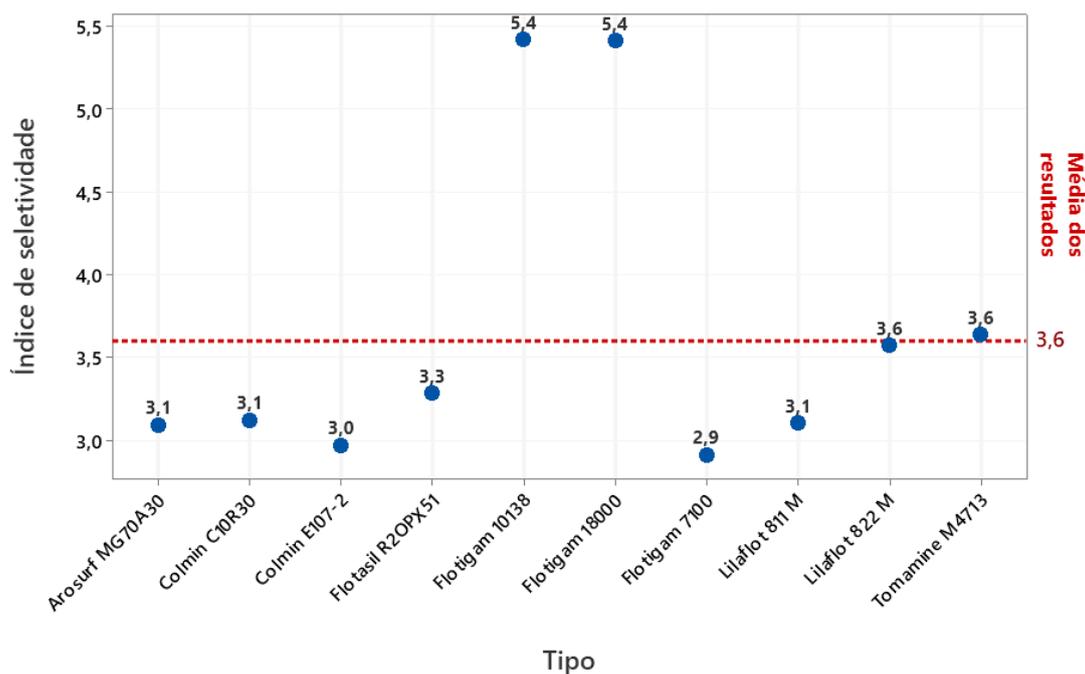


Figura 44. Índice de seletividade Gaudin para os ensaios com co-coletor.

Os ensaios com os coletores Flotigam 10138 e Flotigam 18000 obtiveram os melhores resultados, assim como, nas duas primeiras fases do estudo. Ressalta-se, porém, que a qualidade do concentrado ficou abaixo das referências industriais, inviabilizando a replicação do teste em escala industrial.

### 6.5 Ensaios de peneiramento para separação do quartzo grosso

Conforme descrito no capítulo Metodologia, nessa fase as amostras de concentrado foram filtradas, passaram por secagem e redução da massa para o ensaio de análise granulométrica via peneiramento. Após o ensaio, foram coletadas as massas retidas, e posteriormente, acumuladas as massas das malhas  $> 0,150$  mm e  $< 0,150$  mm, representando a configuração de telas do peneiramento de alta frequência industrial.

Para verificação do desempenho do peneiramento do concentrado, foi verificado o teor de sílica no *undersize* do peneiramento (fração  $< 0,150$  mm), vide Anexo I.

A figura 45, obtida através de análise estatística, apresenta uma carta de controle de valores individuais com teor de sílica antes e após peneiramento.

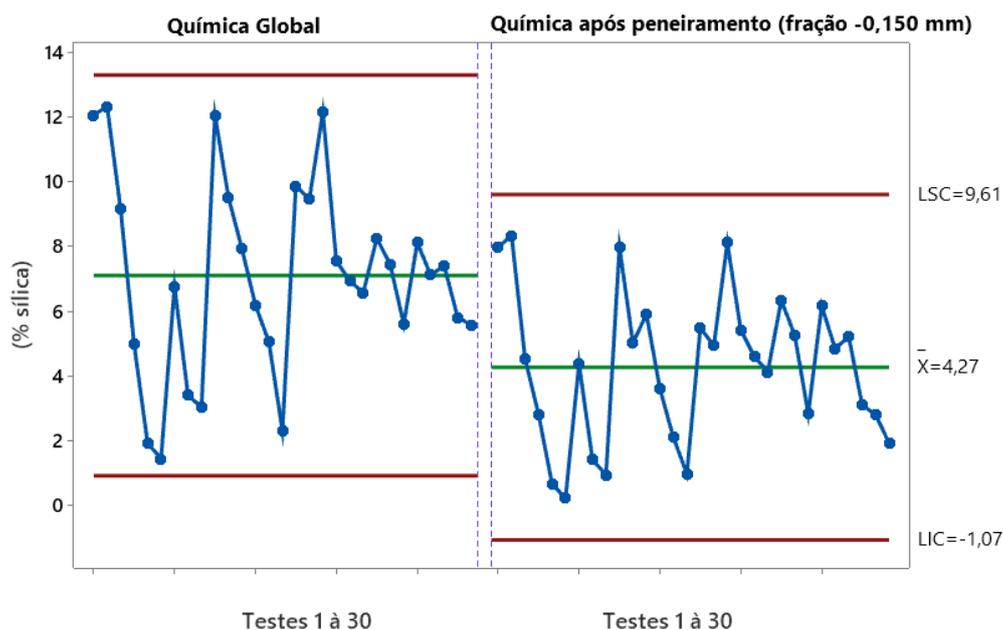


Figura 45. Teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem específica de novos coletores (teste 1 a 30), antes e após peneiramento.

Pode-se visualizar, pela amplitude dos limites inferior e superior de controle, uma redução da média e da variabilidade no teor de sílica do concentrado após ensaio de peneiramento, dos testes para novos coletores com variação da dosagem específica.

Um teste de hipóteses para as médias de teor de sílica antes (química global) e depois (após peneiramento), foi realizado utilizando o Minitab® 17 (vide Anexo II). O teste apresentou Valor-P <0,05, descartando-se a hipótese nula, concluindo-se que as médias de teor de ferro não são iguais. Esse resultado indica o potencial do peneiramento para redução do teor de sílica no concentrado, conforme gráfico 46.

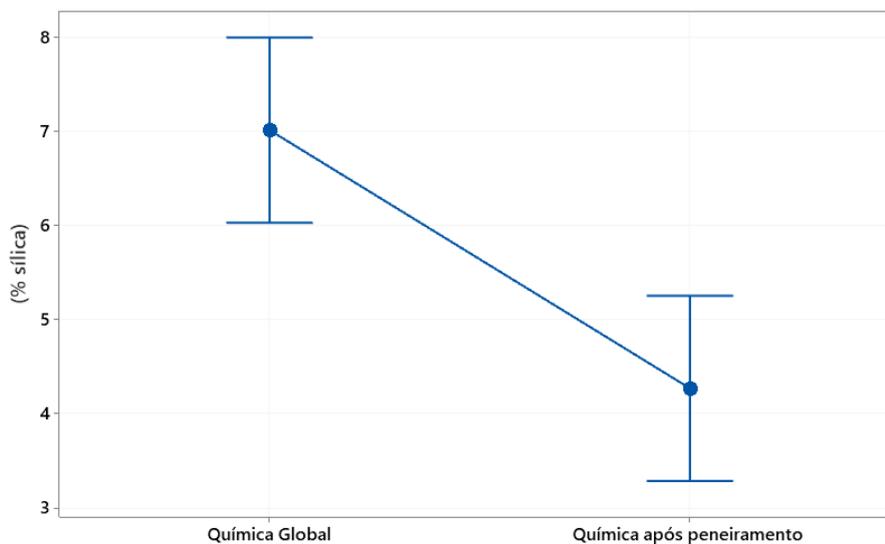


Figura 46. Média do teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem específica de novos coletores (teste 1 a 30), antes e após peneiramento. IC de 95% para a média.

Antes do peneiramento a média do teor de sílica nos testes para novos coletores com dosagem específica, foi 7,0%, enquanto a média após o peneiramento foi 4,3%.

Na figura 47, pela média e amplitude dos limites inferior e superior de controle, os resultados indicam ligeira redução do teor e da variabilidade no teor de sílica do concentrado após peneiramento.

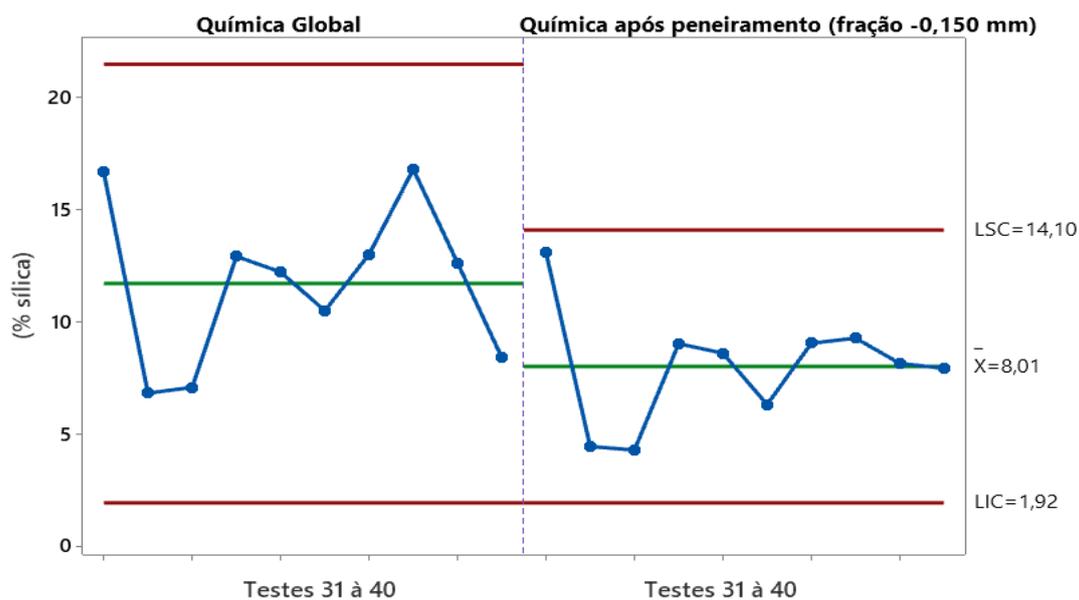


Figura 47. Teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem estagiada de novos coletores (teste 31 a 40), antes e após peneiramento.

Um teste de hipóteses para as médias de teor de sílica antes e depois do peneiramento, foi realizado utilizando o Minitab® 17. O teste apresentou Valor-P <0,05, descartando-se a hipótese nula, concluindo-se que as médias de teor de sílica são distintas, apontando redução considerável do teor de sílica no concentrado dos testes 31 a 40, que avaliaram a dosagem estagiada de coletores. A figura 48 apresenta os valores de média e barras de erro com 95% de confiança.

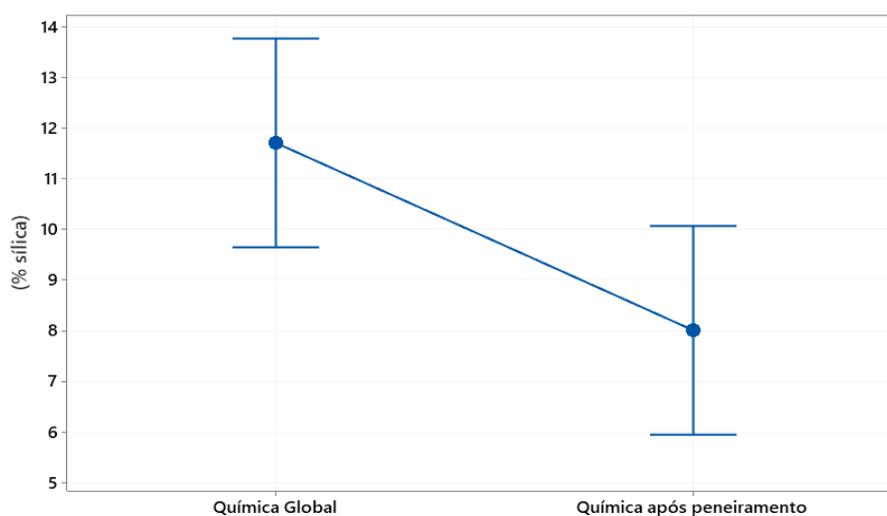


Figura 48. Média do teor de sílica no concentrado dos ensaios com dosagem estagiada de novos coletores (teste 31 a 40), antes e após peneiramento. IC de 95% para a média.

Antes do peneiramento a média do teor de sílica nos testes para dosagem estagiada de coletores, foi 11,7%, enquanto a média após o peneiramento reduziu para 8,0%.

Na figura 49, é perceptível, pela média e amplitude dos limites inferior e superior de controle, pequena redução do teor e da variabilidade no teor de sílica do concentrado após ensaio granulométrico, para os testes 41 a 50, que avaliaram o uso de co-coletor.

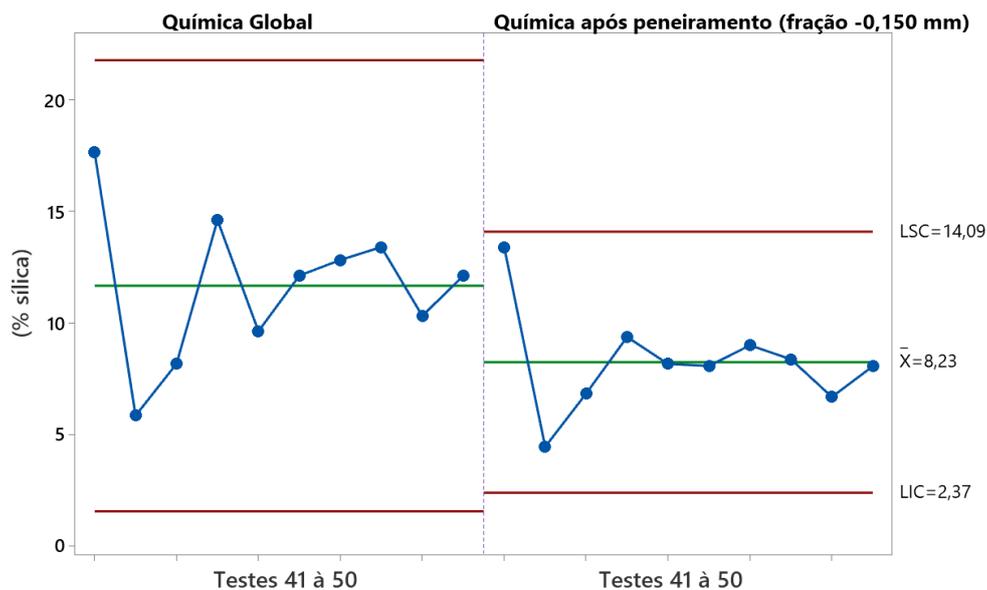


Figura 49. Teor de sílica no concentrado dos ensaios com co-coletor (teste 41 a 50), antes e após peneiramento.

Um teste de hipóteses para as médias de teor de sílica antes e depois do peneiramento, foi realizado e apresentou Valor-P  $<0,05$ , excluindo-se a hipótese nula, concluindo-se que as médias de teor de sílica não são iguais, apontando também uma redução considerável do teor de sílica no concentrado dos testes com co-coletor, conforme figura 50.

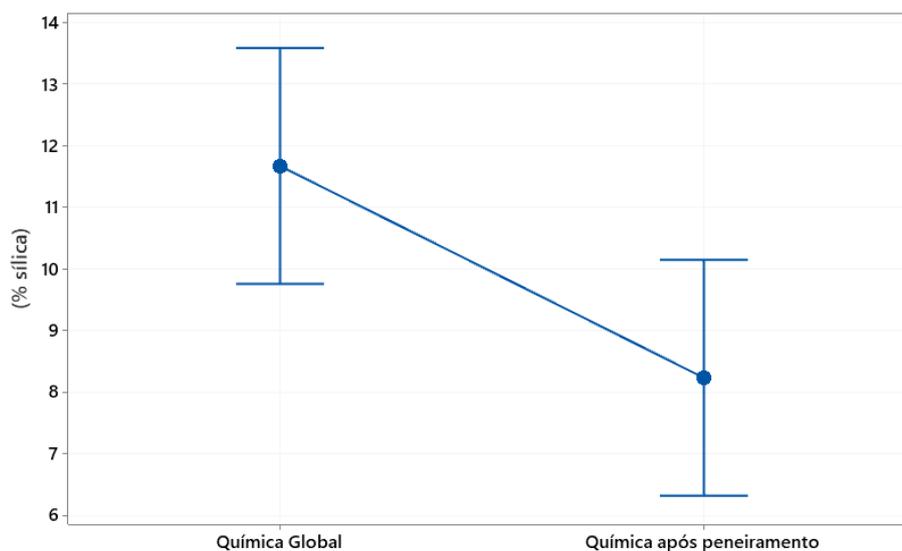


Figura 50. Média do teor de sílica no concentrado dos ensaios com co-coletor (teste 41 a 50), antes e após peneiramento. IC de 95% para a média.

A química global média do concentrado dos testes de 41 a 50 antes do peneiramento, apresentou teor de sílica de foi 11,7%. Após o peneiramento, houve uma diminuição do teor médio de sílica para 8,2%.

Em geral os circuitos de flotação apresentam baixa resposta para retirada de partículas com diâmetro superiores a 0,150 mm. Os testes em bancada mostraram que mesmo com dosagem específica de coletor no patamar de 110 g/t, não foi possível para remover partículas de quartzo grosseira.

Os testes de peneiramento, indicam resultados promissores para redução do teor de sílica no concentrado, sobretudo para remoção das partículas de quartzo grosso presente na polpa, que não aderiram as bolhas e, conseqüentemente, não foram destinadas ao rejeito dessa etapa.

## 7 CONCLUSÕES

O presente trabalho investigou a eficiência de novos coletores comerciais para a flotação catiônica reversa de itabiritos compactos. Nos testes com variação de dosagem específica de coletor, as eteraminas sem grau de neutralização apresentaram melhor performance em comparação as eteraminas que possuem grau de neutralização. A recuperação metalúrgica foi, em média 17% maior e o índice de seletividade Gaudin 46% superior, nos testes utilizando os coletores sem grau de neutralização.

Os testes com dosagem estagiada de amina também mostraram que eteraminas sem grau de neutralização apresentam melhor performance em comparação as eteraminas neutralizadas. A recuperação metalúrgica foi em média 16% maior e o índice de seletividade Gaudin 41% superior, nos testes utilizando os coletores sem grau de neutralização.

Em contrapartida, a dosagem estagiada não se mostrou mais eficiente se comparado aos testes da primeira etapa com dosagem de coletor de 90 g/t do coletor. O teor de sílica no concentrado apresentou média 30% superior, enquanto a seletividade foi 11% menor.

Os testes com a utilização de co-coletor também mostraram que eteraminas sem grau de neutralização possuem melhor resultado em comparação as eteraminas que possuem grau de neutralização. A recuperação metalúrgica foi em média 8% maior e o índice de seletividade Gaudin 35% superior, nos testes utilizando os coletores sem grau de neutralização.

Porém, a utilização do co-coletor não se mostrou mais eficiente se comparado aos testes da primeira etapa com dosagem de coletor de 90 g/t do coletor e ao teste com estagiamento de amina. O teor de sílica no concentrado apresentou média 30% superior, enquanto a seletividade foi 12% menor.

O teor de sílica médio nos ensaios de dosagem de coletor de 90 g/t, foi de 8,17% de sílica, enquanto os testes com dosagem estagiada de amina obteve média de 9,92% de sílica. Por fim os testes com a utilização de co-coletor apresentaram teor médio de sílica no concentrado de 9,91%.

Os resultados apresentados nas três rodadas de testes em bancada, indicam a possibilidade de utilização de eteraminas sem grau de neutralização industrialmente. É possível afirmar que para esse tipo de minério a dosagem estagiada de amina, bem como, a utilização de co-coletor não apresentaram melhora nos indicadores da flotação.

Os ensaios granulométricos, simulando um peneiramento de alta frequência industrial, apresentaram resultados promissores, reduzindo em cerca de 34% o teor de sílica no concentrado na flotação, o que foi validado por análises estatísticas (teste de hipóteses ANOVA). Essa operação unitária permite a remoção de quartzo no concentrado que não ocorreu na fase de concentração via flotação, seja por ineficiência de processo ou por granulometria de partículas inadequadas para a flotação.

## **8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS**

Recomenda-se como trabalhos futuros:

1. Realizar testes industriais de flotação utilizando os coletores que apresentaram melhor performance nos testes de bancada (Flotigam 10138 e Flotigam 18000);
2. Realizar nova rodada de estudos em bancada variando a escala de pH entre 9,8 e 10,5;
3. Realizar testes industriais variando a concentração da solução de amina para avaliar eficiência de coleta e seletividade;

## 9 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AHMED, M.M.; STECHEMESSER, H. **Adhesive force and flotation efficiency: theory and experiment**. Aufbereitungs Technik, v. 41, 2000.

Albuquerque, M., Peçanha, E., Simão, R., & Leal Filho, L., Monte, M. (2021). **Curvas de forças entre hematita e quartzo por afm e seu efeito na seletividade do processo de flotação de minério de ferro**. Brazilian Journal of Development. v.7, n.4, p.41357-41367.

AKDEMIR, U. **Shear flocculation of fine hematite particles and correlation between flocculation, flotation and contact angle**. Power Technology. 1997.

BARROS, L. A. F. **Flotação da apatita da jazida de Tapira-MG**. São Paulo. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, 1997.

BAZIN, C.; PROULX, M. **Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles**. International Journal of Mineral Processing, v. 61, 2001.

BULATOVIC, S. M. **Handbook of flotation reagents – Chemistry, theory and practice: flotation of sulfide ores**. 1. ed. Amsterdam: Elsevier, 2007.

CASSOLA, M. S., SILVA, W. C., BARTALINI, N. M. **Development and applications on collectors at iron ore flotation**. In: XXIVENTMME, Salvador, 2011.

CHAVES, A.P. **Flotação: o estado da arte no Brasil**. São Paulo: Signus, 2006.

CHAVES, A.P. **Teoria e Prática do tratamento de minérios**. 2. ed. São Paulo: Signus, 2002.

COSTA, J. L. **Seletividade na flotação de minérios ferríferos dolomíticos**. Ouro Preto: Escola de Minas, 2009. Dissertação de mestrado apresentada ao Departamento de Engenharia de Minas da UFOP.

DORR, J.V.N., BARBOSA, A.L.M (1963). **Geology and ore deposits of the Itabira District, Minas Gerais, Brazil**. USGS, 110p. (Professional Paper 341C).

FILIPPOV, L.O., SEVEROV, V. V., FILIPPOVA, I. V. **An overview of the beneficiation of ironores via reverse cationic flotation**.In: International Journal of Mineral Processing, 2014.

FUERSTENAU, M. C. **Principles of flotation**. South Africa Institute Mining and Metallurgy, Johannesburg, 1982.

FUJIMORI S. & FERREIRA Y.A. 1979. **Introdução ao uso do microscópio petrográfico**. Centro Editorial e Didático da TFBA, Salvador, Bahia.

LEJA, J. **Surface chemistry of froth flotation**. New York: Plenum Press, 1982.

LIMA, R.M.F. **Adsorção de amido e de amina na superfície da hematita e do quartzo e sua influência na flotação**. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1997. (Tese, Doutorado em Tecnologia Mineral).

LOPES, G. M. **Flotação direta de minério de ferro**. Ouro Preto: Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, 2009. 176p. (Dissertação de Mestrado).

LUZ, A. B. SAMPAIO, J. A. ALMEIDA, S.L.M. **Tratamento de minérios**. 4. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004.

MAGRIOTIS, R. S. **Efeito do tipo de amina na flotação catiônica reversa de um minério itabirítico**. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1995, 75p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

NEDER, E. E. **As aminas graxas e seus derivados: uma revisão da sua síntese, propriedades e utilização na flotação de minérios.** São Paulo: Escola Politécnica da USP, 2005. Dissertação de mestrado apresentada ao Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo da USP.

NUMELA, W.; IWASAKI, I. **Iron ore flotation. In: Advances in Mineral Processing.** Colorado: Ed. Littleton, SME, 1986.

PAPINI, R. M., BRANDÃO, P. R. G., PERES, A. E. C. **Cationic flotation of iron ores: amine characterization and performance. Minerals & Metallurgical Processing.** V.18, n.1, p5-9, 2001.

PERES, A. E. C.; COELHO, E. M.; ARAÚJO, A. C. **Flotação, espessamento, deslamagem e floculação seletiva.** In: COELHO, E. M. Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. Recife: ITEPCNPq, 1980.

PERES, A. E. C., SALUM, M. J. G., VALADÃO, G. E. S., ARAUJO, A. C. **Métodos de concentração.** In: VALADÃO, G. E. S., ARAUJO, A. C. Introdução ao tratamento de minérios. 1ª Reimpressão. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2012.

RIZZO, E.M.S. **Processo de Fabricação de Ferro-Gusa em Alto-Forno.** 1. ed. São Paulo: ABM, 2009.

ROLIM.V, K. **Mapeamento geológico estrutural de detalhe da Serra do Sapo e Entorno de Itapanhoacanga.** 2010. 45p.

Silva, L. F. **Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito de britagem da Samarco Mineração S/A.** UFMG, 2014.

SOLOMONS, G. T. W. **Química orgânica.** 6. ed. Rio de Janeiro: Livros técnicos e científicos. 1996.

**TEÓFILO, A. V. C. Caracterização Geológico-Geotécnica e Modos de Ruptura do Minério Hematítico Friável nas Minas da Vale, Borda Oeste do Quadrilátero Ferrífero – MG.** UFOP, 2009.

**TURRER, H. D. G. Polímeros depressoress na flotação de minérios de ferro.** Belo Horizonte, Dissertação (Mestrado), Universidade Federal de Minas Gerais, 2007.

**VIEIRA, A.M., PERES, A.E.C. Influência de variáveis de flotação na recuperação de quartzo fino, médio e grosso.** Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Belo Horizonte, 2015.

## 10 ANEXOS

## Anexo I - Resultados dos testes de classificação do concentrado da flotação em bancada, testes 1 a 50

RESULTADOS PENEIRAMENTO DO CONCENTRADO - 1ª Rodada										
Nº Teste	Fluxo	Química Global (%)								
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC
Teste 1	+0,15mm	16,73	65,85	0,045	2,09	0,779	0,046	1,547	1,496	4,29
	-0,15mm	63,77	7,98	0,010	0,13	0,154	0,029	0,107	0,057	0,30
Teste 2	+0,15mm	15,91	66,65	0,041	2,81	0,785	0,037	1,300	1,351	3,96
	-0,15mm	63,57	8,34	0,009	0,09	0,157	0,025	0,105	0,088	0,24
Teste 3	+0,15mm	19,83	60,30	0,051	2,67	1,032	0,047	1,672	1,468	4,95
	-0,15mm	66,15	4,54	0,010	0,09	0,174	0,024	0,116	0,068	0,34
Teste 4	+0,15mm	27,09	42,97	0,083	4,29	1,414	0,107	2,443	1,784	7,33
	-0,15mm	67,20	2,81	0,012	0,21	0,148	0,035	0,118	0,052	0,33
Teste 5	+0,15mm	35,85	23,53	0,098	7,19	1,872	0,154	3,368	2,270	10,05
	-0,15mm	68,62	0,67	0,014	0,23	0,163	0,026	0,136	0,105	0,39
Teste 6	+0,15mm	37,46	17,81	0,109	7,76	2,123	0,174	3,733	2,520	11,83
	-0,15mm	69,25	0,22	0,011	0,19	0,152	0,033	0,115	0,050	1,02
Teste 7	+0,15mm	30,22	40,37	0,066	3,93	1,165	0,085	2,247	1,973	6,35
	-0,15mm	65,83	4,38	0,007	0,20	0,163	0,031	0,139	0,028	0,38
Teste 8	+0,15mm	29,80	34,66	0,082	5,79	1,655	0,108	2,815	2,444	8,78
	-0,15mm	67,47	1,41	0,012	0,14	0,155	0,027	0,119	0,094	1,55
Teste 9	+0,15mm	32,75	28,71	0,097	6,59	1,886	0,135	3,431	2,507	10,00
	-0,15mm	68,49	0,94	0,011	0,15	0,160	0,027	0,122	0,081	0,24
Teste 10	+0,15mm	19,01	63,15	0,045	2,52	0,821	0,039	1,453	1,243	4,02
	-0,15mm	63,69	7,98	0,004	0,12	0,165	0,029	0,124	0,037	0,43
Teste 11	+0,15mm	20,38	56,25	0,060	2,97	1,183	0,060	2,134	1,855	6,19
	-0,15mm	65,72	5,02	0,009	0,10	0,179	0,024	0,123	0,076	0,32
Teste 12	+0,15mm	26,05	49,13	0,060	3,34	1,207	0,057	2,022	1,679	5,35
	-0,15mm	65,13	5,91	0,012	0,13	0,171	0,021	0,116	0,095	0,46
Teste 13	+0,15mm	23,73	49,94	0,068	3,63	1,296	0,081	2,285	1,619	6,66
	-0,15mm	66,36	3,61	0,011	0,16	0,163	0,032	0,120	0,053	0,29
Teste 14	+0,15mm	28,50	41,01	0,070	4,90	1,418	0,087	2,380	1,864	6,65
	-0,15mm	66,65	2,10	0,011	0,12	0,169	0,025	0,121	0,047	1,93
Teste 15	+0,15mm	37,91	22,62	0,090	5,74	1,959	0,135	3,191	2,126	9,18
	-0,15mm	68,12	0,97	0,012	0,15	0,172	0,023	0,129	0,130	0,36
Teste 16	+0,15mm	23,14	55,34	0,051	3,08	1,006	0,045	1,487	1,055	4,33
	-0,15mm	65,34	5,48	0,012	0,10	0,183	0,022	0,124	0,098	0,49
Teste 17	+0,15mm	21,99	55,78	0,053	3,01	1,039	0,053	1,864	1,345	4,86
	-0,15mm	65,72	4,94	0,005	0,13	0,183	0,033	0,134	0,039	0,51
Teste 18	+0,15mm	17,81	62,53	0,052	2,51	0,988	0,051	1,824	1,329	5,27
	-0,15mm	63,39	8,12	0,012	0,16	0,190	0,033	0,138	0,069	0,52
Teste 19	+0,15mm	21,59	53,51	0,065	2,98	1,212	0,066	2,400	1,945	6,41
	-0,15mm	65,60	5,42	0,010	0,15	0,180	0,031	0,127	0,062	0,37
Teste 20	+0,15mm	25,69	48,03	0,064	3,79	1,318	0,064	2,148	1,745	5,93
	-0,15mm	65,94	4,60	0,005	0,13	0,180	0,031	0,124	0,033	0,46
Teste 21	+0,15mm	27,07	45,72	0,061	3,86	1,259	0,066	2,116	1,972	5,64
	-0,15mm	66,72	4,13	0,005	0,13	0,155	0,031	0,118	0,057	0,14
Teste 22	+0,15mm	23,78	54,76	0,049	2,67	0,933	0,054	1,465	1,029	4,47
	-0,15mm	64,86	6,34	0,005	0,13	0,154	0,030	0,117	0,053	0,26
Teste 23	+0,15mm	24,03	51,76	0,057	3,50	1,123	0,062	1,993	1,392	5,35
	-0,15mm	65,60	5,26	0,011	0,12	0,160	0,022	0,115	0,091	0,47
Teste 24	+0,15mm	26,93	44,54	0,067	4,01	1,356	0,076	2,412	1,667	6,31
	-0,15mm	66,88	2,83	0,005	0,14	0,165	0,033	0,126	0,037	0,30
Teste 25	+0,15mm	22,98	55,35	0,054	3,19	1,087	0,048	1,748	1,300	4,86
	-0,15mm	64,69	6,16	0,012	0,17	0,190	0,022	0,164	0,131	0,46
Teste 26	+0,15mm	25,02	49,17	0,059	3,88	1,254	0,061	2,094	1,756	5,58
	-0,15mm	65,93	4,84	0,009	0,10	0,176	0,024	0,118	0,133	0,01
Teste 27	+0,15mm	22,92	51,55	0,064	4,17	1,305	0,063	2,183	1,803	6,31
	-0,15mm	65,66	5,22	0,009	0,14	0,187	0,030	0,126	0,059	0,38
Teste 28	+0,15mm	26,50	47,40	0,063	3,97	1,323	0,065	2,025	1,503	5,75
	-0,15mm	66,63	3,11	0,012	0,10	0,171	0,022	0,118	0,106	0,49
Teste 29	+0,15mm	26,51	45,01	0,065	4,43	1,424	0,074	2,172	1,764	5,89
	-0,15mm	66,53	2,80	0,009	0,10	0,170	0,024	0,121	0,104	1,01
Teste 30	+0,15mm	33,04	34,38	0,069	4,54	1,563	0,076	2,380	1,849	6,72
	-0,15mm	67,72	1,92	0,005	0,14	0,166	0,031	0,124	0,060	0,15

Figura 51. Teores concentrado após peneiramento, testes 1 a 30.

RESULTADOS PENEIRAMENTO DO CONCENTRADO - 2ª Rodada										
Nº Teste	Fluxo	Química Global (%)								
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC
Teste 31	+0,15mm	15,70	69,16	0,045	4,91	0,337	0,125	1,316	0,540	1,68
	-0,15mm	59,92	13,10	0,011	0,09	0,147	0,021	0,109	0,023	0,27
Teste 32	+0,15mm	25,67	46,33	0,070	8,36	0,561	0,234	2,284	0,846	4,76
	-0,15mm	64,57	4,43	0,012	0,15	0,145	0,023	0,111	0,057	2,50
Teste 33	+0,15mm	29,74	41,30	0,072	7,91	0,582	0,224	2,330	0,798	3,85
	-0,15mm	65,68	4,77	0,012	0,14	0,156	0,024	0,115	0,059	0,25
Teste 34	+0,15mm	19,66	61,07	0,059	6,38	0,447	0,165	1,839	0,670	1,89
	-0,15mm	62,43	9,02	0,010	0,09	0,169	0,022	0,117	0,046	0,31
Teste 35	+0,15mm	19,73	59,28	0,058	6,41	0,451	0,162	1,788	0,640	2,93
	-0,15mm	62,54	8,59	0,011	0,12	0,155	0,022	0,117	0,047	1,20
Teste 36	+0,15mm	11,06	79,00	0,035	3,37	0,217	0,081	0,881	0,284	0,52
	-0,15mm	62,54	6,30	0,010	0,09	0,112	0,012	0,089	0,001	0,17
Teste 37	+0,15mm	19,07	60,95	0,054	5,94	0,433	0,157	1,703	0,623	2,60
	-0,15mm	62,73	9,04	0,010	0,09	0,159	0,023	0,114	0,078	0,24
Teste 38	+0,15mm	15,98	67,90	0,048	5,29	0,362	0,133	1,418	0,530	1,78
	-0,15mm	59,52	9,27	0,010	0,11	0,153	0,021	0,105	0,042	0,33
Teste 39	+0,15mm	19,49	59,46	0,057	6,29	0,447	0,164	1,827	0,694	3,76
	-0,15mm	63,41	8,14	0,009	0,09	0,160	0,021	0,111	0,026	0,33
Teste 40	+0,15mm	24,92	47,00	0,089	7,86	0,591	0,218	2,380	0,807	5,89
	-0,15mm	64,53	7,92	0,009	0,09	0,164	0,021	0,106	0,043	0,57

Figura 52. Teores concentrado após peneiramento, testes 31 a 40.

RESULTADOS PENEIRAMENTO DO CONCENTRADO - 3ª Rodada										
Nº Teste	Fluxo	Química Global (%)								
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	PPC
Teste 41	+0,15mm	17,04	66,40	0,043	4,58	0,341	0,117	1,327	0,450	3,16
	-0,15mm	58,27	13,40	0,010	0,09	0,151	0,022	0,110	0,068	0,89
Teste 42	+0,15mm	28,69	38,70	0,078	9,25	0,651	0,267	2,619	0,947	6,91
	-0,15mm	66,84	4,43	0,011	0,14	0,146	0,024	0,103	0,032	0,29
Teste 43	+0,15mm	27,39	45,84	0,064	7,05	0,521	0,191	2,090	0,705	4,33
	-0,15mm	64,98	6,82	0,011	0,15	0,155	0,021	0,123	0,068	0,30
Teste 44	+0,15mm	15,53	65,73	0,053	5,79	0,380	0,146	1,681	0,576	4,09
	-0,15mm	61,14	9,36	0,011	0,11	0,171	0,023	0,129	0,097	0,30
Teste 45	+0,15mm	18,60	57,88	0,065	7,64	0,480	0,195	2,172	0,726	4,97
	-0,15mm	63,73	8,15	0,012	0,15	0,165	0,024	0,130	0,094	0,33
Teste 46	+0,15mm	20,47	59,10	0,059	6,52	0,463	0,172	1,923	0,688	1,21
	-0,15mm	63,23	8,06	0,011	0,10	0,172	0,022	0,122	0,086	1,06
Teste 47	+0,15mm	18,55	60,30	0,052	6,23	0,429	0,166	1,784	0,620	4,60
	-0,15mm	62,99	8,99	0,010	0,09	0,171	0,022	0,115	0,088	0,26
Teste 48	+0,15mm	15,17	66,17	0,050	5,98	0,376	0,154	1,706	0,593	4,02
	-0,15mm	62,60	8,36	0,012	0,16	0,163	0,024	0,132	0,082	0,31
Teste 49	+0,15mm	21,74	55,13	0,059	6,54	0,478	0,181	1,995	0,653	4,53
	-0,15mm	65,00	6,67	0,010	0,09	0,162	0,019	0,111	0,037	0,31
Teste 50	+0,15mm	19,64	56,31	0,058	6,35	0,468	0,167	1,782	0,624	5,05
	-0,15mm	63,80	8,05	0,010	0,09	0,166	0,022	0,118	0,047	0,34

Figura 53. Teores concentrado após peneiramento, testes 41 a 50.

## Anexo II – Testes de hipóteses para as médias do teor de ferro no concentrado após peneiramento.

### ANOVA para 1 fator: Testes 1 a 30

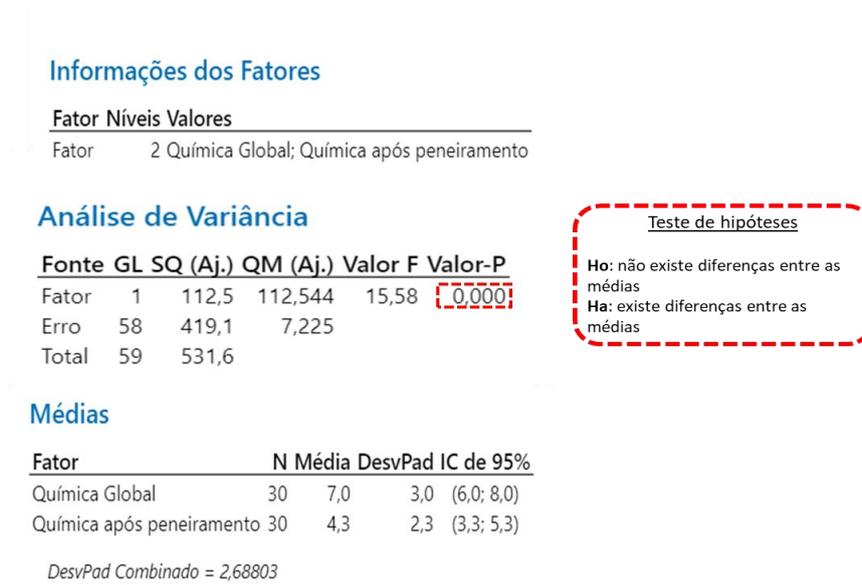


Figura 54. Teste de hipóteses para as médias do teor de concentrado após peneiramento, testes 1 a 30.

### ANOVA para 1 fator: Testes 31 a 40

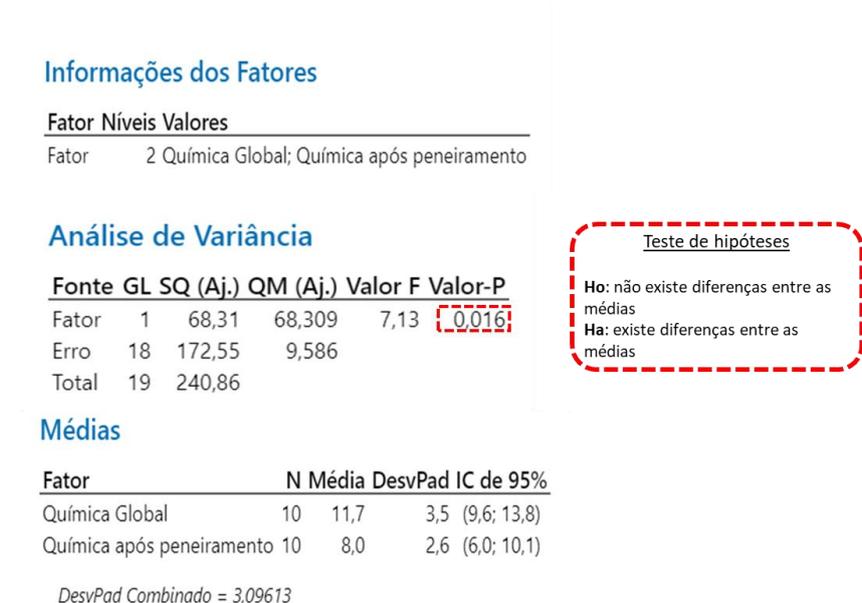


Figura 55. Teste de hipóteses para as médias do teor de concentrado após peneiramento, testes 31 a 40.

## ANOVA para 1 fator: Testes 41 a 50

### Informações dos Fatores

#### Fator Níveis Valores

Fator 2 Química Global; Química após peneiramento

### Análise de Variância

Fonte	GL	SQ (Aj.)	QM (Aj.)	Valor F	Valor-P
Fator	1	58,99	58,991	7,11	0,016
Erro	18	149,24	8,291		
Total	19	208,23			

#### Teste de hipóteses

**H<sub>0</sub>:** não existe diferenças entre as médias  
**H<sub>a</sub>:** existe diferenças entre as médias

### Médias

Fator	N	Média	DesvPad	IC de 95%
Química Global	10	11,7	3,4	(9,8; 13,6)
Química após peneiramento	10	8,2	2,3	(6,3; 10,1)

*DesvPad Combinado = 2,87943*

Figura 56. Teste de hipóteses para as médias do teor de concentrado após peneiramento, testes 41 a 50.