

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA PÓS GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS, METALÚRGICA E
DE MATERIAIS – PPGE3M
LABORATÓRIO DE TECNOLOGIA MINERAL E AMBIENTAL - LTM

**CONCENTRAÇÃO ROUGHER DE LAMAS DE MINÉRIO DE FERRO POR
FLOTAÇÃO CATIONICA REVERSA COM USO DE COLETOR DO TIPO AMIDO-
AMINA**

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

Victor Arns de Araujo

Porto Alegre

2022

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA PÓS GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS, METALÚRGICA E
DE MATERIAIS – PPGE3M
LABORATÓRIO DE TECNOLOGIA MINERAL E AMBIENTAL - LTM

**CONCENTRAÇÃO ROUGHER DE LAMAS DE MINÉRIO DE FERRO POR
FLOTAÇÃO CATIÔNICA REVERSA COM USO DE COLETOR DO TIPO AMIDO-
AMINA**

Victor Arns de Araujo

Dissertação apresentada ao programa de pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalurgia e Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial à obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de concentração: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa.

Orientador: Prof. Dr. André Camargo de Azevedo

Porto Alegre

2022

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Reitor: Carlos André Bulhões Mendes

Vice-Reitor: Patricia Pranke

ESCOLA DE ENGENHARIA

Diretor: Carla Schwengber ten Caten

Vice-Diretor: Afonso Reguly

PROGRAMA DE PÓS GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS, METALÚRGICA
E MATERIAIS

Coordenador: Afonso Reguly

Vice-Coordenador: Andrea Moura Bernardes

CIP - Catalogação na Publicação

Araujo, Victor Arns de Araujo
CONCENTRAÇÃO ROUGHER DE LAMAS DE MINÉRIO DE FERRO
POR FLOTAÇÃO CATIONICA REVERSA SEM USO DE DEPRESSOR /
Victor Arns de Araujo Araujo. -- 2022.
127 f.
Orientador: André Camargo de Azevedo.

Dissertação (Mestrado) -- Universidade Federal do
Rio Grande do Sul, Escola de Engenharia, Programa de
Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de
Materiais, Porto Alegre, BR-RS, 2022.

1. flotação de minério de ferro. 2. minério de
ferro. 3. flotação cationica reversa. 4. flotação de
ultrafinos. 5. lamas de minério de ferro. I. Camargo
de Azevedo, André, orient. II. Título.

VICTOR ARNS DE ARAUJO

CONCENTRAÇÃO ROUGHER DE LAMAS DE MINÉRIO DE FERRO POR FLOTAÇÃO
CATIÔNICA REVERSA COM USO DE COLETOR DO TIPO AMIDO-AMINA

Esta dissertação foi analisada e julgada adequada para obtenção do título de Mestre em Engenharia e aprovado em sua forma final pelo Orientador e Banca Examinadora designada pelo Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

Orientador: Prof. Dr. André Camargo de Azevedo

Coordenador PPGE3M/UFRGS: Prof. Dr. Afonso Reguly

Bancada Examinadora:

Prof. Dr. Irineu Antônio Schadach de Brum (PPGE3M – UFRGS)

Eng. Dr. Elves Matiolo (CETEM)

Eng. Dr. Neymayer Pereira Lima (VALE SA)

*Dedico este trabalho
à minha família.*

AGRADECIMENTOS

Ao Professor André Camargo de Azevedo, pela orientação e total suporte no desenvolvimento do trabalho;

Ao Professor Jorge Rubio pela coordenação do projeto e compartilhamento de seu vasto conhecimento no campo de flotação;

À CAPES, pelo financiamento da bolsa de Mestrado;

À UFRGS e ao LTM pelo suporte e infraestrutura utilizados na realização do trabalho, bem como DEMIN e PPGE3M;

À VALE pela parceria, apoio técnico, financeiro e engajamento no projeto;

À Clariant pela disponibilização dos coletores e informações técnicas;

A todos os amigos do LTM, Alex, Henrique, Jean, Alan, Pablo, Caroline, Clara, Vitória, Marina, Henry, Mariana, Pedro, e Gabriela pela ajuda, apoio e suporte;

À minha família por apoiar incondicionalmente e compreender minha ausência.

RESUMO

O trabalho apresenta um estudo de flotação reversa de lama de minério de ferro em etapa *rougher* com novos coletores catiônicos do tipo amido-aminas, sem uso de depressor. No atual contexto, a pesquisa para desenvolvimento tecnológico no setor mineral tem empregado maior esforço para aumentar a recuperação de ferro nas usinas de beneficiamento, utilizando práticas de concentração mineral em lamas e rejeitos dispostos em barragens, com teores consideráveis de ferro. O trabalho teve como objetivo geral avaliar a concentração de uma amostra de rejeito da deslamagem de minério de ferro por flotação catiônica reversa em dois tipos de coluna, convencional reta (CCR) e de três produtos (C3P). Os objetivos específicos foram a caracterização da amostra de lama, avaliação de três tipos de coletores amido-aminas (Flotinor 5530, Flotinor 16939 e Flotinor 16988) na flotação em bancada com célula mecânica, avaliação dos parâmetros operacionais na flotação em célula mecânica de bancada, e avaliação dos parâmetros operacionais em coluna convencional reta (CCR) e coluna de três produtos (C3P). As metas técnicas da concentração *rougher* foram estabelecidas pela obtenção de um concentrado (não flotado) com teor acima de 48% Fe, e rejeito (flotado) com teor abaixo de 15% Fe, de forma a possibilitar a concentração *cleaner* do concentrado em etapa posterior, e viabilizar o reuso do rejeito. A lama proveniente do *overflow* da deslamagem de uma usina de concentração do Quadrilátero Ferrífero, apresenta como principais minerais a hematita, goethita, quartzo e caulinita. Análises químicas do material indicaram 41% Fe, 24% sílica, 7% alumina e 8% PPC, com 82% passante em 45 μm , 55% passante em 12 μm . A lama apresentou área superficial específica de 12980 cm^2/g . Em laboratório, foram desenvolvidos ensaios em escala de bancada (célula mecânica) e em sistemas contínuos de coluna convencional reta (CCR) e de três produtos (C3P) de 1". Foram utilizados atrição e condicionamento de alta intensidade (CAI) como técnicas de preparação da polpa de ultrafinos antes da flotação. Nos ensaios de bancada, foram obtidos concentrados *rougher* entre 46-54% Fe, com recuperação mássica entre 40-60%, e metalúrgica entre 60-75%, e rejeitos na faixa 23-33% Fe. Em coluna, foram obtidos concentrados ferrosos com teores acima de 48% Fe, com recuperação mássica e metalúrgica de respectivamente 73% e 91%, e rejeitos com teores abaixo de 15% Fe. Os melhores resultados foram obtidos com o coletor Flotinor 16939, indicando sua seletividade para as lamas, ricas em caulinita, sem uso de amido como depressor. Os melhores resultados, atendendo às metas técnicas propostas foram obtidos em coluna otimizando as variáveis relativas à concentração de sólido na flotação, parâmetros de velocidade superficial (J_g e J_w1), dosagem de coletor, e uso de espumante auxiliar. Com a coluna de três produtos, usando o Flotinor 16939, foram obtidos concentrados silicosos com teores de ferro até abaixo de 10%, devido a rejeição de partículas portadoras de ferro destinadas ao terceiro produto (drenado). Os estudos realizados em coluna convencional reta (CCR) com o coletor Flotinor 16939 também atingiram as metas de teores dos concentrados ferrosos e silicosos. Os resultados obtidos indicam o potencial da técnica de produção de concentrados *rougher* de lamas de minério de ferro utilizando colunas de flotação e coletor amido-aminas.

Palavras-chave: flotação minério de ferro, flotação catiônica reversa, coletor amido-amina, coluna de três produtos, beneficiamento de lamas.

ABSTRACT

This work presents a study of rougher reverse flotation of iron ore slimes with new amide-amine type cationic collectors without the use of a depressant. In the current context, research for technological development in the minerals sector has put more effort into increasing iron recovery in processing plants, using mineral concentration practices in slimes and old tailings, with considerable iron content. The overall objective of this work was to evaluate the concentration of an iron ore deslamming tailings sample by reverse cationic flotation in two types of columns, conventional column cell (CCC) and three-product column (C3P). The specific objectives were characterization of the slime sample, evaluation of three types of amido-amine collectors (Flotisor 5530, Flotisor 16939, and Flotisor 16988) in bench flotation with a mechanical cell, evaluation of the operational parameters in bench flotation in a mechanical cell, and evaluation of the operational parameters in a conventional column cell (CCC) and three-product column (C3P). The technical goals of the rougher concentration were established by obtaining a ferrous concentrate (not floated) with Fe content above 48%, and a siliceous concentrate (floated) with Fe content below 15%, in order to enable the cleaner concentration of the ferrous concentrate at a cleaner stage, and to reuse of the tailings (siliceous concentrate). The slime from the overflow of the deslamming of a concentration plant of Cuadrilátero Ferrífero presents as main minerals the hematite, goethite, quartz and kaolinite. Chemical analysis of the material indicated 41% Fe, 24% silica, 7% alumina and 8% LOI, with 82% passing 45 μm , 55% passing 12 μm . The slime had a specific surface area of 12980 cm^2/g . In the laboratory, tests were developed at bench level (mechanical cell) and in continuous systems of 1" conventional column cell (CCC) and three-product (C3P). Scrubbing and high intensity conditioning (HIC) were used as techniques to prepare the ultrafine slime to flotation. In bench tests, rougher concentrates between 46-54% Fe were obtained, with mass recovery between 40-60%, and metallurgical recovery between 60-75%, and tailings in range 23-33%. In column tests, ferrous concentrates with contents above 48% Fe were obtained, with mass and metallurgical recovery of 73% and 91%, respectively, and tailings (siliceous concentrates) with contents below 15% Fe. The best results were obtained with the Flotisor 16939 collector, indicating its selectivity for the slime, with high amount of kaolinite, without the use of starch as a depressant. The best results, meeting the proposed technical goals, were obtained in column were obtained by optimizing the variables related to flotation solid concentration, surface flow parameters (J_g and J_w), collector dosage, and use of auxiliary frother. With the three-product column, using Flotisor 16939, siliceous concentrates with iron contents even below 10% were obtained, due to the rejection of iron-bearing particles destined for the third product (drained). The studies carried out in conventional column cell (CCC) with the Flotisor 16939 collector also reached targets for the content of iron and siliceous concentrates. The results obtained indicate potential of the technique of producing rougher concentrates from iron ore slimes using flotation columns and amide-amine collector.

Keywords: iron ore flotation, reverse cationic flotation, slimes flotation.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Publicações por ano sobre concentração de rejeitos de minério de ferro.	18
Figura 2 - Fluxograma simplificado do beneficiamento de minério de ferro exemplificando rejeito global, rejeito da classificação (lama) e rejeito de concentração.....	22
Figura 3 - Exemplificação de diferentes circuitos de concentração com etapas <i>rougher</i> , <i>scavenger</i> e <i>cleaner</i>	28
Figura 4 - Influência do tipo e dosagem de espumante no tamanho de bolhas.....	30
Figura 5 - Estrutura da Etermonoamina.....	34
Figura 6 - Métodos de medição de Flotação Verdadeira e Arraste de Trahar e Warren (1976) - A, e Warren (1985) - B.....	40
Figura 7 - Efeito do diâmetro da partícula na recuperação ou cinética de flotação.....	42
Figura 8 - Zona de Coleta e de Espuma na Coluna de Flotação.....	45
Figura 9 - Coluna de Três Produtos – C3P.....	49
Figura 10 - Mapa geológico simplificado do proposto Geoparque Quadrilátero Ferrífero (MG).....	59
Figura 11 - Minerais de ferro: Hematita (A) e Goethita (B).....	60
Figura 12 - Minerais de Quartzo (A), Caulinita (B), e Gibbsita (C).....	60
Figura 13 - Lama de minério de ferro coletada na usina de beneficiamento.....	64
Figura 14 - Lama em quarteamento após secagem natural.....	64
Figura 15 - Coletores Flotador 5530, Flotador 16939 e Flotador 16988 à temperatura de 5°C.....	65
Figura 16 - Célula Denver D-12 e inversor de frequência.....	66
Figura 17 - Regulador de pressão de linha (A) e fluxômetro de ar (B).....	67
Figura 18 - Turbina Rushton (A) e célula para atrição e CAI (B).....	68
Figura 19 - Regulação de pH (A) e operação de flotação (B).....	68
Figura 20 - Agitador célula Denver 12D (A) e cuba de flotação (B).....	69
Figura 21 - Operação de filtragem (A) e de secagem na chapa (B) de amostras da flotação.....	70
Figura 22 - Resumo etapas da flotação em célula mecânica de bancada.....	70
Figura 23 - Coluna de flotação de 1” e 4 metros de altura (A), tanque de polpa (B), e bombas peristálticas (C e D).....	73
Figura 24 - Regulador de pressão de linha (A) e tubo poroso gerador de bolhas (B).....	74
Figura 25 - Painel de controle de fluxômetros de ar e água: A - vazão de ar coluna (cm ³ /min); B- vazão da água de lavagem 2 (cm ³ /min); C- vazão de água de limpeza da calha de rejeito (cm ³ /min); D- vazão de água de lavagem 1 (cm ³ /min); E – vazão de microbolhas (cm ³ /min).....	74

Figura 26 - Módulos da coluna de três produtos (C3P) e da coluna convencional reta (CCR).	75
Figura 27 - Fluxograma de operação para tratamento da lama de minério de ferro na coluna de três produtos (C3P).	76
Figura 28 - Resumo do processo de flotação em coluna (CCR e C3P).	77
Figura 29 - Resultado mineralogia da amostra de lama.	84
Figura 30 - Recuperação mássica de concentrado em função da dosagem e coletor em bancada. Condições fixas: scrubbing = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm e vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.	86
Figura 31 - Concentrado (% Fe) em função da dosagem e coletor. Condições fixas: scrubbing = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm, vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.	86
Figura 32 - Curva de Seletividade (Recuperação mássica (%)) em função da qualidade do concentrado (%Fe)) para flotação em bancada. Condições fixas: scrubbing = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm, vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.	88
Figura 33 - Qualidade (teor) do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função da dosagem de coletor (g/t). Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, e pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.	91
Figura 34 - Qualidade do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função do pH. Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.	92
Figura 35 - Qualidade do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função da rotação de flotação (rpm). Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos,	

pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.....	93
Figura 36 - Qualidade do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função da vazão de ar (NL/min). Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.....	94
Figura 37 - Flotado acumulado em função da dosagem de coletor (g/t) por período de tempo (min). Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.	95
Figura 38 - Grau de arraste versus flotação verdadeira para a sílica para todos os ensaios do plano de experimento do Flotador 16939 em célula mecânica de bancada. Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.	97
Figura 39 - Recuperação mássica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na CCR. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 7 e 8.	101
Figura 40 - Recuperação metalúrgica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na CCR. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 7 e 8.....	101
Figura 41 - Qualidade do rejeito (% Fe) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na CCR. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 7 e 8.....	102
Figura 42 - Grau de arraste versus flotação verdadeira para a sílica para os ensaios do plano de experimento do Flotador 16939 em coluna convencional reta (CCR). Condições fixas e variáveis conforme tabela 6. Condições fixas: scrubbing em pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm durante 15 minutos; CAI em 1200 rpm, 35% de sólidos durante 20 minutos; DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis: sólidos na flotação de 20 a 25%; dosagem de coletor de 500 a 700 g/t; Jsl de 0.49 a 0.66 cm/s; Jg de 1.1 a 1.5 cm/s; Jw1 de 0.1 a 0.4 cm/s; uso ou não de DF250 como espumante.....	103

Figura 43 - Recuperação mássica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na C3P. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 9 e 10.....	109
Figura 44 - Recuperação metalúrgica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na C3P. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 9 e 10.....	109
Figura 45 - Qualidade do rejeito (% Fe) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na C3P. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 9 e 10.....	110

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Resumo dos reagentes da flotação catiônica reversa de minério de ferro com suas funções, mecanismos de ação e exemplos.	33
Tabela 2 - Principais trabalhos de processamento de lamas/rejeitos de minério de ferro que envolveram método de flotação.....	52
Tabela 3 - Etapas do trabalho.	62
Tabela 4 - Plano de Experimento para ensaios em célula mecânica de bancada comparando Flotador 16939, Flotador 16988 e Flotador 5530. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm, vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.	71
Tabela 5 - Plano de experimento para ensaios em célula mecânica de bancada com Flotador 16939. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.	72
Tabela 6 - Fluxos da CCR e C3P.....	75
Tabela 7 - Condições da flotação em coluna reta (CCR) com Flotador 16939. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.	78
Tabela 8 - Condições da flotação em coluna reta com Flotador 16988. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw em 0.1 cm/s, a 20% de sólidos. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.	79
Tabela 9 - Condições flotação na C3P com Flotador 16939. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jw2 em 50 mL/min, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.	80
Tabela 10 - Condições flotação na C3P com Flotador 16988. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw2 em 50 mL/min. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.	81
Tabela 11 - Umidade da lama após secagem.....	83

Tabela 12 - Distribuição granulométrica das partículas: percentual passante por tamanho (µm).....	83
Tabela 13 - Análise química da amostra de lama.	84
Tabela 14 - Resultados flotação em bancada com Flotador 16939, 16988 e 5530. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 900 rpm, 35% de sólidos, e pH 10.5 durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5 durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm e vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.	85
Tabela 15 - Resultados de flotação em bancada do Flotador 16939 com plano de experimento. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.	89
Tabela 16 - Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 1200 rpm, 35% de sólidos, e pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.	90
Tabela 17 - Taxa de transferência de massa para o flotado em função da dosagem Flotador 16939 por período de tempo. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.	95
Tabela 18 - Resultados de flotação em células mecânica de bancada com Flotador 16939 em função da dosagem de coletor (g/t) e da rotação de flotação (rpm). Condições fixas: <i>scrubbing</i> = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.....	96
Tabela 19 - Resultados de flotação em CCR com Flotador 16939 para o concentrado. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 7.....	98
Tabela 20 - Resultados flotação na CCR com Flotador 16939 para o rejeito. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35%	

de sólidos, durante 20 minutos, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 7.....	99
Tabela 21 - Resultados de flotação em CCR com Flotador 16988 para o concentrado. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw = 0.1 cm/s; a 20% de sólidos. Condições variáveis conforme tabela 8.	100
Tabela 22 - Resultados de flotação em CCR com Flotador 16988 para o rejeito. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw = 0.1 cm/s, a 20% de sólidos. Condições variáveis conforme tabela 8.	100
Tabela 23 - Resultados de flotação na C3P com Flotador 16939 para o concentrado. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jw2 em 50 mL/min; DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 9.....	105
Tabela 24 - Resultados flotação na C3P com Flotador 16939 para o rejeito. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jw2 em 50 mL/min, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 9.	106
Tabela 25 - Resultados de flotação na C3P com Flotador 16988 para o concentrado. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw2 em 50 mL/min. Condições variáveis conforme tabela 10.....	107
Tabela 26 - Resultados de flotação em C3P com Flotador 16988 para o rejeito. Condições fixas: <i>scrubbing</i> = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw2 em 50 mL/min. Condições variáveis conforme tabela 10.	108

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	17
1.1	OBJETIVO GERAL	20
1.2	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	20
1.3	METAS TÉCNICAS	20
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	21
2.1	GERAÇÃO, CARACTERIZAÇÃO E PROBLEMAS ASSOCIADOS AOS REJEITOS DE MINÉRIO DE FERRO	21
2.2	BENEFICIAMENTO DE MINÉRIO DE FERRO POR FLOTAÇÃO	26
2.3	TÉNICAS ESPECÍFICAS PARA FINOS E ULTRAFINOS	41
2.3.1	Flotação em coluna convencional reta (CCR)	43
2.3.2	Flotação em coluna de três produtos (C3P)	48
2.3.3	O processo de condicionamento em alta intensidade (CAI)	50
2.4	APLICAÇÕES DE FLOTAÇÃO NO BENEFICIAMENTO DE REJEITOS DE MINÉRIO DE FERRO	52
2.5	APROVEITAMENTO DE REJEITOS DE MINÉRIO DE FERRO.....	56
2.6	GEOLOGIA DO DEPÓSITO.....	58
3	EXPERIMENTAL	62
3.1	MATERIAIS E REAGENTES	62
3.1.1	Amostra de Lama de Minério de Ferro	62
3.1.2	Reagentes	64
3.2	FLOTAÇÃO EM CÉLULA MÊCANICA DE BANCADA.....	66
3.2.1	Equipamento	66
3.2.2	Procedimento	67
3.2.3	Estudo de flotação em bancada	70
3.3	FLOTAÇÃO EM COLUNA RETA E DE TRÊS PRODUTOS	72

3.3.1 Equipamento	72
3.3.2 Procedimento.....	76
3.3.3 Estudo de variáveis operacionais em Coluna Reta (CCR) e de Três Produtos (C3P)	78
3.4 MÉTODOS ANALÍTICOS.....	81
4 RESULTADOS E DISCUSSÃO	83
4.1 CARACTERIZAÇÃO DA LAMA DE MINÉRIO DE FERRO.....	83
4.2 FLOTAÇÃO EM BANCADA COM CÉLULA MECÂNICA.....	85
4.2.1 Estudo de coletores (Flotiner 16939, Flotiner 16988 e Flotiner 5530).....	85
4.2.2 Estudo de variáveis operacionais com coletor Flotiner 16939	88
4.3 RESULTADOS FLOTAÇÃO EM COLUNA RETA (CCC)	97
4.4 RESULTADOS FLOTAÇÃO EM COLUNA DE TRÊS PRODUTOS (C3P)	104
5 CONCLUSÕES.....	112
6 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	114
7 PRODUÇÃO CIENTÍFICA E PRÊMIOS ASSOCIADOS À DISSERTAÇÃO	115
REFERÊNCIAS.....	116

1 INTRODUÇÃO

A produção de concentrados de frações finas de minério de ferro, destinado a pelotização (*pelletfeed*), atingiu 105 milhões de toneladas em 2017 no Brasil, e a geração de rejeitos de ferro em geral destinados as barragens de mineração foi estimada em 275 milhões de toneladas ano (Mta) (ANM, 2018; DAUCE *et al.*, 2019). Os circuitos convencionais de beneficiamento de minério de ferro envolvem as etapas de cominuição das partículas para liberação dos minerais de interesse (óxidos de ferro), concentração a úmido por flotação ou separação magnética e, por fim, o desaguamento por espessamento e filtragem. Os concentrados são transportados para comercialização, e os rejeitos são destinados às barragens na forma de polpas minerais ou às pilhas de disposição de rejeito após filtragem (CHAVES, 2013b).

A proporção de finos no beneficiamento de minério de ferro tem se elevado nos últimos anos, devido à exaustão das jazidas de maior teor de ferro e início da exploração de depósitos de maior complexidade e menores teores de mineral de interesse. Por consequência, a necessidade de cominuição e moagem do minério para liberação ocasiona a maior geração de finos e ultrafinos. Essa maior quantidade de lama gerada tem sido destinada, via de regra, às barragens de rejeitos (ROCHA; PERES, 2009).

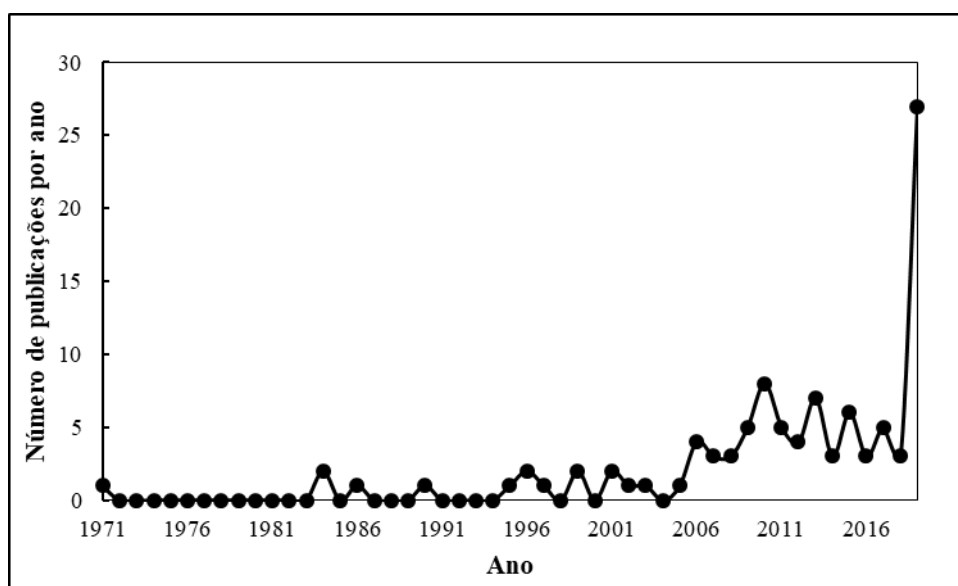
A sustentabilidade e os riscos associados à operação de barragens de rejeitos passaram a ser questionados, principalmente após os eventos de rompimentos das barragens de Fundão, de Mariana (MG) em 2015, e Corrego do Feijão, de Brumadinho (MG) em 2019. Estes acidentes trouxeram severos impactos econômicos, sociais e ambientais, amplamente divulgados e discutidos nas esferas técnicas e sociais (ARMSTRONG *et al.*, 2019). Em particular, a segurança e estabilidade (metodologia empregada) das barragens de rejeito, têm sido discutidas em relação aos métodos de construção dos barramentos, licenças de ampliação, quantidade de material destinado ao reservatório. Em função destes e outros fatores de segurança, uma nova regulação já está em vigor (Lei 14.066 de 2020 – Nova Política Nacional de Segurança de Barragens) e sob fiscalização da Agência Nacional de Águas e Saneamento.

Neste contexto, a pesquisa para desenvolvimento tecnológico no setor mineral tem empregado maior esforço para aumentar a recuperação de ferro em lamas e reaproveitar rejeitos dispostos em barragens, ricos em ferro, de modo a aumentar a sustentabilidade da mineração. A recuperação do ferro contido em lamas concilia os objetivos de redução, reprocessamento e reaproveitamento de rejeitos, antes da disposição final.

Em revisão bibliométrica específica sobre a concentração de rejeitos de minério de ferro, foram encontrados 104 trabalhos científicos sobre o assunto desde o ano de 1970 até 2019. A

maior parte das publicações ocorreu em periódicos e conferências da área de Tratamento de Minérios, sendo China, Índia, Rússia e Brasil os países com maior número de publicações. O interesse no assunto tem aumentado a partir dos anos 2000, convergindo para uma média de 5 documentos publicados por ano a partir da década de 2010, com maior número de trabalhos científicos publicados no ano de 2019 (27 documentos publicados), aparentemente relacionado ao aumento de produção de minério de ferro e de geração de rejeitos destas últimas décadas.

Figura 1 - Publicações por ano sobre concentração de rejeitos de minério de ferro.



Fonte: autor baseado em revisão bibliométrica no Scopus.

As correntes do *overflow* do processo de deslamagem (fração mais fina do minério) e do rejeito do processo de concentração são destinadas as barragens de rejeitos. Embora o rejeito do processo de concentração possua em média teores abaixo de 20% Fe, o *overflow* da deslamagem – também chamado de lama de minério de ferro – possui valores médios de ferro entre 35-55% (GUIMARÃES, 2011). Este elevado teor metálico das lamas viabiliza estudos sobre suas características e possibilidades de concentração.

As lamas de minério de ferro são compostas principalmente por óxidos e hidróxidos de ferro (hematita e goethita), sílica (quartzo) e aluminossilicatos (caulinita e gibsitita), com granulometria com maior proporção passante em 20 μm (GUIMARÃES, 2011; LIMA *et al.*, 2020; MARQUES, 2013; VILELA NETO, 2016). Estas características das lamas tornam o processo de concentração complexo, devido a fatores como baixo *momentum* das partículas, recobrimento da superfície por lamas (*slime coating*) e elevada área superficial por unidade de massa, que, juntamente com fatores de projeto e operacionais dos empreendimentos mineiros,

contribuem para a destinação das lamas às barragens de rejeito ao longo dos anos (RUBIO, 2013).

A tecnologia de flotação para ultrafinos de minério de ferro tem evoluído nos últimos anos principalmente em relação a seletividade dos coletores catiônicos, ao uso de atrição para limpeza da superfície de partícula (*scrubbing*), a melhoria do processo de condicionamento, ao ajuste do tamanho de bolhas para partículas finas e aos equipamentos de flotação (ARAUJO et al., 2013; CHAVES et al, 2018; RUBIO, 2013). As colunas de flotação têm sido avaliadas para lamas de minério de ferro recentemente, devido as suas características de baixa turbulência, tamanho adequado de bolhas para estas partículas, e baixo custo de investimento (TAKATA e VALLE, 2013).

As lamas de minério de ferro correspondem a 14-66% da massa de rejeitos produzidas no Brasil, equivalente, portanto, a dezenas de milhões de toneladas destinadas anualmente as barragens de mineração com razoável teor metálico de ferro (GUIMARÃES, 2011; LIMA *et al.*, 2020). O desenvolvimento de rotas de beneficiamento para lamas de minério de ferro pode viabilizar o aumento de produção dos empreendimentos mineiros já existentes, bem como reduzir a tonelagem de rejeitos gerada, tendo impactos econômicos e ambientais positivos. Diversos trabalhos utilizaram diferentes combinações de circuitos com flotação e separação magnética para concentrar lamas de minério de ferro, ainda sem êxito completo em relação a qualidade de concentrado e recuperação mássica e metalúrgica simultâneos (MATIOLO *et al.*, 2020; PINTO, 2019; ROCHA, 2018; SANTOS, 2010; SILVA, 2012).

A flotação catiônica reversa de minério de ferro tem estado em constante evolução desde o início, especialmente em relação ao desenvolvimento de coletores. Inicialmente, eram utilizadas aminas graxas primárias, e na sequência passaram a ser utilizadas eteraminas com neutralização parcial. Atualmente, estão sendo desenvolvidos novos coletores do tipo amido-aminas, visando atender as demandas de minérios e lamas com características mineralógicas e granulométricas complexas (BUDEMBERG, 2016).

Devido à complexidade do tratamento de ultrafinos, diferentes técnicas têm sido experimentadas e aprimoradas no sentido de melhorar o processo de condicionamento e de flotação. Em relação ao condicionamento, destacam-se o uso de atrição (*scrubbing*), para garantir a limpeza da superfície das partículas, e o uso de Condicionamento de Alta Intensidade (CAI), para aprimorar a eficiência de coleta e a hidrofobização das partículas a serem flotadas. No contexto da flotação, o uso de colunas convencionais retas (CCR) e colunas de três produtos (C3P) tem grande potencial de aplicação nos circuitos de ultrafinos.

1.1 OBJETIVO GERAL

O objetivo geral do trabalho foi avaliar a flotação *rougher* de amostra de lama de minério de ferro gerada no *overflow* da deslamagem de uma usina de beneficiamento de minério de ferro localizada em São Gonçalo do Rio Abaixo (MG). O processo, em nível de laboratório, foi a flotação catiônica reversa não convencional, sem uso de amido como depressor, com uso de novos coletores catiônicos do tipo amido-amina.

1.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Os objetivos específicos foram:

- Caracterização da amostra lama de minério de ferro em função da granulometria, densidade, composição química e mineralógica;
- Avaliação de três tipos de coletores amido-amina na flotação catiônica reversa de lamas de minério de ferro;
- Avaliação de parâmetros operacionais (dosagem de coletores, pH, agitação da polpa, vazão de ar) na flotação em célula mecânica de bancada;
- Avaliação de parâmetros operacionais (fluxos superficiais de polpa, ar e água de lavagem, altura da camada de espuma, uso de espumantes) na flotação em coluna convencional reta (CCR) e coluna de três produtos (C3P).

1.3 METAS TÉCNICAS

Obter as metas técnicas da concentração *rougher* de concentrado acima de 48% Fe, e rejeito abaixo de 15% Fe, de forma a possibilitar concentração *cleaner* do concentrado em etapa posterior de separação magnética, e viabilizar o reuso do rejeito.

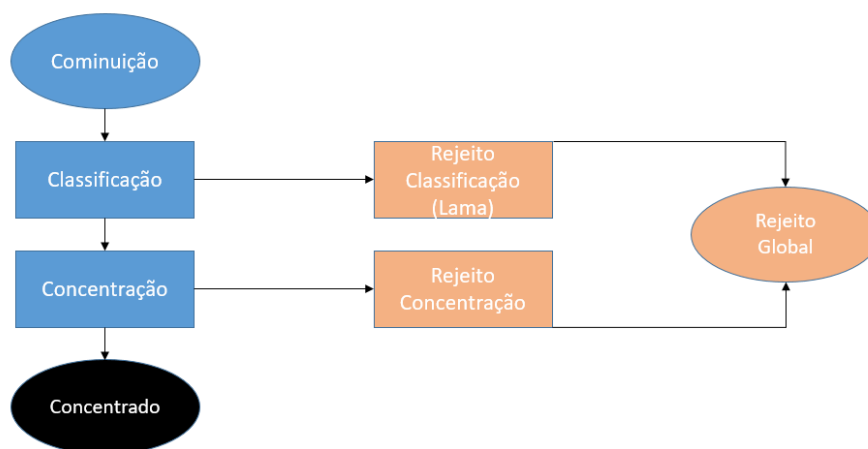
2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 GERAÇÃO, CARACTERIZAÇÃO E PROBLEMAS ASSOCIADOS AOS REJEITOS DE MINÉRIO DE FERRO

Os circuitos de beneficiamento de minério em geral são constituídos das etapas de cominuição, classificação, concentração e desaguamento (CHAVES, 2013b; LUZ; LINS, 2010). A etapa de cominuição adequa a granulometria das partículas para os processos subsequentes, enquanto a etapa de classificação separa em diferentes fluxos as partículas de acordo com sua faixa granulométrica, podendo haver descarte ou retorno a cominuição de determinados fluxos. A concentração é responsável pela elevação do teor do elemento de interesse, produzindo um concentrado e um rejeito. Por fim, o desaguamento é realizado, nos casos de concentração à úmido, para adequar a umidade do produto aos padrões de qualidade do cliente/mercado.

Os rejeitos de minério de ferro são gerados no processo de beneficiamento do minério proveniente das jazidas. Compõem os rejeitos de minério de ferro tanto os rejeitos do processo de classificação (deslamagem) quanto os rejeitos do processo de concentração (flotação, separação magnética ou gravimetria) (GUIMARÃES, 2011). É importante a distinção entre o rejeito da classificação e o rejeito da concentração, uma vez que o primeiro é descartado do processo de beneficiamento por não estar na faixa granulométrica adequada, não tendo passado, portanto, por processo de concentração, enquanto o segundo é um dos produtos do processo de concentração (figura 2). Em muitas situações, estes dois tipos de rejeitos são destinados a uma mesma barragem (GUIMARÃES, 2011), sendo este um dos fatores que dificulta o reprocessamento de material de barragens.

Figura 2 - Fluxograma simplificado do beneficiamento de minério de ferro exemplificando rejeito global, rejeito da classificação (lama) e rejeito de concentração.



Fonte: modificado de Figueiredo (2007).

São problemas associados aos rejeitos de minério de ferro seu elevado volume e tonelagem, as perdas metalúrgicas do mineral de interesse (ferro), a necessidade de grandes áreas para disposição, e as questões de segurança e estabilidade das barragens e pilhas de rejeitos (ARMSTRONG et al., 2019; DAUCE et al., 2019; SANTOS, 2018).

Embora a recuperação mássica do beneficiamento de ferro seja relativamente elevada quando comparada ao beneficiamento de outros minerais metálicos como cobre e ouro, o crescimento da produção de minério de ferro anual associada a redução do teor médio das jazidas tem aumentado a produção de rejeitos, estimada em de 275 Mta no Brasil em 2014 (DAUCE *et al.*, 2019). As usinas de Brucutu (Vale), Minas-Rio (Anglo American), Casa de Pedra (CSN), maiores concentradoras de minério de ferro no Brasil em operação, têm capacidade de produção de aproximadamente 85 Mta de minério de ferro, gerando em torno de 65 Mta de rejeitos em 2019 (ANGLOAMERICAN, 2020; CSN, 2020; VALE, 2019). Estima-se que a mineração de ferro irá gerar aproximadamente 4.7 bilhões de toneladas de rejeitos entre 2010 e 2030 no Brasil (IPEA, 2012).

A disposição dos rejeitos de ferro em barragens é o método mais comum, tendo como vantagens o menor custo em relação a disposição em pilhas após filtragem, a relativa facilidade de operação, a elevada capacidade de armazenamento de massa, e a capacidade de armazenamento e tratamento natural da água (SOARES e BOSCOV, 2018). No entanto, as barragens de rejeitos de mineração tem como aspectos negativos tornarem-se ao longo do tempo passivos ambientais e de segurança (ARMSTRONG et al, 2019). O bombeamento de rejeitos

em polpa para barragens ocasiona formação de superfícies planas, e segregação na sedimentação das partículas, dificultando a estabilidade da estrutura. São comuns os relatos de barragens de rejeitos com elevador teor de ferro, fato que indica o potencial de aproveitamento econômico deste material.

Como alternativa ao uso de barragens, os métodos de disposição de rejeitos em pasta e em pilhas após filtragem são atualmente aplicados com interesse crescente (FIGUEIREDO, 2007; MACNAMARA et al., 2011). A disposição em pasta consiste em elevar a concentração de sólidos do rejeito a níveis de 75-90%, através do uso de espessadores de pasta e reagentes, possibilitando a obtenção de um material de consistência homogênea, levando a um fluxo laminar sem segregação granulométrica das partículas (CHAVES *et al.*, 2013). As pastas possuem como aspectos técnicos positivos a reutilização de água e maximização da densidade dos rejeitos, minimização da área de disposição e do risco de rompimento do barramento, possibilidade de utilização do resíduo como *backfill* em mina subterrânea (BOGER, 2013). São relatadas como desvantagens da técnica elevado consumo de flocculante, maior custo operacional, complexidade no bombeamento de pastas, dificuldade de estabilidade das pastas em regiões chuvosas, e recuperação de água inferior a obtida em circuitos compostos por espessamento seguido de filtragem (CHAVES *et al.*, 2013).

A disposição do rejeito em pilhas é caracterizada por realização de espessamento e filtragem, reduzindo a umidade do material abaixo de 15% (CHAVES, 2013a). A disposição de rejeito em pilhas após filtragem tem como aspectos positivos o elevado índice de reaproveitamento de água e o não uso de barragens, e como aspectos negativos os maiores custos operacionais em relação a disposição em barragens, uso de reagentes para coagulação e floculação, necessidade de estação de tratamento de água, limite máximo de umidade para empilhamento seguro, bem como eventuais limitações a capacidade de produção das usinas de beneficiamento devido a impossibilidade de estocar rejeito úmido no sistema (CHAVES, 2013a; FRANÇA e MASSARANI, 2018).

As perdas metálicas de ferro para os rejeitos, a despeito da evolução tecnológica dos processos de concentração no período recente, ainda é elevada, principalmente no caso das lamelas de minério de ferro. As lamelas, além de conterem razoável quantidade de ferro e impurezas, contaminam a terra e a água, e representa ameaças ao meio ambiente (THELLA et al., 2012). Soares e Boscov (2018) ponderam que o investimento em tecnologia deve compreender a diminuição na geração de rejeitos, o desaguamento e reaproveitamento de

rejeitos, aprimoramento do projeto, operação e monitoramento de barragens, e planejamento de ações emergenciais em casos de acidentes.

Lima et al. (2020) avaliam que as características e comportamento das lamas é de fundamental importância para a indústria de concentração de minério de ferro, uma vez que as condições operacionais das usinas de beneficiamento podem ser melhor ajustadas para maximizar a recuperação de ferro e a elevar qualidade dos produtos. Thella et al. (2012) ponderam ainda que não existe tecnologia disponível capaz de recuperar o ferro contido nas lamas com o nível desejado de pureza no concentrado, até os dias de hoje.

Guimarães (2011) coletou amostras de todos os rejeitos das usinas de Alegria, Brucutu, Cauê, Conceição, Fábrica Nova, Pico, e Vargem Grande pertencentes a Vale SA, e compôs amostras do rejeito total de cada usina para avaliação de filtrabilidade para disposição em pilha. O autor apontou que a curva granulométrica do *underflow* do espessador de lamas da usina de Brucutu destacava-se dos demais, com maior proporção de finos até 10 μm , e maior proporção de grossos a partir de 30 μm , muito provavelmente devido a alimentação do espessador de lamas com *overflow* da deslamagem pré flotação e *overflow* cicloneamento de adensamento de rejeitos da separação por concentração magnética. A época, em Brucutu, segundo o autor, os rejeitos de flotação indicavam 19% Fe, 69% de SiO_2 e Al_2O_3 de 1.4%, e as lamas 53% Fe, 9% de SiO_2 e Al_2O_3 de 6.8%. A área superficial dos rejeitos de flotação em Brucutu era de 567 cm^2/g , e de 9961 cm^2/g para as lamas, utilizando o método de Blaine. Este material era destinado a barragem de rejeitos.

Marques (2013) estudou o efeito nocivo das lamas na flotação de minério de ferro, a partir de três amostras de minério provenientes das minas de Conceição, Fábrica Nova e Sapicado/Galinheiro, e amostras de lamas geradas a partir do minério destas mesmas minas e da mina de Alegria. A lama 1 proveniente do Itabirito Compacto apresentou 28% Fe, 36% SiO_2 e 13% Al_2O_3 , enquanto as lamas 2 e 3 provenientes de Itabirito Friáveis apresentaram em torno de 44% Fe, 19% SiO_2 e 6-9% Al_2O_3 . A lama 4 proveniente do Itabirito Goethítico de Alegria apresentou 53% Fe, 12% SiO_2 e 6-9% Al_2O_3 . Foi realizada flotação em bancada, com coletor EDA-C e amido de milho e de mandioca como depressor. Todas as amostras de lamas tinham mais de 90% passante em 10 μm , e superfície específica pelo método de Blaine entre 20600-23000 cm^2/g . A autora concluiu que há limite máximo de proporção de lamas na flotação de minério de ferro em torno de 3,5-5,5% da massa, valor a partir do qual ocorre impactos na qualidade e recuperação de concentrado.

Vilela Neto (2016) avaliou o desaguamento de rejeitos de minério de ferro inicialmente classificados em dois, o rejeito rico em sílica denominado arenoso e o rejeito com partículas ultrafinas denominado lama, ambos provenientes dos concentradores 1 e 2 da Samarco Mineração SA, a partir de sete diferentes pontos de amostragem. As lamas apresentavam mais de 70% passante em 10 μm , e acima de 45% passante em 4 μm no *underflow* do espessador de lamas. A composição química das lamas indica 47% Fe, 22% SiO_2 e 4,5% Al_2O_3 para o concentrador 1, e 53% Fe, 13% SiO_2 e 4,0% Al_2O_3 para o concentrador 2. A área superficial específica das lamas foi obtida pelo método de Blaine entre 10200-11300 cm^2/g . A época, o material era destinado as barragens de rejeito.

Lima et al. (2020) avaliaram as características de diferentes lamas de minério de ferro provenientes do quadrilátero ferrífero, sendo a amostra 1 coletada no *underflow* do espessador de lamas da usina de beneficiamento, que recebia como alimentação o *overflow* da deslamagem. A amostra apresentou aproximadamente 45% Fe, 29% SiO_2 , e 3% Al_2O_3 , e 80% passante em 25 μm , 45% passante em 10 μm e 20% passante em 4 μm . Em análise mineralógica, a hematita representou mais de 70% da massa, sendo o principal mineral de ferro, quartzo pouco mais de 20% da massa, e caulinita em torno de 5% da massa, sendo estes os principais minerais ganga. A análise química por fração permitiu verificar que 87% do ferro e 91% da alumina estão abaixo de 20 μm , enquanto a sílica está 57% acima de 20 μm . A amostra 1A, obtida após três estágios de concentração magnética de bancada da amostra 1, indicou ser possível produzir concentrado de 66% Fe, com 2,6% SiO_2 , 1% de Al_2O_3 e 1,9% de PPC, e recuperação mássica de 55%.

As caracterizações de lama de minério de ferro apresentadas anteriormente indicam não haver necessidade de cominuição das lamas, estando a maior parte dos minerais liberados devido a granulometria ultrafina, corroborando com as observações de (DEY *et al.*, 2012).

A caracterização química e granulométrica das lamas de minério de ferro apresentadas na revisão bibliográfica permite concluir que uma grande quantidade de ferro contido é destinada atualmente as barragens de rejeito, gerando impactos econômicos negativos, devido à perda de produto vendável, e impactos sócio-ambientais negativos, como barragens com elevada tonelage e cuja estabilidade é incerta. A viabilização de um processo de concentração capaz de recuperar ferro das lamas possibilitaria a produção de mais produto concentrado a partir das jazidas e empreendimentos mineiros já em operação, bem como reduziria a quantidade de rejeito a ser destinada a barragens ou pilhas de rejeito. Assim, o impacto ambiental da mineração de ferro pode ser reduzido de forma geral, na medida em que o aumento

na demanda do mercado siderúrgico pode vir a ser atendida pelos empreendimentos mineiros existentes, e os passivos ambientais do descarte de rejeitos podem ser diminuídos.

2.2 BENEFICIAMENTO DE MINÉRIO DE FERRO POR FLOTAÇÃO

A flotação têm sido uma alternativa avaliada para a concentração de rejeitos de minério de ferro, provenientes da classificação ou concentração, devido às características deste método de concentração mineral. Ajustes nas variáveis do processo de flotação permitem realizar concentração de minérios mais finos ou mais grossos com razoável eficácia (LIMA et al., 2013; RUBIO, 2013). No caso da concentração de lamas de minério de ferro, a possibilidade de adequar o tamanho de bolhas e o uso de novos coletores têm possibilitado resultados promissores em relação a qualidade do concentrado e do rejeito (MATIOLO *et al.*, 2020).

O elevado número de usinas de beneficiamento de ferro com uso de flotação no Brasil também é um fator relevante, na medida em que o *know-how* do processo é disseminado e os envolvidos (engenheiros de processo, técnicos e operadores) possuem expertise adequada. Em relação a concentração magnética, a flotação possui como vantagens maior adaptabilidade ao minério, porém como desvantagens maiores custos de operação, uso de reagentes, necessidade de tratamento de água (natural ou industrial) (ARAUJO et al., 2013; CHAVES et al., 2018).

O processo de flotação (*froth flotation*) explora a diferença de afinidade de superfícies hidrofóbicas e hidrofílicas com a água (polpa) e o ar (CHAVES et al., 2018; FUERSTENAU et al., 2009). Enquanto as partículas minerais de superfície hidrofóbica tendem a acompanhar as bolhas de ar, as partículas minerais com superfície hidrofílica tendem a acompanhar a água (BALTAR, 2018).

Chaves et al. (2018) afirmam que a hidrofobicidade natural, no entanto, é uma exceção nos minerais, uma vez que a maior parte das espécies minerais molham sua superfície quando imersas em água (umectabilidade). Entre os minerais naturalmente hidrofóbicos estão a molibdenita, o talco e a grafita.

Peres e Araujo (2013) ponderam que a vasta aplicação da técnica de flotação é decorrente do fato de que hidrofobicidade pode ser induzida na superfície das partículas por meio da adsorção reagentes denominados coletores. Anualmente bilhões de toneladas de minérios são processadas por flotação no mundo.

Cada mineral apresenta uma superfície única, resultante de uma composição química e estrutura cristalina definida, que possui uma determinada molhabilidade natural que é consequência da energia livre resultante do processo de quebra. A técnica de flotação, portanto, explora as diferenças existentes entre as superfícies dos minerais a serem separados e manipula a molhabilidade das superfícies envolvidas (BALTAR, 2018).

A faixa granulométrica da flotação está usualmente entre 5-1000 μm , com tamanho máximo limitado pela liberação dos minerais de interesse e capacidade de transporte das partículas pelas bolhas de ar, e limite mínimo relacionado ao conceito de lamas (PERES e ARAUJO, 2013). A definição de lamas varia em relação a faixa granulométrica, sendo abaixo de 10 μm para (PERES e ARAUJO, 2013; QUEIROZ, 2008). As lamas são consideradas prejudiciais nos diversos sistemas de flotação, razão pela qual é realizada a operação de deslamagem (LIMA et al., 2012; QUEIROZ, 2003).

A deslamagem consiste em classificar o minério, retirando do processo de concentração sua fração mais fina, com valor de corte definido por fatores como consumo de reagentes, perda de seletividade do processo, custo da operação unitária e perda de mineral de interesse. Problemas ambientais ligados a descarte de rejeitos e emprego de flotação pneumática têm levado a maioria das usinas de beneficiamento a reduzir o diâmetro de corte da deslamagem (PERES e ARAUJO, 2013).

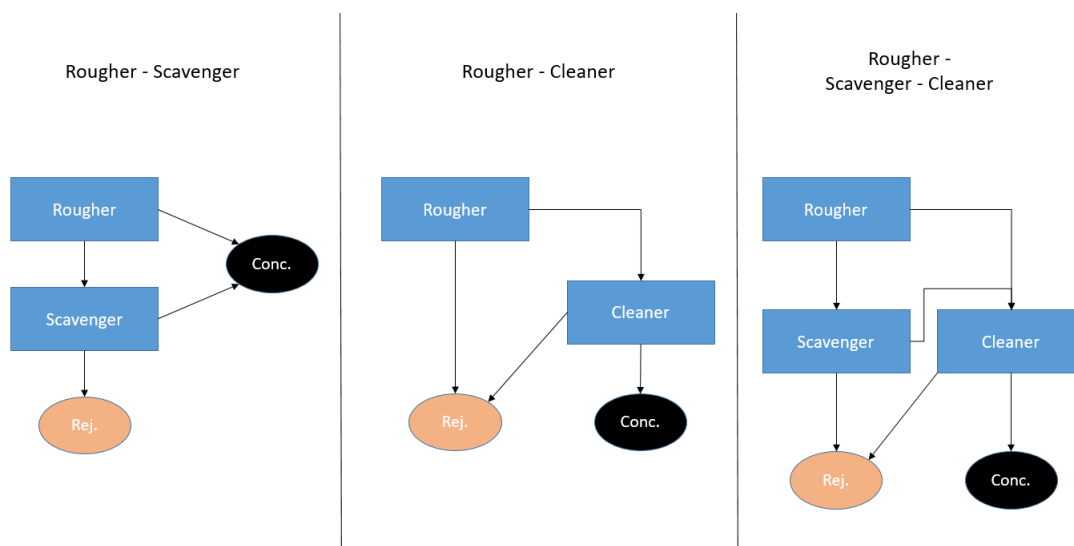
Chaves et al. (2018) afirmam que são operações unitárias diretamente envolvidas na flotação de minério o condicionamento, a dosagem e adição de reagentes e a flotação propriamente dita. Ainda segundo os autores, frequentemente algumas outras operações se fazem necessárias como o adensamento das polpas para permitir o condicionamento, atrição de superfície de partículas, transporte de polpas e espumas, instrumentação e controle de processo.

As máquinas de flotação são equipamentos projetados para receber a polpa mineral condicionada como alimentação, e produzir produtos denominados flotado e não flotado. Os principais equipamentos utilizados atualmente são as células mecânicas de flotação, *tankcell* e as colunas de flotação (CHAVES, 2013b).

Difícilmente o teor e recuperação desejados são obtidos em um estágio de concentração, motivo pelo qual os circuitos de concentração possuem diferentes combinações entre as etapas *rougher*, *cleaner* e *scavenger* (CHAVES et al., 2018). A etapa *rougher* é a etapa de desbaste, onde há um primeiro enriquecimento do minério. A etapa *cleaner* é a de purificação, onde o

objetivo principal é a pureza do concentrado. A etapa *scavenger* é a etapa de esgotamento do minério, onde deve haver máxima recuperação dos minerais de interesse ainda presentes. A figura 3 apresenta diferentes combinações de circuitos.

Figura 3 - Exemplificação de diferentes circuitos de concentração com etapas *rougher*, *scavenger* e *cleaner*.



Fonte: Elaboração do autor baseado em Chaves et al. (2018).

O dimensionamento de células de flotação e condicionadores é realizado a partir do tempo de residência para obter o resultado necessário, que é obtido através de ensaios de cinética e/ou operação contínua em plantas de escala piloto (CHAVES et al., 2018).

Reagentes da Flotação de Minério de Ferro

Os reagentes de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos utilizados com objetivo de controlar as características das interfaces envolvidas no processo (PERES e ARAUJO, 2013). Os principais reagentes de flotação são os coletores, espumantes e modificadores.

Bulatovic (2007) afirma que coletores são substâncias orgânicas, eletricamente carregadas ou neutras, que atuando na interface sólido-líquido alteram a superfície mineral hidrofílica, tornando-a hidrofóbica, ou reforçam a hidrofobicidade existente. Os coletores são compostos heterogêneos constituídos de um grupo inorgânico ativo e uma cadeia hidrocarbônica, sendo a parte inorgânica a responsável por aderir na superfície mineral, e a

cadeia hidrocarbônica por conferir hidrofobicidade a superfície mineral (PERES e ARAUJO, 2013).

As principais forças, ou mecanismos, para adsorção dos reagentes de flotação nos minerais compreendem forças químicas (quimisorção, reação na superfície, ou complexação), eletrostáticas (fisorção ou adsorção física), e não especificadas como forças de van der Waals, pontes de hidrogênio, e forças hidrofóbicas, podendo mais de uma força estar presente em muitos casos (NAGARAJ e RAVISHANKAR, 2007). Em muitos casos, há mais de uma força em ação.

Os sistemas de flotação geralmente necessitam de modificadores/reguladores orgânicos ou inorgânicos para controle da seletividade do processo, destacando-se principalmente os reguladores de pH, ativadores e depressores (PERES e ARAUJO, 2013). São típicos exemplos de reguladores de pH ácidos e bases, como ácido clorídrico (HCl), soda cáustica (NaOH) e cal (CaO).

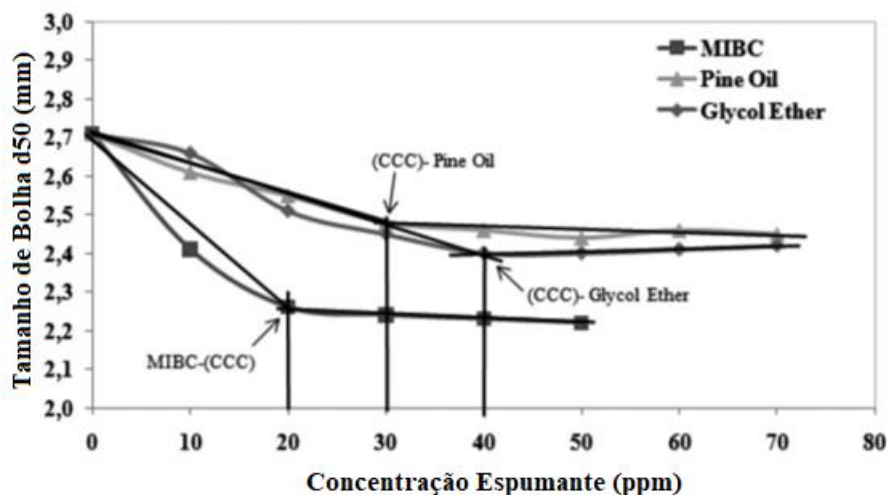
Em teoria, as partículas hidrofóbicas e hidrofílicas de uma polpa em suspensão poderiam ser separadas com a passagem de um fluxo de ar, com as partículas hidrofóbicas sendo carregadas e as partículas hidrofílicas permanecendo em suspensão (PERES e ARAUJO, 2013). Na prática, no entanto, é necessária a adição de espumante para formação de espuma estável, através da redução da tensão superficial na interface líquido/ar e melhoria da cinética da interação partícula bolha (colisão efetiva) (PERES e ARAUJO, 2013).

O fenômeno da coalescência é caracterizado pela passagem do ar de uma bolha para outra, sendo possível porque a membrana interfacial existente nas bolhas é permeável e as pressões internas são diferentes quando as bolhas têm tamanhos diferentes (BALTAR, 2018). Este fenômeno pode ocorrer na flotação, prejudicando o desempenho do processo uma vez que gera aumento do tamanho de bolhas. As moléculas de espumante concentram-se na interface ar-água, diminuindo a permeabilidade da membrana e dificultando a coalescência (BALTAR, 2018).

Veras et al. (2014) realizou estudo comparativo dos principais espumantes de flotação com uso da técnica Hydromess, em relação ao tamanho médio das bolhas na zona de polpa, à estabilidade de espuma, à capacidade de abaixamento da tensão superficial, e à participação do reagente na flotação de um mineral naturalmente hidrofóbico. Dentre os espumantes estudados,

o MBIC (Metilisobutilcarbinol) foi o mais eficiente no controle da coalescência do que o Óleo de Pinho e o Poliglicol, conforme figura 4.

Figura 4 - Influência do tipo e dosagem de espumante no tamanho de bolhas.



Fonte: Modificado de Veras et al. (2014).

A modulação da coleta é realizada pela adição de substâncias auxiliares nos casos em que é necessário elevar a seletividade do processo de flotação. Em alguns casos, o coletor tende a recobrir indiferentemente partículas de todas espécies minerais presentes (coletores não seletivos), enquanto em outros casos o coletor não adsorve em nenhuma espécie presente (CHAVES et al., 2018). Os reagentes de modulação de coleta devem ser adicionados no condicionamento antes do coletor, sejam eles depressores ou ativadores.

Os modificadores do tipo depressores são capazes de inibir a ação do coletor e hidrofilar a superfície dos minerais que destinam ao não flotado (PERES e ARAUJO, 2013). Geralmente os depressores são aplicados em situações onde algum dos minerais do sistema é naturalmente hidrofóbico, ou quando o coletor ativa tanto minerais de ganga quanto minerais de interesse. (PERES e ARAUJO, 2013) afirmam que são depressores orgânicos os polissacarídeos, especialmente amido, usado na flotação catiônica reversa de ferro, e são depressores inorgânicos o CaO, em usinas de cobre, NaSH, em circuitos molibdenita, ZnSO₄, em circuitos de chumbo/zinco, dentre outros.

Os dispersantes são definidos como reagentes orgânicos ou inorgânicos capazes de individualizar as partículas minerais para posterior separação, geralmente utilizados em processos onde existe significativa quantidade de finos ou lamas (CHAVES et al., 2018).

Reagentes de flotação devem ter custos e produção em escala compatível com os demandados pela indústria, não sendo suficiente somente a viabilidade técnica de seu uso. Atualmente, alternativas para redução no custo e consumo coletores (eteraminas) e depressores (amido) são avaliados na flotação catiônica reversa de minério de ferro (ARAÚJO *et al.*, 2013).

Flotação de Minério de Ferro:

Budemberg (2016) afirma que a flotação é o método de concentração selecionado sempre que se requer um nível muito baixo de sílica no concentrado de ferro, utilizando-o posteriormente em processo de pelotização na indústria siderúrgica.

Segundo Araujo et al. (2013) são três as principais rotas de flotação de minério de ferro quando o principal mineral de ganga é o quartzo, sendo elas a flotação catiônica reversa de quartzo, a flotação aniônica direta de óxidos de ferro e a flotação aniônica reversa de quartzo ativado. Ainda segundo os autores, a rota de flotação catiônica reversa é o método mais utilizado. Na flotação denominada direta o mineral de interesse é flotado, enquanto nas flotações reversas um ou mais contaminantes (ganga) são flotados.

A rota de flotação aniônica direta de óxidos de minério de ferro parece ser atraente para a concentração de minérios de baixo teor e material estocado em barragens de rejeito, porém há dificuldade em relação a performance em termos de qualidade de concentrado e recuperação de ferro relacionadas principalmente a depressão de quartzo (ARAÚJO et al., 2013; JOSÉ et al., 2018). Esta rota utiliza como coletor ácidos graxos (como *tall oil*), espumantes como MBIC, e depressores como sal amônia quaternária, em pH 7. Além da dificuldade na depressão do quartzo, a alta densidade dos minerais de ferro dificulta o transporte de suas partículas até a fração flotada. Diferentes trabalhos reportam resultados insatisfatórios em relação a qualidade do concentrado de ferro pela via aniônica direta (JOSÉ et al., 2018; LOPES, 2009).

A rota de flotação aniônica reversa foi utilizada no passado, quando aminas ainda não estavam à disposição para os concentradores de minério. É utilizado como coletor ácidos graxos, com anterior ativação do quartzo por sal cálcio (cloreto de cálcio), gomas (vários tipos de amido) e dextrina como depressores, e pH acima de 11.5 (LOPES, 2009). A técnica possui como vantagem a tolerância a presença de lamas, possibilitada pela alta repulsão eletrostática entre partículas devido ao pH altamente alcalino (MA, 2012).

A flotação catiônica reversa geralmente necessita de uso de depressor, uma vez que em pH superior a 9 tanto o quartzo quanto a hematita são flotadas na presença de amina (MONTES-

SOTOMAYOR et al., 1998). Isto ocorre devido a componente eletrostática do mecanismo de adsorção das aminas (SANTOS, 2010). Usualmente o depressor de ferro utilizado nesta rota é o amido, proveniente de diferentes fontes, como milho e mandioca. O peso molecular médio do amido não modificado supera 300000 u.m.a, de forma que sua ação hidrofílica somada ao peso molecular ocasiona floculação das partículas de ferro (PERES e ARAUJO, 2013). O mecanismo principal de adsorção parece ser a complexação química entre amido e átomos de ferro na superfície da hematita (PAVLOVIC e BRANDAO, 2003). A não solubilidade do amido em água fria exige solubilização ou gelatinização por NaOH ou calor, geralmente nas proporções mássicas 4:1 e 6:1 (amido:NaOH).

O uso de espumante específico não se faz necessário na flotação catiônica reversa de minério de ferro, uma vez que a flotação é realizada em faixa de pH que estabiliza tanto a espécie catiônica quanto a molecular da amina, a catiônica atua como coletor e a molecular faz função de espumante (ARAUJO *et al.*, 2013).

A flotação catiônica reversa de minério de ferro apresenta dificuldades relacionadas a remoção de contaminantes diferentes do quartzo, como a alumina e fósforo (MA, 2012). Enquanto a remoção de sílica foi intensamente estudada, a remoção de alumina recebeu atenção limitada por um longo tempo.

Recentemente, a remoção de minerais contendo alumina e fosforo de minérios de ferro de baixo teor passou a receber maior atenção na indústria de minério de ferro (MA, 2012). Informações sobre a remoção de caulinita de minério de ferro na flotação é escassa, sendo esta removida nas plantas de beneficiamento na etapa de deslamagem, devido ao tamanho de suas partículas (RODRIGUES *et al.*, 2013). Foi descoberto que a relação alumina coletor é oposta a relação sílica coletor, de forma que a eterdiamina é um excelente coletor para sílica em pH 10, e induz zero flotação a caulinita em mesma circunstância (MA, 2012).

A flotação catiônica reversa de minério de ferro é menos seletiva para separação alumina/hematita que para separação quartzo/hematita (MA, 2012). Ainda segundo o autor, as propriedades da superfície dos minerais que contém alumina e fósforo são diferentes das propriedades superficiais do quartzo, e por isso devem ser estudadas separadamente.

Resultados obtidos por Longhua et al. (2015) indicaram que as partículas finas de caulinita possuem mais bordas para adsorver os coletores catiônicos que as partículas grossas de caulinita, explicando a baixa flotabilidade das frações finas desse mineral.

São considerados problemas da flotação catiônica reversa de minério de ferro o alto custo da amina como coletor, e a perda de mineral de interesse na deslamagem (MA, 2012). Os principais desafios relacionados a concentração de lama de minério de ferro no Brasil estão relacionados a quantidade de minerais de sílica, goethita e argila, e suas características químicas e granulométricas (LIMA *et al.*, 2020; MATIOLO *et al.*, 2020).

A tabela 1 apresenta o resumo dos reagentes da flotação catiônica reversa de minério de ferro.

Tabela 1 - Resumo dos reagentes da flotação catiônica reversa de minério de ferro com suas funções, mecanismos de ação e exemplos.

Reagente	Função	Mecanismo de Ação	Exemplos
Regulador de pH	Adequar pH da polpa	Físico (Eletrostático)	Solução NaOH
Depressor	Deprimir partículas de ferro	Químico (Complexação ferro-amido)	Amido (milho, mandioca)
Coletor	Hidrofobizar superfície das partículas a serem flotadas	Físico (Eletrostático)	Aminas Eteraminas Amido-Aminas
Espumante	Adequar tensão superficial para evitar coalescência	Físico-Químico	OBS: coletor faz função de espumante

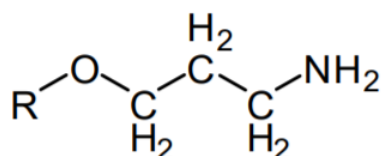
Fonte: elaborado pelo autor baseado em Araujo et al. (2013) e Nagaraj e Ravishankar (2007).

Coletores Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro:

Budenberg (2016) afirma que atualmente os principais coletores para flotação de ferro são as eteraminas, que adsorvem nos silicatos presentes, separando-os dos óxidos de ferro, caracterizando a flotação catiônica reversa.

Araujo et al. (2005) afirmam que aminas graxas primárias não são mais utilizadas em flotação de minério de ferro, pois foram modificadas com inserção do grupo polar $-\text{O}-(\text{CH}_2)_3$ entre o radical R e a cabeça polar NH_2 da amina (figura 5). Com a presença da ligação covalente C-O, característica da função orgânica éter, reagentes que pertencem a esta classe passaram a ser chamados de éteraminas (BUDEMBERG, 2016).

Figura 5 - Estrutura da Etermonoamina.



Fonte: Araujo et al. (2005)

Peres e Araujo (2013) argumentam que as aminas empregadas na flotação catiônica reversa de minério de ferro são parcialmente neutralizadas (grau de 25-30%) com ácido acético para aumentar sua solubilidade em água. Existem poucos estudos que demonstrem a aplicabilidade de outras moléculas coletoras na mineração de ferro, que possam desempenhar papel coletor igual ou superior às éteraminas (BUDEMBERG, 2016).

Recentemente, diferentes estruturas de aminas (aminas ou poliaminas modificadas, amido aminas puras e misturas a éteraminas, e alquil fosfônio) tem recebido grande atenção no campo da flotação reversa de minério de ferro (BUDEMBERG, 2016; CASSOLA et al., 2011; CHEN et al., 2017; LIU et al., 2017; LIU et al., 2020; SCOTT e SMITH, 1991).

Ma (2012) pondera que a teoria clássica sobre o mecanismo de adsorção das aminas no quartzo é de natureza eletrostática, estabilizada por associação hidrofóbica com cadeias de hidrocarbonetos. No entanto, alguns estudos utilizando espectrometria de infravermelho verificaram que os cátions amina formam fortes pontes de hidrogênio com o grupo silanol da superfície do quartzo (VIDYADHAR *et al.*, 2002).

Quando o processo de adsorção é de natureza predominantemente eletrostática, uma mudança na densidade de carga na superfície mineral, ou do grupo funcional, causa mudanças perceptíveis na energia de adsorção e na energia de interação (NAGARAJ e RAVISHANKAR, 2007). Portanto, a química da polpa desempenha papel significativo nestes sistemas.

Budemberg (2016) buscou sintetizar aminoamidas e ésteraminas para flotação de minério de ferro, comparando-as a coletores comerciais (eteraminas). Segundo a autora, as esteraminas não se mostraram bons coletores, devido ao seu caráter não iônico, enquanto as amidoaminas demonstraram bom desempenho na coleta, mostrando-se muito promissoras. Os melhores resultados das amidoaminas foram obtidos com dosagem acima de 400 g/t, pH na faixa entre 9.5-11.0, e produziram concentrado de ferro com teor de sílica inferior a 2%.

Rocha (2021) avaliou o desempenho da amida-amina Flotisor 10118 como coletor de quartzo na flotação de minério de ferro, comparando-a com o coletor convencional acetato de eteramina Flotisor 7100. O trabalho consistiu em caracterização via estudos fundamentais dos dois coletores, e flotação em bancada com minério proveniente dos depósitos de João Pereira e Brucutu. As medidas de potencial zeta e espectros no infravermelho indicaram que a adsorção da amida-amina sobre o quartzo ocorre principalmente por atração eletrostática. A dosagem requerida da amida-amina foi de 1.5 a 2 vezes a dosagem requerida da eteramina, com resultados de recuperação e qualidade de concentrado similares, com o diferencial de não usar amido. Os resultados, segundo a autora, foram promissores quanto a simplificação da rota de processo e mostraram grande potencial de aplicação industrial da amida-amina.

A Clariant é empresa pioneira na fabricação de reagentes para flotação, atuando há mais de 60 anos nesta indústria (CLARIANT, 2013). Na mineração de ferro, os coletores padrão são catiônicos, Flotisor EDA e Flotisor EDA-3, com dosagens de 20-120 g/t e pH na faixa de 9-11 (CLARIANT, 2013). Recentemente, a empresa tem destinado recursos para o desenvolvimento de novos coletores para flotação catiônica reversa de minério de ferro para viabilizar o tratamento de minérios complexos e lamas.

O Flotisor 5530 faz parte da primeira geração de amido-aminas desenvolvida pela fabricante Clariant para flotação de lamas de minério de ferro. Foi sintetizado a partir de fontes vegetais. Foi testado e obteve bons resultados para flotação de lama na usina de Vargem de Grande, Vale, caracterizada por quartzo como principal contaminante e baixa presença de alumina e PPC (MATIOLLO *et al.*, 2019, 2020). Vieira *et al.* (2021) realizaram caracterização do coletor Flotisor 5530 via análise de Espectroscopia no Infravermelho por Transferência de Fourier (FTIR) e Ressonância Magnética Nuclear de Hidrogênio e Carbono (RMN). Os autores concluíram se tratar de uma N-[3-(DIMETILAMINA)PROPIL]DODECANAMIDA, e que no caso do quartzo, que possui carga altamente negativa em sua superfície, ocorre adsorção do coletor a sua superfície.

O Flotador 16939 faz parte da segunda geração de amido-aminas desenvolvida pela fabricante Clariant, tendo sido desenvolvido especialmente para a usina em questão neste trabalho. Trata-se de uma formulação base amida-amina, eteramina e espumante. Obteve resultado superior ao Flotador 5530 em testes de laboratório da Clariant.

O Flotador 16988 faz parte da segunda geração de amido-aminas desenvolvida pela fabricante Clariant, sintetizada na Clariant Alemanha com foco na otimização de performance. O Flotador 16988 e o Flotador 16939 são formulações dos mesmos componentes, porém em proporções distintas. Em testes realizados pela fabricante, o Flotador 16988 obteve resultados superiores ao Flotador 5530 e Flotador 16939.

Para aplicação destes coletores amido-aminas em lamas de minério de ferro a fabricante recomenda dosagens entre 300-600 g/t, devido a elevada superfície específica do minério. Esta nova geração de coletores (Flotador 5530, 16939 e 16988) propõe-se a desempenhar o papel de coletor seletivo das partículas de silicatos, sem uso de amido como depressor, e de espumante.

Operações unitárias auxiliares

O efeito prejudicial da presença de lamas no desempenho da flotação catiônica reversa de minério de ferro é amplamente conhecido e comprovado (TOTOU, 2010). A deslamagem por meio de hidrociclones é capaz de remover a maior parte das lamas de minério de ferro, destinando ao processo de concentração somente a faixa granulométrica em que se tem sucesso na flotação catiônica reversa, em torno de +10-150 μm (LIMA *et al.*, 2020).

O processo de deslamagem está presente em diversos circuitos de concentração de ferro por flotação no Brasil, como nas Minas do Germano (Samarco), Casa de Pedra (CSN), Brucutu (Vale), Minas-Rio (Anglo American), dentre outras (CSN, 2020; SALES, 2012; TURRET *et al.*, 2018; VALE, 2020). Este processo é composto de uma ou mais etapas de hidrociclonagem, compostas por baterias de hidrociclones, em etapa prévia a flotação.

O corte da deslamagem é definido de acordo com características do minério e do processo de concentração, variando entre diferentes usinas, e influência diretamente as características químicas, granulométricas e mineralógicas do produto *underflow* (destinado a concentração) e *overflow* (descartado para barragens) (GUIMARÃES, 2011). Estima-se que 20-40% do ROM de minério de ferro é transformado em lama no Brasil (LIMA *et al.*, 2020).

Totou (2010) avaliou o efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos das minas Alegria (Vale) e Fábrica Nova (Vale), com cinco diferentes dispersantes. O autor concluiu haver ganhos na qualidade e recuperação do concentrado da flotação (*pelletfeed*) a partir da adição de reagente dispersante na alimentação da deslamagem, uma vez que a remoção das lamas foi facilitada. Tiveram melhor desempenho os reagentes dispersantes NaOH, silicato e hexametáfosfato de sódio. A adição de NaOH como dispersante elevou a massa destinada a fração lama de 5.3% para 7.9%, e o conteúdo de alumina e PPC subiram mais de 1 p.p. cada. A adição de NaOH em pH 9.7 como dispersante aumentou a recuperação mássica global da flotação em 5 p.p, e reduziu a sílica no concentrado em 0.4 p.p. em relação ao ensaio sem dispersante.

Queiroz (2003) obteve maior dispersão da polpa que alimentava etapa de deslamagem de circuito de concentração de minério de ferro pela rota catiônica reversa em pH superior a 9.8, e menor dispersão da polpa em pH natural (5.3-5.8). Peres et al. (2003), por outro lado, não obtiveram incremento na dispersão da polpa de minério de ferro a partir de pH 8.

Lima et al. (2012) buscaram avaliar como diferentes quantidades de lamas afetavam o comportamento da flotação para diferentes minérios de ferro. As nove amostras avaliadas tinham composição química nas faixas entre 32-59% Fe, 20-42% SiO₂, 0.13-1.87% Al₂O₃, e 0.42-2.22% de PPC. Todas as amostras eram 100% passante em 150 µm, e passante em 44 µm entre variando 25-58%. Os principais minerais eram hematita especular, hematita porosa e quartzo, com apenas uma amostra apresentando quantidade razoável de magnetita. A metodologia para os experimentos tecnológicos consistiu em realizar ensaios de dispersão com diferentes pH para todas as amostras, e executar ensaios de flotação em mesmas condições com cinco diferentes níveis de *by-pass* de lama para todas as amostras. Os resultados da flotação foram avaliados em relação a qualidade química dos concentrados, distribuição de ferro, e índice de seletividade de Gaudin (SI). Segundo os autores, a maior parte das amostras apresentou aumento no grau de dispersão em faixa de pH entre 7 e 8, a partir do qual o pH não mais afetou o grau de dispersão. Os resultados da flotação indicaram que em geral a quantidade de *by-pass* afetou o comportamento da flotação, embora em alguns casos não tenha havido influência da quantidade de lama na qualidade química do concentrado. Os diferentes comportamentos observados para as amostras com diferentes níveis de *by-pass* não apresentaram correção com distribuição granulométrica, ou composição química e mineralógica das amostras. Os autores aventaram a possibilidade de a área superficial específica

explicar os diferentes desempenhos na flotação, recomendando sua investigação em estudos futuros.

A atrição ou *scrubbing* é o processo de separação de partículas e limpeza de suas superfícies, possibilitada pela colisão das partículas em polpa fortemente agitada, realizado nas denominadas células de atrição (QUEIROZ, 2003). Quando as superfícies minerais aparecem recobertas por limonita ou argilominerais, a superfície apresentada é a da limonita ou do argilo mineral, não a do mineral que se quer flotar, e, portanto, a coleta (hidrofobização da superfície) só é possível com a remoção da cobertura indesejada (CHAVES et al., 2018).

As células de atrição devem proporcionar choques entre os fluxos de polpa, produzindo a atrição necessária de superfície de grão contra superfície de grão, de forma a eliminar conexões existentes via material argiloso, precipitados salinos e materiais semelhantes (QUEIROZ, 2003).

Fortes et al. (2018) afirma que partículas finas uma vez removidas dos poros minerais após processo de atrição tendem a retornar a seu estado de estabilidade, adsorvendo na superfície de minerais ou formando agregados. Por este motivo, a dispersão da polpa é essencial no processo de atrição, seja ela em material pré deslamagem ou pós deslamagem.

Queiroz (2003) avaliou o uso de atrição em diferentes minérios itabiríticos em estágio pré deslamagem, constatando aumento de recuperação mássica das frações lama na deslamagem, e redução dos teores de SiO_2 , Al_2O_3 e P no concentrado da flotação. O autor também concluiu que, além de melhorar o desempenho do processo de flotação, o aumento do tempo de atrição reduz o consumo de coletor, desde que seja mantida a eficiência da deslamagem e a mesma especificação de teor de sílica no concentrado.

Fortes et al. (2018) realizaram estudo com design fatorial e análise dos efeitos das variáveis de atrição na flotação reversa de minério de ferro, tendo como variável de resposta a recuperação metalúrgica, e variáveis de entrada a concentração de sólidos da polpa, o tempo e a velocidade de rotação da atrição. Os resultados indicaram que a variável principal é a velocidade de rotação do impelidor, com tempo e concentração de sólidos da polpa sendo não significantes. Os autores concluíram ser possível elevar a recuperação metalúrgica da flotação reversa de minério de ferro de hematita porosa com atrição da polpa seguida por deslamagem do minério em dispersão.

Flotação Verdadeira versus Arraste:

Warren (1985) propôs que as partículas podem atingir o flotado por meio de flotação verdadeira ou arraste. A flotação verdadeira ocorre quando as partículas aderem as bolhas em ascensão na polpa agitada e atingem o topo da célula de flotação, enquanto o arraste ocorre quando as partículas adentram a camada de espuma suspensas na água ocupando os espaços entre as bolhas (GEORGE et al., 2004; WARREN, 1985). Segundo George et al. (2004), a flotação também pode ser consequência do *entrapment*, caracterizado por partículas finas capturadas por aglomerados de partículas grossas e bolhas, que ocorre somente na presença de partículas mais grossas.

Quanto mais fina a partícula, mais suscetível a permanecer em suspensão na água entre bolhas e, portanto, ao arraste (WARREN, 1985). Maior quantidade de água na espuma também contribui para o aumento do arraste.

O arraste hidrodinâmico é função da partição de água, da concentração de sólidos da polpa, do tamanho e densidade de partículas e da espuma (YIANATOS *et al.*, 2009). Warren (1985) afirma que o arraste é um problema para a flotação porque é não seletivo, uma vez que existe discriminação entre partículas hidrofóbicas e hidrofílicas na água entre bolhas. Por outro lado, a flotação verdadeira é seletiva uma vez que somente partículas hidrofóbicas aderem às bolhas de ar.

Warren (1985) propôs medir a flotação verdadeira a partir da correlação entre recuperação metalúrgica do mineral de interesse e a massa de água recuperada no flotado, a partir do fato de que foi encontrada relação linear entre a recuperação de mineral flotável e massa de água recuperada no flotado. Desta forma, a recuperação (R_m) é formada por uma componente de flotação verdadeira (F_m), independente da presença da recuperação de água, e outra componente de arraste (e_M), que cresce linearmente com a recuperação de água (W), conforme equação 5 e figura 6B.

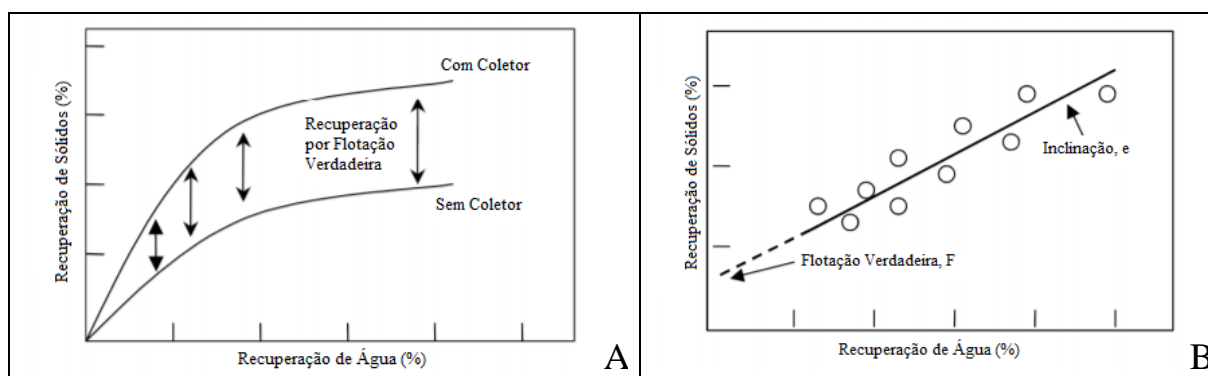
$$R_m = F_m + (e_M \times W) \quad (5)$$

Warren (1985) argumenta que a interpretação do valor de interceptação (F_m) como componente de flotação verdadeira é razoável na medida em que o F_m representa a recuperação que seria obtida com espuma seca, onde W é igual a zero, uma vez que nesta situação não haveria arraste. O fato desta situação ser hipotética e uma espuma necessariamente conter água

não invalida a hipótese, pois uma espuma com baixíssima quantidade de água apresentaria arraste muito próximo de zero.

Métodos como o de Trahar e Warren (1976) e Ross e Van Deventer (1988) também se propõem a medir o grau de flotação verdadeira e de arraste. O método de Trahar e Warren (figura 6A) propõe realizar a flotação na presença e na ausência de coletor, de forma que as partículas flotadas na ausência de coletor teriam sido exclusivamente devido ao arraste. Este método pressupõe que o arraste somente ocorre na presença de espumante. O método de Ross e Van Deventer assume que a quantidade de partículas arrastadas na espuma e no flotado é idêntica a concentração de partículas na polpa, sendo possível obter a recuperação por arraste multiplicando a massa de água na espuma pela concentração de partículas na polpa no mesmo instante.

Figura 6 - Métodos de medição de Flotação Verdadeira e Arraste de Trahar e Warren (1976) - A, e Warren (1985) - B.



Fonte: modificado de George et al. (2004).

Alterando a espessura da camada de espuma e mantendo as demais variáveis de flotação constante Warren (1985) obteve os seguintes resultados de flotação na concentração de carvão, cassiterita e sulfetos. A flotação verdadeira representou 87% da flotação de sulfetos, 11% da flotação de ultrafinos de cassiterita, e 25% da flotação de carvão. Os resultados obtidos pela autora indicaram que a recuperação do componente flotável variou linearmente com a massa de água recuperada, e cada linha de tendência quando extrapolada interceptou o eixo da recuperação mineral em valor diferente da origem.

Lima et al. (2016) investigaram o efeito do arraste hidrodinâmico na performance da flotação catiônica reversa de minério de ferro em células mecânicas em escala industrial. Os autores encontraram alta correlação entre recuperação de água e arraste de ferro, especialmente

para partículas inferiores a 45 μm . Foi observado que altas velocidades superficiais de gás (Jg), contribuíram para alto grau de arraste hidrodinâmico. Os autores recomendaram tratar separadamente os rejeitos das etapas *rougher* e *cleaner/recleaner*, bem como reduzir o tempo de residência da etapa *scavenger*.

Nykänen et al. (2018) estudaram a perda de minerais contendo ferro para o rejeito na flotação catiônica reversa em escala industrial de dois circuitos do Quadrilátero Ferrífero, tendo como causas o arraste e a flotação verdadeira. A flotação verdadeira estaria relacionada a falhas no processo de condicionamento em relação a depressão dos minerais de ferro com amido. Em um dos casos, o principal componente das perdas de minerais de ferro para o rejeito estava relacionado ao arraste hidrodinâmico, enquanto no outro circuito as perdas de mineral de interesse estavam relacionadas a flotação verdadeira e ao arraste hidrodinâmico.

2.3 TÉCNICAS ESPECÍFICAS PARA FINOS E ULTRAFINOS

Rubio (2013) argumenta que a concentração de minérios por flotação apresenta boa eficiência em uma determinada faixa de tamanho de partícula, fora da qual a recuperação de finos e grossos é baixa. As características e problemas apresentados na flotação de partículas finas são a elevada área superficial por unidade de massa, elevando o consumo de reagentes e formação de espuma mais resistente, a baixa quantidade de movimento das partículas (*momentum*), que facilita o arraste hidrodinâmico pelas linhas de fluxo de água reduz a energia de colisão das bolhas de ar com as partículas, a propensão ao recobrimento por lamas (*slime coating*), a tendência das frações finas serem afetadas por íons em solução presentes na água de processo, e a menor cinética de flotação para partículas finas em relação as partículas médias (PEASE et al., 2006).

A colisão da partícula com a bolha só é possível a partir de uma quantidade de movimento mínima, fato que ajuda a explicar a baixa recuperação geralmente observada na flotação de finos (BALTAR, 2018).

Rubio (2013) pondera que as usinas têm sido projetadas para recuperação de partículas médias de alta cinética de flotação, e, portanto, os circuitos e parâmetros operacionais não foram otimizados para recuperação de partículas fora da faixa granulométrica ideal, reduzindo a recuperação de partículas mais grossas ou finas. O autor também argumenta que para cada intervalo de tamanho de partículas existe uma distribuição de tamanho de bolhas ótima para captura máxima das partículas, de forma que em havendo ampla distribuição granulométrica de

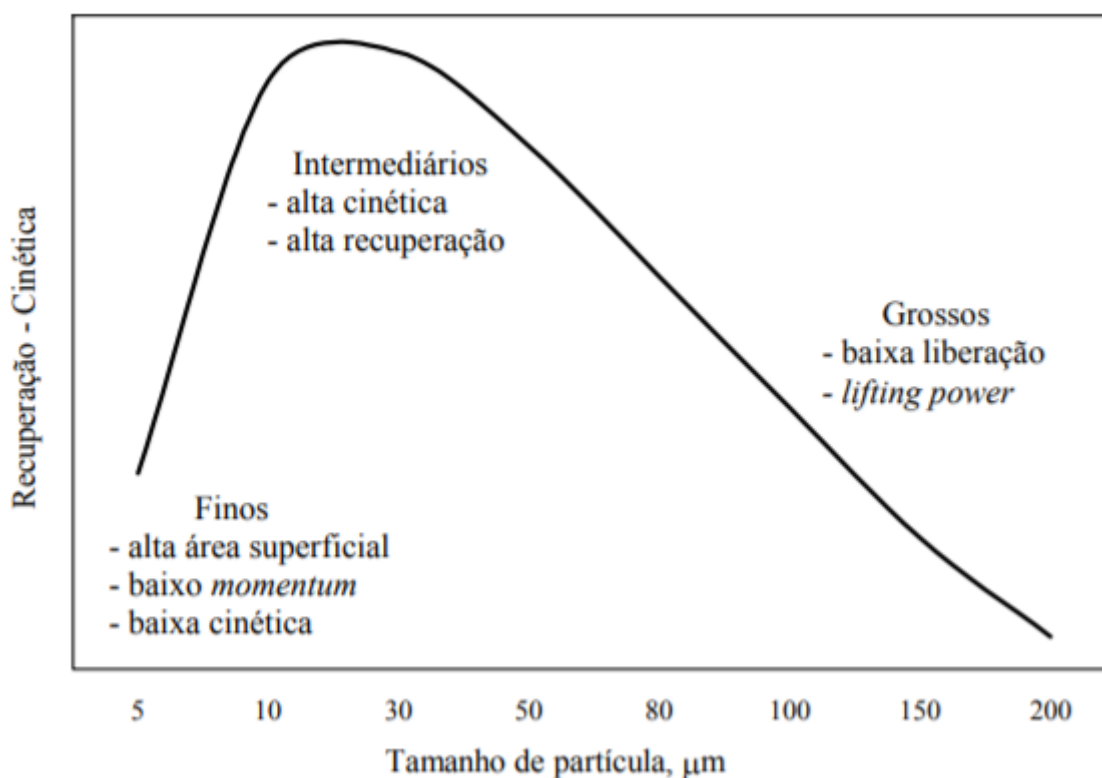
partículas (ultrafinas, finas, médias e grossas), deveria haver uma correspondente distribuição ampla de tamanho de bolhas, fato que não ocorre atualmente nas usinas de flotação.

As principais desvantagens da flotação de partículas ultrafinas estão relacionados a baixa probabilidade de colisão e adesão bolha partícula, arraste e aprisionamento, recobrimento por lamas, alto consumo de reagentes de flotação, formação de espumas densas e baixa cinética (THELLA et al., 2012).

Thella et al. (2012) afirmou ser indispensável a deslamagem como etapa prévia a flotação para eliminação de partículas finas de ganga na concentração de lamas de minério de ferro com alta alumina.

Matiolo (2008) apresentou a relação recuperação/cinética em função do tamanho de partícula (figura 7), indicando alta cinética e recuperação na faixa granulométrica intermediária, e baixo desempenho cinético e de recuperação para finos, devido à elevada área superficial e baixo *momentum*, e para grossos, devido à baixa liberação e poder de elevação (*lifting power*). Song et al. (2001) sustentam que a faixa granulométrica ideal depende da espécie mineral, escala de operação e concentração de reagentes, sendo de 20-150 μm para Pirita, 15-60 μm para Calcopirita, 8-90 μm para Esfalerita e 6-70 μm para a Galena.

Figura 7 - Efeito do diâmetro da partícula na recuperação ou cinética de flotação.



Fonte: Matiolo (2008).

Lima e Valadão (2008) propuseram avaliar comparativamente o desempenho da flotação catiônica reversa de minério de ferro entre duas rotas, uma com as frações -150+45 μm e 45 μm flotadas separadamente, e outra global de -150 μm em escala de laboratório. Os autores observaram diferentes comportamentos das três amostras na flotação em bancada em relação a parâmetros ótimos de dosagem de coletor e depressor, nível de pH, corroborando com a hipótese inicial de baixa do processo devido ao amplo gradiente de tamanho de partículas. Os resultados obtidos indicaram ser possível melhorar os resultados em relação a recuperação mássica e metalúrgica de forma expressiva quando as frações fina e grossa do minério são flotadas separadamente.

Rocha e Peres (2009) ponderam que a adição do concentrado de lama de ferro ao concentrado tradicional de flotação possibilitaria incremento da superfície específica dos *Pellet feed fines*, ocasionando redução no consumo energético da moagem preparatória para pelotização, além de aumentar o rendimento máximo dos complexos mineradores de ferro.

2.3.1 Flotação em coluna convencional reta (CCR)

Segundo Aquino et al. (2018), a concepção básica do processo de flotação em coluna foi desenvolvida na década de 1960 por Boutin e Tremblay que registraram a primeira patente desta tecnologia a época no Canadá. Ainda segundo os autores, a primeira aplicação industrial de coluna de flotação ocorreu na Les Mines Gaspé (Canadá), substituindo um banco de células mecânicas convencionais por uma coluna na etapa *cleaner* de concentração de molibdenita.

A implementação das colunas de flotação em novos projetos, expansões e substituição de etapas de circuitos já existentes pode ser explicada pela melhoria substancial dos concentrados e recuperação metalúrgica, bem como economia nos custos de capital e de operação (AQUINO et al., 2018). No Brasil, a Samarco mineração foi a primeira a implementar a flotação em coluna no ano de 1991, substituindo células mecânicas convencionais por colunas de flotação nas etapas *scavenger* e *re-cleaner* da flotação catiônica reversa de minério de ferro (TAKATA e VALLE, 2013).

A aplicação de colunas de flotação nos circuitos de concentração já não é mais considerada tecnologia nova ou arriscada, devido a sua vasta aplicação (WYSLOUZIL, 1997).

Aquino et al. (2018) afirmam que a coluna se diferencia da célula mecânica convencional em quatro aspectos básicos, sendo eles a geometria (relação altura diâmetro), água de lavagem, ausência de agitação mecânica e sistema de geração de bolhas. Ma (2012) aponta a menor turbulência na coluna de flotação como responsável pela redução dos custos de energia e manutenção em relação às células mecânicas.

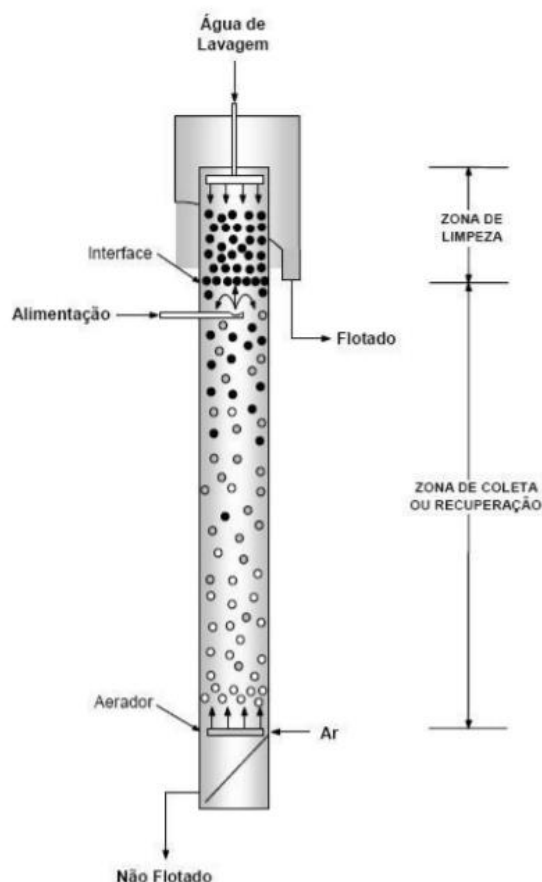
São apontadas como vantagens da coluna de flotação em relação as células mecânicas a maior densidade de espuma devido a menor área superficial por unidade de volume, permitindo maior controle da relação teor/recuperação, e o fato do fluxo da polpa atravessar a célula por gravidade, permitindo operação em densidades mais elevadas (FINCH; DOBBY, 1991; WYSLOUZIL, 1997).

A coluna de flotação possui duas seções distintas: a zona de coleta e a zona de limpeza/espuma (figura 8). A zona de coleta compreende a região entre a interface espuma-polpa e o sistema de aeração na base da coluna. A zona de limpeza compreende a interface espuma-polpa e o transbordo de material (AQUINO et al., 2018; YIANATOS et al., 2005)

A altura da seção de recuperação/coleta é importante variável na flotação em coluna, uma vez que tudo o mais constante o aumento da altura de recuperação implica em elevação do tempo de residência. O tempo de residência é influenciado principalmente pela vazão de polpa e de ar, com efeitos relevantes sobre a qualidade e recuperação dos produtos, e o tempo de residência médio da fase líquida e das partículas sólidas não são idênticos, porém se aproximam no caso de partículas muito finas (YIANATOS *et al.*, 2005).

A camada de espuma é importante variável na seletividade do processo de flotação, sendo recomendada menor espessura quando o arraste hidráulico é o problema central do processo, e maior espessura quando é necessária maior seletividade ou vazão de ar (AQUINO et al., 2018). A capacidade de lavar a espuma possibilita a obtenção de baixos teores de sílica no concentrado mantendo baixas as perdas de ferro na flotação de ferro em colunas (WYSLOUZIL, 1997).

Figura 8 - Zona de Coleta e de Espuma na Coluna de Flotação.



Fonte: Caldara e Correia (2010).

Segundo Aquino et al. (2018), as principais variáveis da flotação em coluna são a vazão de ar, o *hold-up* do ar, o tamanho de bolhas, o bias, a água de lavagem, a altura da camada de espuma, a altura da seção de espuma, e o tempo de residência.

A velocidade superficial é importante variável operacional nas colunas de flotação, e pode ser definida como a relação entre vazão volumétrica de determinada fase e a área de seção transversa da coluna, medida, portanto, em cm/s (AQUINO et al., 2018). Geralmente são medidas em velocidade superficial a vazão de polpa (J_s), a vazão de ar (J_g), e a vazão de água de lavagem (J_w).

O Bias é definido como a diferença entre a vazão de não flotado e a vazão de alimentação da coluna, ou seja, é a fração residual da água de lavagem que flui através da seção de limpeza (FINCH; DOBBY, 1991). Bias positivo indica que a vazão de água de lavagem é suficiente para substituir a água de alimentação na fração flotada, e promover o deslocamento de água

nova para a base da coluna. O valor do Bias também pode ser obtido pela diferença entre a vazão da água de lavagem e da água no flotado.

A água de lavagem tem três funções principais na coluna de flotação, sendo elas substituir a água de alimentação na fração flotada, minimizando o arraste hidráulico, aumentar a altura e a estabilidade da cama de espuma, e reduzir a coalescência das bolhas mantendo o leito de bolhas expandido (AQUINO et al., 2018). Esta ferramenta permitiu as colunas de flotação aumento da seletividade do processo sem perda de recuperação. A eficiência da água de lavagem é maior para valores mais baixos de velocidade superficial do ar (J_g). Rocha e Peres (2009) avaliam que o uso de flotação em coluna com água de lavagem se mostrou condição ideal para concentração de ultrafinos de minério de ferro.

As colunas em escala piloto, alta relação altura/diâmetro, operam em regime de fluxo pistão, enquanto as colunas em escala industrial operam em regime entre pistão e mistura perfeita (AQUINO et al., 2018).

O fluxo pistão (*plug flow*) é caracterizado por tempo de residência na coluna idêntico para fase líquida e partículas minerais, existe um gradiente de concentração das partículas hidrofóbicas ao longo da coluna, o coeficiente de mistura N_d é igual a zero. Por outro lado, o regime entre fluxo pistão e mistura perfeita é caracterizado por material apresentar uma distribuição de tempo de residência (τ), a concentração das partículas é a mesma em qualquer local do tanque, e o coeficiente de mistura N_d é infinito.

Espinosa-Gomez et al. (1988) estudaram o desempenho de colunas de flotação piloto versus células mecânicas, em escala industrial e de laboratório, para 6 diferentes minérios (5 sulfetos e 1 óxido) e para partículas ultrafinas, com resultados superiores para as colunas em todos os casos. O arraste, medido pela quantidade de água no flotado e quantidade de ganga $<10 \mu\text{m}$, foi muito menor na coluna, fator que contribuiu para concentrados até 6 p.p. melhores com mesmos níveis de recuperação. Os autores concluíram que a capacidade da coluna de evitar arraste permite o uso de longos tempos de residência para recuperação de finos, sem consequências para a qualidade do concentrado.

Dey et al. (2015) avaliaram a resposta dos parâmetros de processo na concentração de lamas de minério de ferro por flotação aniônica direta em coluna, com uso de *design* fatorial de experimento. A metodologia consistiu em manter constante a dosagem de coletor e espumante, e variar a altura da camada de espuma, a velocidade superficial de ar, e a dosagem de coletor.

Os autores concluíram que a performance da flotação de lamas de minério de ferro é altamente dependente das variáveis de processo, e que, especificamente, na flotação em coluna o efeito da velocidade superficial de ar é predominante sobre a dosagem de coletor na recuperação com baixa espessura de espuma, a interação da velocidade superficial de ar com a espessura de camada de espuma impactam a recuperação metalúrgica, e o efeito interativo do tempo de residência do ar com a dosagem de coletor na zona de espuma desempenha papel dominante na recuperação mássica e teor de ferro.

Testes em escala laboratorial e comercial demonstraram vantagens metalúrgicas e econômicas quando colunas de flotação são utilizadas para obtenção de concentrados de ferro de baixo teor de sílica (WYSLOUZIL, 1997).

Araujo et al. (2013) afirmam haver uma tendência de que os novos projetos de beneficiamento de minério de ferro contemplem o emprego de circuitos mistos, ou seja flotação em células mecânicas e em colunas, com as colunas de flotação realizando o trabalho de acabamento do concentrado. Aquino et al. (2018) elencam a capacidade de ajuste e controle do tamanho de bolhas, e o tempo de residência efetivos das bolhas na coluna como responsáveis pela superioridade da coluna em relação as células mecânicas no quesito recuperação.

Em relação a superioridade da qualidade do concentrado de colunas quando comparado a célula mecânica são elencados como principais fatores a ausência de turbulência na interface polpa/espuma, a elevada altura da camada de espuma, e a utilização de água de lavagem (AQUINO et al., 2018).

As colunas de flotação podem ser adicionadas aos circuitos de concentração de ferro por motivos como reduzir o teor de sílica no concentrado, aumentar a capacidade de processamento do processo existente, aumentar a recuperação do processo existente pelo tratamento de rejeitos, e possibilitar a produção de mais de um tipo de concentrado (WYSLOUZIL, 1997).

Araujo et al. (2013) afirmam que praticamente todos os circuitos em funcionamento ou fase de projeto no Brasil empregam apenas colunas para a flotação de ultrafinos. Aquino et al. (2018) ponderam que um dos avanços na utilização das colunas de flotação é a possibilidade de controlar o tamanho de bolhas por meio de ajustes das condições operacionais do sistema de aeração e adição de agentes tensoativos.

2.3.2 Flotação em coluna de três produtos (C3P)

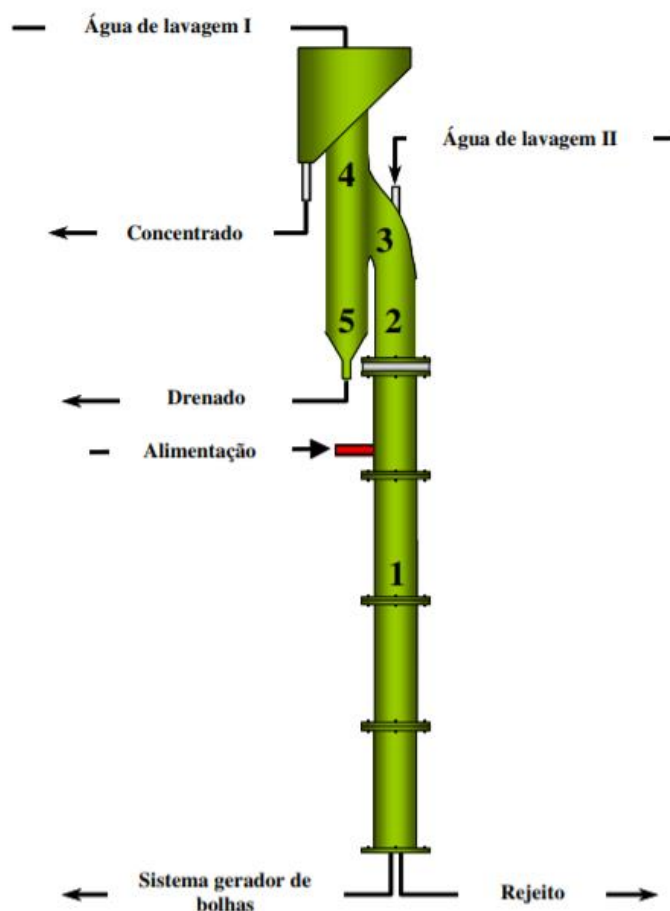
Matiolo (2008) afirma que o projeto da coluna de três produtos (C3P) foi baseado em uma coluna modificada para determinar e caracterizar o material que retorna da zona de espuma para a zona de coleta como material drenado (*drop back*) durante a flotação, construída por Falustu e Dobby em 1989. À época, os autores utilizaram o modelo para medição direta da recuperação da zona de espuma e da constante cinética da zona de coleta, parâmetros considerados importantes para o design de circuitos de concentração (FALUTSU; DOBBY, 1989).

Rubio (1996) propôs modificar o protótipo inicial para melhorar a taxa de transferência de massa e capacidade de coleta, obtendo melhor performance da C3P em relação a coluna reta na flotação de fluorita, cobre, ouro e zinco em relação as taxas de flotação e enriquecimento. O autor atribuiu o bom desempenho da C3P a três fatores neste caso, sendo eles a retirada do material de *drop back* (drenado) que é rejeitado pelas zonas de espuma e de coleta por meio do terceiro produto, enquanto na coluna reta uma fração é destinada ao flotado, outra fração segue o não flotado, e o restante permanece recirculando; a possibilidade de tratamento ou recirculação do material drenado; e a presença da segunda água de lavagem eliminando o arraste (*entrainment*) e o aprisionamento (*entrapment*) de partículas hidrofílicas.

Takata e Valle (2013) afirmam que as principais modificações na C3P são a separação seletiva do material drenado da espuma, com o uso de um coletor situado rente à zona de coleta, e a adição de uma segunda água de lavagem. Desta forma, segundo os autores, o equipamento produz concentrado, drenado e rejeito, sendo, portanto, denominada de “coluna de flotação modificada de três produtos (C3P) ”.

A C3P é caracterizada por cinco zonas distintas (figura 9), sendo elas (RUBIO, 1996): i) zona de coleta localizada entre o gerador de bolhas e o ponto de alimentação; ii) zona de lavagem intermediária: localizada entre a alimentação e o ponto de adição da segunda água de lavagem; iii) zona de inflexão: localizado entre o ponto de adição da água de lavagem II e o final da inflexão; iv) zona de partículas drenadas: localizada do ponto de inflexão até a saída do produto drenado; e v) zona de limpeza: localizada entre o topo da coluna até a interface polpa/espuma.

Figura 9 - Coluna de Três Produtos – C3P.



Fonte: Modificada de Matiolo (2008).

Diferentes autores encontraram resultados promissores na flotação de minérios e rejeitos metálicos como cobre e ouro via coluna de três produtos. A C3P obteve recuperação de 40% das perdas de cobre e 25% das perdas de ouro na flotação de rejeitos (VALDERRAMA *et al.*, 2011). Na comparação entre coluna convencional e coluna de três produtos na flotação de rejeitos de ouro com condicionamento de alta intensidade, a C3P apresentou concentrados mais puros em todas as situações (VALDERRAMA e RUBIO, 2008). No entanto, a flotação destes minérios difere da flotação catiônica reversa de minério de ferro pelo fato da primeira ser direta e de baixa recuperação mássica de flotado, e da segunda ser reversa e de maior recuperação mássica de flotado (+5% da massa alimentada).

Matiolo (2008) avaliou a flotação de minério de fosfato comparativamente em coluna reta e coluna de três produtos em escala laboratorial (1" de diâmetro e 2.2m de altura) e piloto (4" de diâmetro e 7.6m de altura). Em escala laboratorial, a C3P obteve concentrados de até 36.5% de P_2O_5 , enquanto na CCR são obtidos concentrados máximos de 34.5% P_2O_5 . Em escala

piloto, a C3P obteve concentrados de até 39% P_2O_5 , superiores aos concentrados de até 36.6% de P_2O_5 na coluna reta. Em relação as recuperações mássica e metalúrgica, tanto em escala laboratorial quanto piloto a CCR obteve melhores resultados. O autor concluiu que a C3P produz concentrados mais puros em concentração de P_2O_5 e menor quantidade de contaminantes (óxidos de ferro e sílica) que a CCR, indicando a possibilidade de aplicação da técnica como etapa *cleaner* no circuito em estudo.

A capacidade de purificação do produto flotado da coluna de três produtos (C3P) pode viabilizar a flotação catiônica reversa de lamas de minério de ferro, possibilitando tecnicamente a obtenção simultânea de concentrado *rougher* com +48% Fe, e rejeito *rougher* com -15% Fe.

2.3.3 O processo de condicionamento em alta intensidade (CAI)

Rubio (2013) afirma que o condicionamento normal da polpa em sistemas agitados por tempo suficiente permite aos coletores, ativadores e espumantes reagirem com as partículas minerais presentes no minério. O condicionamento de alta intensidade (CAI), por outro lado, visa rapidamente exceder essa transferência mínima de energia, sob adequado aumento de turbulência ou tempo de agitação (Valderrama, 1997).

Segundo Rubio (2013), o limite mínimo de transferência de energia depende das propriedades superficiais da partícula, dos reagentes utilizados e da hidrodinâmica do sistema de condicionamento (velocidade de agitação, número de defletores, geometria das hélices propulsoras).

Bulatovic e Salter (1989) verificaram aumento da recuperação e seletividade na flotação em escala laboratorial e piloto de diferentes minérios metálicos com o aumento da energia transferida a polpa na etapa de condicionamento, variando de 0 a 4 kWh/m³ de polpa. A técnica foi denominada de *high-intensity conditioning* (HIC) ou condicionamento de alta intensidade (CAI), e os autores atribuíram os ganhos de performance a adsorção seletiva do coletor e formação de agregados das partículas finas, que seriam rapidamente flotados.

Testa (2008) afirma que o conceito de floculação cisalhante foi estendido ao estágio de condicionamento antes da flotação, onde a agregação das partículas hidrofóbicas ocorre sob condições hidrodinâmicas favoráveis, denominada de condicionamento de alta intensidade

(CAI). Ainda segundo o autor, o aumento de recuperação proporcionado pelo CAI é atribuído a diferentes mecanismos, como a incorporação de microbolhas na polpa geradas pela cavitação das pás do impelidor, a limpeza da superfície de partículas evitando o recobrimento por lamas (*slime coating*), a distribuição do reagente na polpa condicionada e a agregação hidrofóbica (*shear flocculation*) das partículas.

A respeito dos mecanismos que efetivamente contribuem para melhor desempenho da flotação após condicionamento de alta intensidade, são apontados principalmente: i) o condicionamento turbulento aumenta o tamanho relativo das partículas via agregação hidrofóbica entre os finos revestidos por coletor ou junto com as partículas de tamanho médio; ii) melhoria da dispersão do reagente e da adsorção do coletor; iii) geração de bolhas menores; iv) e limpeza da superfície das partículas.

O aumento de tamanho das partículas via agregação hidrofóbica entre os finos revestidos por coletor ou junto as partículas de tamanho médio é um dos mecanismos reportados como responsáveis pela melhoria de desempenho da flotação após uso do CAI (TABOSA e RUBIO, 2010; VALDERRAMA e RUBIO, 1998). A elevação do tamanho de partícula ocasionado pela agregação hidrofóbica das partículas finas e ultrafinas acarretaria em maior probabilidade de flotação, elevando a seletividade e eficiência do processo.

O condicionamento de alta intensidade também parece contribuir para a dispersão do reagente e adsorção do coletor (BULATOVIC e WYSLOUZIL, 1999; CHEN, G. et al., 1999b, 1999a; ENGEL et al., 1997). A elevada turbulência do CAI aumenta a probabilidade de colisão entre a superfície das partículas e as gotículas de coletor, melhorando o processo de condicionamento, e, conseqüentemente, a eficiência da flotação.

A redução no tamanho médio de bolhas como consequência da cavitação nas pás do impelidor durante o CAI é apontada como um dos mecanismos que eleva a recuperação e desempenho da flotação (ALDRICH e FENG, 1999). A nucleação de bolhas na superfície da partícula elimina a necessidade do estágio de colisão para a captura da partícula, facilitando o processo de flotação.

A limpeza da superfície das partículas devido a condição de alto cisalhamento e colisão entre partículas geradas pela turbulência do processo de condicionamento de alta intensidade também é apontada como mecanismo que eleva o desempenho da flotação (CHEN et al., 1999a;

ENGEL et al., 1997). A superfície das partículas, uma vez eliminado o recobrimento por lamas (*slime coating*), estaria apta a ser hidrofobizada pela ação do coletor.

2.4 APLICAÇÕES DE FLOTAÇÃO NO BENEFICIAMENTO DE REJEITOS DE MINÉRIO DE FERRO

Considerando as características complexas dos rejeitos de minério de ferro, o processo de flotação catiônica reversa coloca-se como alternativa para reaproveitamento deste material. A pesquisa científica tem investigado o beneficiamento de rejeitos de minério de ferro (da classificação ou da concentração) por flotação utilizando diferentes circuitos (*rougher*, *rougher-cleaner*), equipamentos (células mecânicas e colunas convencionais retas), e coletores (aminas, eteraminas, amido-aminas), conforme tabela 2. De forma geral, a dificuldade reside na obtenção simultânea de elevado teor e recuperação de ferro no concentrado com baixo teor de ferro no rejeito, devido à complexidade do material em processamento.

Tabela 2 - Principais trabalhos de processamento de lamas/rejeitos de minério de ferro que envolveram método de flotação.

Referência/País	Tipo de minério	Processo Empregado	Observações
Oliveira (2006) Brasil	Overflow da deslamagem	Flotação em Célula Mecânica	Minério: 41% Fe, 29% SiO ₂ , 7% Al ₂ O ₃ ; 45 µm > 87%, 12 µm > 38%. Coletor EDA-B 35 g/t. O circuito deslamagem seguido de flotação produziu concentrado de 68% Fe e recuperação mássica global de 34%, com rejeito total de 29% Fe.
Rocha (2008) Brasil	Overflow da deslamagem	Flotação em Coluna	Minério: 38% Fe, 37% SiO ₂ , 4% Al ₂ O ₃ ; 7 µm > 86%. Flotação em coluna, 30 g/t de coletor (eteramina) e 1200 g/t de depressor. Concentrado de ferro de até 67% Fe, com recuperação mássica e metalúrgica globais, respectivamente, de 18% e 33% Fe.
Santos <i>et al.</i> (2010) Brasil	Overflow da deslamagem	Flotação em Coluna	Minério: 49% Fe, 10% SiO ₂ , 9% Al ₂ O ₃ ; D ₅₀ = 5.1 µm. O material foi deslamado manualmente. A flotação catiônica reversa produziu concentrados de 64% Fe, com recuperação metalúrgica de 42% Fe.
Praes <i>et al.</i> (2013) Brasil	Rejeito de separação magnética	Flotação em Coluna	Minério: 36% Fe, 43% SiO ₂ , 2.8% Al ₂ O ₃ ; D ₅₀ = 25 µm, D ₈₀ = 15 µm. A flotação em coluna foi realizada com seis coletores diferentes, obtendo resultados semelhantes. Os melhores resultados com 40 g/t de coletor, gerando concentrado de 66% Fe, e recuperação metalúrgica de 85% Fe.
Matiolo <i>et al.</i> (2019) Brasil	Overflow da deslamagem	Flotação em Coluna	Minério: 45% Fe, 29% SiO ₂ , 3% Al ₂ O ₃ ; D ₅₀ = 10 µm. Coletores Flotigam EDA-C e Flotinor 5530. Melhores resultados com Flotinor 5530 em 150 g/t, 63% Fe no concentrado, e 68% de recuperação mássica.
Matiolo <i>et al.</i> (2020) Brasil	Overflow da deslamagem	Flotação em Coluna	Minério denominado "amostra 2": 40% Fe, 33% SiO ₂ , 5% Al ₂ O ₃ ; 30µm > 80%, 10µm > 40%. No circuito rougher os melhores resultados foram concentrado de 47-48% Fe. No circuito rougher-cleaner, com Flotinor 5530, os melhores resultados foram de concentrado 55% Fe, e recuperação mássica global de 58%.

Oliveira (2006) investigou alternativas para a concentração de lama de minério de ferro proveniente do overflow da deslamagem da usina de Conceição, da empresa Vale SA, envolvendo deslamagem, separação magnética e flotação. A lama representava em torno de 5% da massa de alimentação da usina, e a época era destinada a barragem de rejeito. Os ensaios piloto foram realizados nas rotas 01 (concentração magnética *rougher* e *cleaner*, em equipamentos tipo *ferrous wheel*) e 02 (deslamagem e flotação *rougher* e *cleaner*, em células mecânicas). A química global indicou que a lama da usina de Cauê continha 41% Fe, 29% SiO₂, e 7% Al₂O₃, com 87% passante em 45 µm, e 38% passante em 12 µm. A flotação foi realizada com o coletor EDA-B (Clariant) em dosagem de 35 g/t. Na separação magnética foram obtidos concentrados na faixa de 64-67% Fe, com recuperação mássica entre 9-15%, desempenho considerado insatisfatório pelo autor. No circuito de deslamagem e flotação foram obtidos no melhor resultado concentrados acima de 68% Fe, recuperação mássica global de 34%, e rejeito total de 29% Fe. O autor concluiu ser possível a concentração de lamas.

Praes et al. (2013) realizaram o tratamento de um rejeito de separação magnética com 36% Fe, 43% SiO₂, e 2,8% Al₂O₃, com D₅₀ e D₈₀ de, respectivamente, 25 e 15 µm. Os autores realizaram flotação em coluna, de 5 cm de diâmetro e 6 metros de altura, com 25% de sólidos em peso, com seis diferentes tipos de coletores catiônicos e dois tipos de depressores (amido e CMC), com velocidade superficial do ar (Jg) na faixa de 1.25-2.00 cm/s. Os seis diferentes coletores testados resultaram em recuperações metalúrgicas e teor de concentrado semelhantes. O melhor resultado foi obtido com 40 g/t de coletor, com recuperação metalúrgica de 85% e concentrado de 66% de ferro.

Rocha (2008) beneficiou rejeitos de ferro do *overflow* de uma deslamagem industrial (Casa de Pedra – CSN), com 38% Fe, 37% SiO₂, e 4% AlO₃, com 86% da massa passante em 7 µm, e área superficial específica de 2.77 cm²/g (método de Blaine). Após deslamagem em nível piloto, o minério apresentou 34% Fe e 43% da massa foi recuperada. O processo foi realizado com coluna de flotação piloto, 100 mm de diâmetro e 4.75 metros de altura, com 40% de sólidos, 30 g/t de coletor (eteramina) e 1200 g/t de depressor (amido). As recuperações mássicas e metalúrgicas foram de, respectivamente, 42% e 81% Fe, com concentrado de 67% de ferro. As recuperações mássicas e metalúrgicas globais foram, respectivamente, de 18% e 33% Fe.

Santos (2010) tratou rejeitos de ferro do overflow de uma deslamagem industrial, com 49% Fe, 10% SiO₂, e 9% Al₂O₃. O D₅₀ do material foi de 5.1 µm. As partículas abaixo de 1 µm

foram removidas via deslamagem manual utilizando a Lei de Stokes. A flotação em laboratório foi realizada em coluna de 2.5 cm de diâmetro e 2 metros de altura. O trabalho buscou comparar flotação catiônica reversa e aniônica direta, utilizando condicionamento de alta intensidade (CAI) e flotação extensora (FEXT). Os melhores resultados da flotação aniônica direta obtiveram recuperação de 35% do ferro e concentrado de 62% Fe. A flotação catiônica reversa recuperou 42% do ferro, com concentrados de 64% Fe.

Matiolo et al. (2019) beneficiaram uma amostra de lama do *overflow* da deslamagem de uma usina de minério de ferro (Vargem Grande – Vale SA). O minério apresentava 45% Fe, 29% de SiO₂ e 3% de Al₂O₃, e D₅₀ em 10 µm. A flotação foi realizada em coluna de laboratório, 5 cm de diâmetro e 6 metros de altura, com polpa de 20% de sólidos em peso, em pH 8.5-10.5, dois coletores catiônicos e com e sem depressor (amido). A coluna operou com J_g = 1.15 cm/s e J_w=0.49 cm/s, camada de espuma de 40-50 cm. Flotigam EDA-C é uma etheramina (Clariant), enquanto Flotisor 5530 é uma amido-amina (Clariant). Os melhores resultados foram obtidos com Flotisor 5530 em 150 g/t, pH 10.5, resultando em recuperação mássica de 68%, recuperação de ferro de 94% e 63% de ferro no concentrado. O uso de amido elevou a quantidade de SiO₂ no concentrado.

Matiolo et al. (2020) beneficiaram por flotação em coluna duas amostras de lama de minério de ferro provenientes do underflow do espessador de lamelas de diferentes usinas do quadrilátero ferrífero. A amostra denominada “2” foi caracterizada, tendo composição química de 40% Fe, 33% de SiO₂ e 5% Al₂O₃, composição mineralógica de 55% hematita, 29% quartzo, e 6% de goethita e caulinita, e granulometria 80% passante em 30 µm, e 40% passante em 10µm. A amostra 2 foi processada em dois circuitos, sendo um circuito *rougher* com coluna de 3” e 2m de altura, e outro circuito *rougher/cleaner*, com colunas de, respectivamente, 6” e 4”, e 6m de altura. No circuito *rougher*, foi realizado condicionamento a 25-35% de sólidos durante 18-20 min, e flotação com J_g = 0.5 cm/s, e J_w = 0.13 cm/s. No circuito *rougher/cleaner*, foi realizado condicionamento durante 18-20min, com condições de flotação *rougher* e *cleaner* de, respectivamente, J_g = 0.3 cm/s e J_w = 0.2 cm/s, e J_g = 0.51 cm/s e J_w = 0.21 cm/s. No circuito *rougher*, os melhores resultados foram obtidos com EDA-C em dosagem acima de 240 g/t, e uso de amido (510-988 g/t), obtendo recuperação mássica entre 63-71%, e concentrado na faixa entre 47-48% Fe, e 20-21% SiO₂. No circuito *rougher/cleaner*, os melhores resultados foram obtidos com dosagem de Flotisor 5530 acima de 411 g/t, obtendo concentrado *rougher* entre 50-52% Fe, recuperação mássica *rougher* entre 35-50%, e concentrado *cleaner* entre 55-57% Fe, com recuperação mássica *cleaner* entre 30-58%.

Filippov et al. (2021) avaliaram a flotação catiônica reversa em estágio *rougher* com lama de minério de ferro proveniente do espessador de lamas da usina de Vargem Grande 2, com coletor amidoamina Flotisor 5530. Foi utilizada coluna de flotação de 500mm de diâmetro e 4m de altura, com geração de bolhas através de *cavitation tube*. Análise química indicou 44% Fe, 31% SiO₂, e 2.9% Al₂O₃, e PPC de 2%. O passante em 10 µm equivale a 83% da massa. O condicionamento da polpa foi realizado em pH 10.5, com dosagem de coletor de 152-160 g/t, por período de 10 minutos. Os parâmetros operacionais utilizados buscaram reproduzir os utilizados por (MATIOLO *et al.*, 2020). Foram utilizadas velocidade superficial do gás (Jg) de 1.94 cm/s, velocidade superficial de água de lavagem (Jw) de 0.1 cm/s e camada de espuma de 15 cm. A alimentação da coluna de flotação piloto apresentou elevada variabilidade em relação a teores de ferro, sílica e alumina, de forma que um período de seis dias foi utilizado para coleta de 67 amostras da operação. Média de ferro no concentrado e no rejeito foram de 53% Fe e 15% Fe. O percentil 90 teve 60% Fe no concentrado e 22% Fe no rejeito. Análise específica sobre a dosagem de coletor indicou que com a elevação na dose de coletor houve redução da quantidade de sílica no concentrado de ferro. Análise específica sobre a água de lavagem indicou redução na quantidade de ferro na espuma quando ocorre aumento na água de lavagem. Os autores concluíram que o coletor Flotisor 5530 possui seletividade na flotação de lamas de minério de ferro sem uso de amido. A variabilidade nos resultados obtidos foi atribuída a variabilidade das características da lama de alimentação. As perdas de ferro no rejeito foram correlacionadas ao arraste hidrodinâmico, sendo o ajuste na dosagem de coletor e a relação entre água de lavagem e volume de espuma importantes fatores no controle da performance da flotação. Os autores concluíram não haver garantia de obtenção de elevada qualidade de concentrado e recuperação metalúrgica com somente um estágio de concentração.

Os trabalhos revisados permitem concluir que, a despeito da elevada complexidade do material a ser concentrado, foi possível obter concentrados com teor de ferro próximos ao patamar de 60% Fe via flotação. Em alguns casos, como (MATIOLO *et al.*, 2020; OLIVEIRA, 2006), a obtenção de qualidade no concentrado só foi possível com uso de estágio *rougher* seguido por estágio *cleaner*. O uso de deslamagem prévia a flotação foi utilizado por (OLIVEIRA, 2006; ROCHA, L., 2008; SANTOS, E. P. Dos, 2010), devido a necessidade de remover do processo de concentração as frações mais finas do material. Em relação aos coletores, predominou nestes trabalhos o uso de eteraminas, com exceção de (MATIOLO *et al.*, 2019, 2020) que utilizaram amido-aminas (Flotisor 5530). Destaca-se também a elevada dosagem necessária das amido-aminas, na faixa de 150-411 g/t.

2.5 APROVEITAMENTO DE REJEITOS DE MINÉRIO DE FERRO

O aproveitamento de rejeitos de minério de ferro tem sido estudado recentemente devido a fatores como a elevada massa gerada anualmente, suas características químicas e granulométricas, e potencial econômico. O reaproveitamento de rejeitos é uma questão de grande relevância principalmente por possibilitar o reuso do material, evitando sua disposição em pilhas e barragens, e reduzir a demanda por recursos naturais primários (ANDRADE, 2014).

Segundo Santos (2018), os rejeitos de mineração podem ser reutilizados ou reciclados, sendo o primeiro isento de reprocessamento para sua inserção em novo ciclo de produção, e o segundo submetido a reprocessamento ou transformação para novo uso.

As possibilidades para reaproveitamento de rejeitos de minério de ferro estão relacionadas principalmente a construção civil, como substituto de agrego fino em concretos e argamassas, e na confecção de cerâmica e tijolos. Para viabilizar o reaproveitamento destes rejeitos, é necessária investigação de suas características físicas, químicas e mineralógicas, bem como avaliação de suas propriedades mecânicas, a fim de avaliar sua aptidão (SANTOS, 2018).

Sosa (2016) propôs metodologia específica para caracterização de rejeitos com enfoque geoambiental, possibilitando alternativas de aproveitamento mais sustentáveis. A metodologia proposta envolve os aspectos físicos, químico, geoquímico, geoambiental e mineralógico dos rejeitos. Os estudos de reaproveitamento de rejeitos de mineração devem avaliar tanto comportamento mecânico dos novos materiais, quanto sua interação com o meio ambiente, de modo a evitar contaminações e geração de drenagem ácida (SANTOS, 2018). Diferentes trabalhos científicos indicam que a indústria de cerâmica pode absorver rejeitos sólidos em substituição parcial ou total de sua matéria prima.

Santos (2018) avaliou o potencial de reaproveitamento de rejeitos de minério de ferro e ouro para aplicações geotécnicas sob o aspecto ambiental, por meio da caracterização dos rejeitos e avaliação da potencialidade da contaminação dessas interações com solo e meio ambiente. Os resultados indicaram baixa tendência do rejeito de ferro disponibilizar metais nocivos à saúde humana e ao meio ambiente. As misturas de rejeito e solo indicaram potencial para uso na construção civil, com ganhos em relação a compressão uniaxial.

Yellishetty et al. (2008) realizaram um estudo de caso sobre utilização de rejeitos de mineração de ferro na construção civil, visando aumentar a sustentabilidade ambiental,

econômica e social dos empreendimentos de mineração em Goa (Índia). O material em questão envolve tanto estéril quanto rejeito da planta de beneficiamento, sendo a maior proporção de estéril da lavra. Os autores revisaram trabalhos sobre a reutilização de estéréis e rejeitos de mineração na construção civil, e avaliam os riscos envolvidos no uso deste material. Os autores concluíram ser possível reaproveitar a fração mais grosseira no concreto, a fração intermediária como areia, e a fração mais fina para alvenaria, de forma a reaproveitar até 60% dos rejeitos e estéréis da mineração. Os materiais atingiram os padrões de qualidade para agregados.

Tang et al. (2019) estudaram a recuperação de ferro dos rejeitos de minério de ferro, e posterior utilização do concentrado de sílica em misturas de concreto. Partindo de um rejeito com 13% Fe, foi obtido concentrado de ferro com 36% Fe, e com otimização da redução direta, foram obtidos produtos com 92% Fe. Não houve redução na qualidade de mistura quando o concentrado de sílica, denominado material de alta sílica, foi utilizado para substituir o pó no do concreto em até 30%.

Andrade (2014) buscou avaliar as perspectivas para o reaproveitamento de rejeitos da mineração de ferro, na forma bruta e em concentrados de sílica e argila, como materiais na construção civil. A análise dos materiais considerou a granulometria, química, mineralogia e morfologia dos materiais. O rejeito bruto poderia ser utilizado como aditivo do cimento Portland, agregado para concreto e argamassa, material para indústria cerâmica, e como material para pavimentação. O autor vislumbrou aplicação do concentrado de sílica, de acordo com suas características, no cimento ou concreto, como agregado miúdo da argamassa, como material para incorporar a cerâmica, e enchimento alternativo (*filer*) para concreto asfáltico. Em relação a uso do concentrado de argila, o autor considerou as possibilidades de uso, de acordo com suas características, na incorporação de cimento e concreto para produção de materiais de alto desempenho, e principalmente à incorporação em materiais cerâmicos como tijolos e telhas.

Silva et al. (2014) avaliaram a utilização de três rejeitos de minério de ferro para confecção de cerâmica vermelha. O rejeito de flotação (-105 +45 μm), rejeito de separação magnética grossa (-300 +40 μm), e o rejeito fino de separação magnética (-53 μm) foram avaliados em substituição a argila na produção de cerâmica e seus impactos nas características do produto final. Os resultados indicaram ser viável tecnicamente a adição de rejeitos de minério de ferro em proporção de até 5% da massa total, aumentando a resistência a flexão e a porosidade, e reduzindo a densidade e a absorção de água do produto final, resultados desejáveis para a indústria de cerâmica.

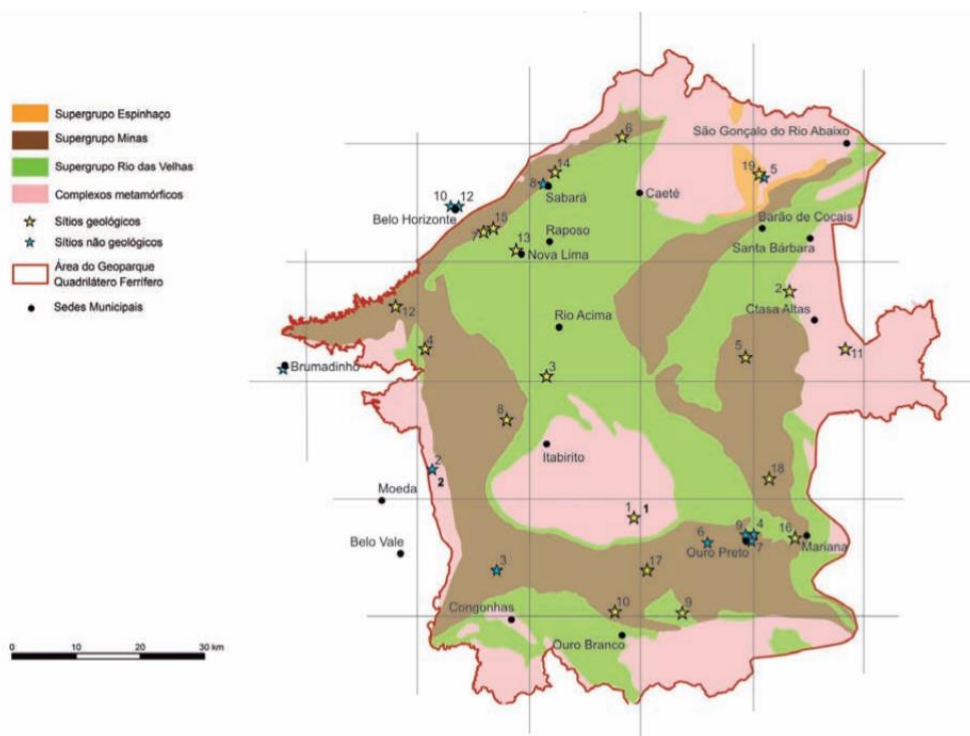
2.6 GEOLOGIA DO DEPÓSITO

A lama estudada nesse trabalho é oriunda de uma usina de beneficiamento localizada no Quadrilátero Ferrífero, no município de São Gonçalo do Rio Abaixo (figura 10). O empreendimento está a aproximadamente 100 km de Belo Horizonte (MG), na região nordeste do Quadrilátero Ferrífero. Em 2018 a jazida em questão possuía 432 milhões de toneladas de reservas provadas e prováveis de minério de ferro (LISBOA, 2018).

Segundo Zapparoli et al. (2020), rochas ferruginosas ocorrem desde o Arqueano até o Fanerozóico e abrigam vários tipos de depósitos, entre os quais as Formações Ferríferas Bandadas (BIFs) são as principais ocorrências, relacionadas ao Pré-Cambriano. As formações ferríferas do Arqueano e Paleoproterozóico são agrupadas em Algoma e Lago Superior. As BIFs do tipo Lago Superior, exemplo Grupo Itabira no Brasil, são caracterizadas por ocorrerem em bacias de margens passivas de baixa energia, como sequência sedimentares espessas químico-bioquímicas, sem correção direta com vulcanismo e condições de precipitação específicas (ZAPPAROLI *et al.*, 2020).

Ortiz (2014) afirma que o depósito em questão está situado na extremidade oriental do segmento nordeste do Sinclinal Gandarela, e posicionado na Formação Cauê, Grupo Itabira e Supergrupo Minas. Estima-se que a formação tenha acontecido na era Paleoproterozóica, em torno de 1,8 bilhão de anos atrás (ZAPPAROLI *et al.*, 2020).

Figura 10 - Mapa geológico simplificado do proposto Geoparque Quadrilátero Ferrífero (MG).



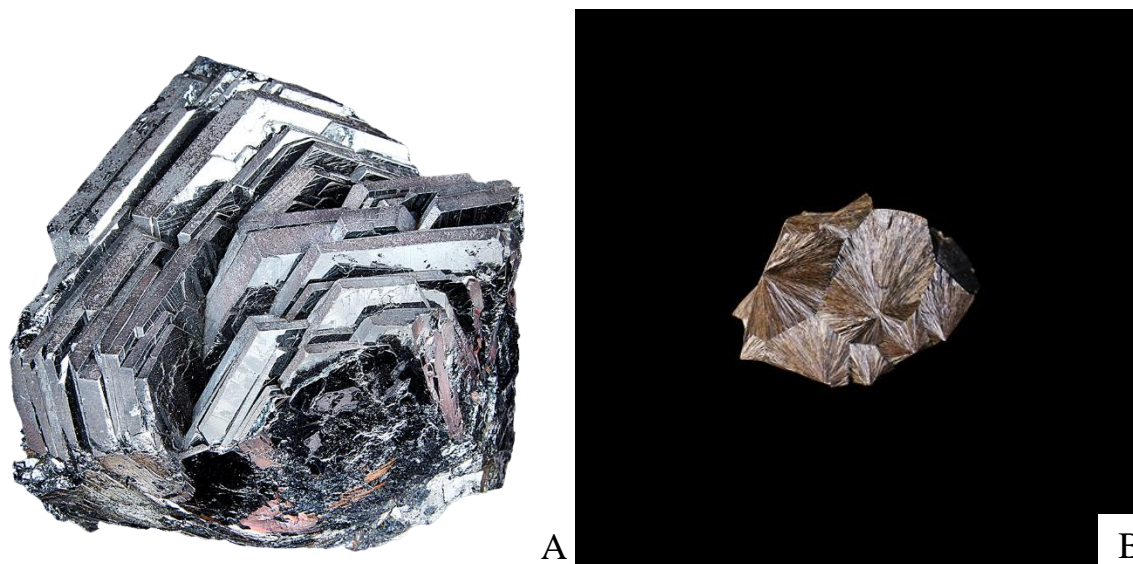
Fonte: CPRM.

Segundo Queiroz (2008), o depósito de ferro do empreendimento em questão é constituído tipicamente por Itabiritos, com razoável complexidade litológica. A época, o autor coletou 29 amostras das litologias Hematita Compacta (HC), Hematita Friável (HF), Hematita Goethítica (HGO), Hematita Contaminada (HCT), Itabirito Friável (IF), Itabirito Compacto (IC), Itabirito Goethítico (IGO), Itabirito Contaminado (ICT) e Canga (CG) para caracterização de minério da mina, com foco na previsibilidade das operações de concentração mineral via jigagem, separação magnética e flotação. Dentre outras conclusões, o autor ponderou que o minério em questão possuía algumas características que afetavam negativamente a flotação como a presença e geração de lamas, presença de contaminantes em poros e interstícios, e recobrimento de minerais por massas terrosas.

Os principais minerais de ferro do depósito são a hematita e a goethita (figura 11). Segundo Ortiz (2014), a hematita (Fe_2O_3) ocorre em diferentes gerações e formas, com amostras de hematita compacta com quartzo em baixa ocorrência, hematita especular com silicatos em baixa ocorrência e hematita porosa com gipsita também em baixa ocorrência. Em relação a goethita ($\text{FeO}(\text{OH})$), o autor sustenta que a geração principal é a mais antiga, e tem

como característica a goethita substituindo o quartzo, óxidos e silicatos de ferro, sem alterar a estrutura original dos itabiritos.

Figura 11 - Minerais de ferro: Hematita (A) e Goethita (B).



Fonte: MM Gerdau

Segundo Ortiz (2014), os principais minerais de ganga ou contaminantes do depósito em estudo são o quartzo, a caulinita e a gibbsita (figura 12). O quartzo é composto por quase 100% de SiO_2 , sendo o principal silicato contaminante de minério de ferro, com dureza 7. A caulinita é um silicato de alumínio hidratado, com fórmula química definida por $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$, e dureza 2. A gibbsita é uma das formas minerais do hidróxido de alumínio, $\text{Al}(\text{OH})_3$, com dureza em torno de 3.

Figura 12 - Minerais de Quartzo (A), Caulinita (B), e Gibbsita (C).



Fonte: MM Gerdau e Geociências USP.

Embora grande parte do material fino ($< 150 \mu\text{m}$) seja gerado pelas operações unitárias de britagem e moagem, uma considerável porção dos finos naturais de minério de ferro é consequência dos processos geológicos, como o intemperismo associado ao processo

supergênico, e à deformação relacionada à trama e estrutura do maciço rochoso (Nogueira, 2019).

3 EXPERIMENTAL

Os estudos experimentais realizados neste projeto foram desenvolvidos no Laboratório de Tratamento Mineral e Ambiental (LTM) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (UFRGS), e na empresa Vale SA.

As principais etapas do trabalho foram de caracterização da amostra de lama de minério de ferro, e desenvolvimento de ensaios de flotação em célula mecânica de bancada e em coluna convencional reta (CCR) e coluna de três produtos (C3P), conforme tabela 3.

Tabela 3 - Etapas do trabalho.

Etapas do Trabalho		Nomenclatura
1 ^a	Caracterização da Amostra	<u>A</u>
	a) Granulometria b) Composição Química c) Densidade d) Superfície Específica e) Granuloquímica f) Mineralogia por Fração	
2 ^a	Flotação em Célula Mecânica de Bancada	<u>B</u> 1-10
	b) Estudo de Variáveis Operacionais	<u>C</u> 1-20
3 ^a	Flotação em Colunas	<u>D</u> 1-30
	b) C3P	<u>E</u> 1-37

3.1 MATERIAIS E REAGENTES

3.1.1 Amostra de Lama de Minério de Ferro

A lama de minério de ferro (A) tratada neste trabalho foi coletada no *underflow* do espessador de lamas da usina de beneficiamento, tendo como alimentação do espessador o *overflow* da deslamagem. O material foi coletado em toneis de 200 L, e enviado para o LTM. O ROM alimentado na planta no dia da coleta era denominado pelo departamento de geologia da empresa como “Itabirito Pobre”, contendo aproximadamente 45% Fe (com hematita e goethita como principais minerais de ferro, em proporções de 70% e 30% respectivamente), e

60% de quartzo, 10% de caulinita, e 20% de anfíbolitos como minerais de ganga. Este ROM buscava representar o *blend* de minérios que alimentará a usina daqui 5 anos, sendo denominado de “ROM do futuro”.

No laboratório, a lama foi disposta em lona, e exposta a temperatura ambiente de 20-30° C. Após secagem, o material foi desagregado manualmente, homogeneizado e quarteado, com disposição final em alíquotas de 2 quilogramas (figura 13 e 14). Uma alíquota foi destinada aos laboratórios do Vale para análise granulométrica, de superfície específica, química, de densidade, granuloquímica, mineralógica, e de mineralogia por fração. No LTM foram realizadas somente as análises de umidade.

Figura 13 - Lama de minério de ferro coletada na usina de beneficiamento.



Fonte: arquivo LTM.

Figura 14 - Lama em quarteamento após secagem natural.



Fonte: arquivo LTM.

3.1.2 Reagentes

Os coletores Flotinor 5530 e Flotinor 16939, utilizados nos experimentos, permanecem em estado sólido a temperatura de conservação de geladeira, e eram submetidos a aquecimento por 30 minutos em estufa para dissolução em água e preparação de solução estoque de concentração 3% em massa (figura 15). O coletor Flotinor 16988 permanece em estado líquido a temperatura de geladeira, não sendo necessário aquecimento para preparação da solução

estoque 3% em massa. A solução estoque era mantida em refrigerador e utilizada por prazo máximo de 14 dias.

O Flotador 5530 faz parte da primeira geração de amido-aminas desenvolvida pela fabricante Clariant para flotação de lamas de minério de ferro. Foi sintetizado a partir de fontes vegetais. O Flotador 16939 faz parte da segunda geração de amido-aminas desenvolvida pela fabricante Clariant, tendo sido desenvolvido especialmente para a usina em questão neste trabalho. Trata-se de uma formulação base amido-amina, eteramina e um espumante não especificado pela fabricante. O Flotador 16988 faz parte da segunda geração de amido-aminas desenvolvida pela fabricante Clariant, sintetizada na Clariant Alemanha com foco na otimização de performance. O Flotador 16988 e o Flotador 16939 são formulações dos mesmos componentes, porém em proporções distintas.

Figura 15 - Coletores Flotador 5530, Flotador 16939 e Flotador 16988 à temperatura de 5°C.



Fonte: autor.

Solução comercial de NaOH 10% (Vetec®) foi utilizada como reguladora de pH nos ensaios de flotação.

Solução comercial de Dowfroth 250 (Cytex®, DF 250) foi utilizada como espumante auxiliar em alguns ensaios de flotação.

3.2 FLOTAÇÃO EM CÉLULA MÊCANICA DE BANCADA

3.2.1 Equipamento

Foi utilizada uma célula Denver D-12, fabricada por MACDARMA Denver (figura 16). A rotação do rotor da célula de flotação é controlada por inversor de frequência (0-60Hz), podendo variar entre 0-1500 rpm.

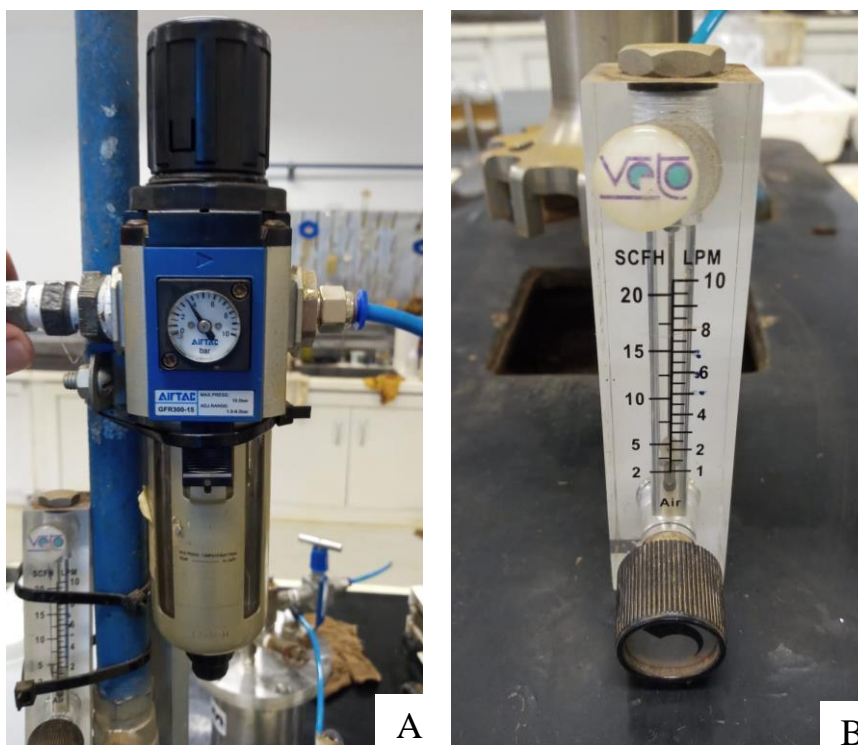
Figura 16 - Célula Denver D-12 e inversor de frequência.



Fonte: arquivo LTM.

O controle do fluxo de ar foi realizado por fluxômetro operando com pressão de 4 atm (regulador de pressão, figura 17), e a geração de bolhas ocorre a partir de cisalhamento do fluxo de ar pelo rotor da célula.

Figura 17 - Regulador de pressão de linha (A) e fluxômetro de ar (B).



Fonte: arquivo LTM.

3.2.2 Procedimento

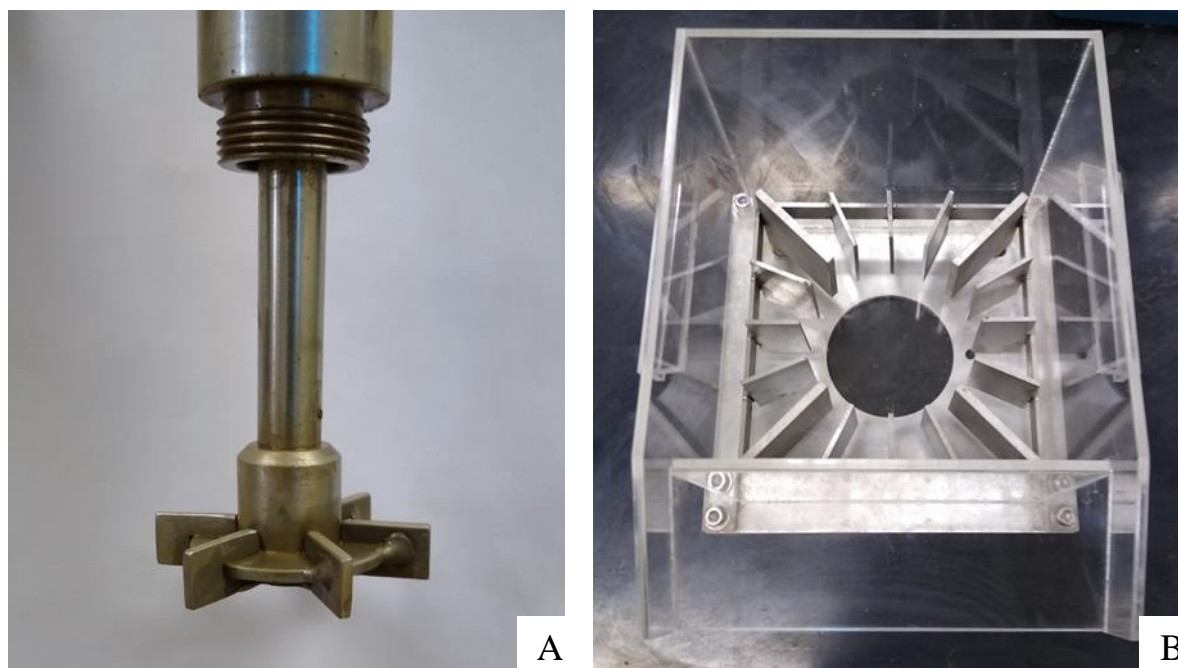
Os ensaios na célula mecânica de bancada foram desenvolvidos utilizando a estrutura do Laboratório de Tratamento Mineral da UFRGS. Esta etapa teve como objetivo principal verificar o desempenho dos novos coletores Flotiner 16939 e Flotiner 16988 em relação a Flotiner 5530, bem como otimizar parâmetros físicos e químicos de flotação, como pH da flotação, vazão de ar e rotação de flotação, e dosagem de coletor.

Considerando-se as características da lama de minério de ferro em questão nesse trabalho, foi definida a estratégia de realizar atrição (*scrubbing*) da polpa antes de iniciar o condicionamento do coletor e a flotação em célula mecânica, com intuito principal de promover colisões superficiais e cisalhamento entre partículas, reduzindo assim o recobrimento por lamas (*slime coating*) das partículas a serem hidrofobizadas.

O condicionamento da polpa foi realizado em agitador com turbina Rushton, a 900 rpm. Inicialmente a polpa com amostra de 500g de minério foi diluída a 35% de sólidos em peso na cuba de atrição (figura 18), e teve seu pH ajustado a 10.5. Durante 15 minutos a polpa foi mantida em agitação, caracterizando a etapa de atrição (*scrubbing*). Na sequência, a polpa foi

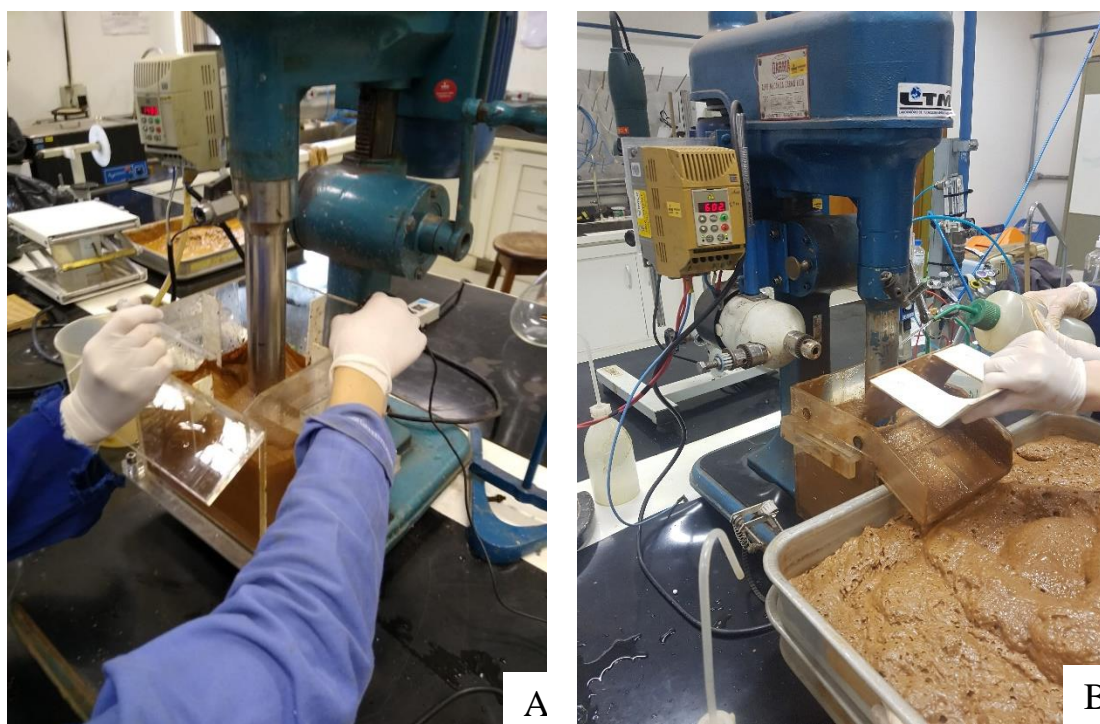
transferida para a cuba convencional e o coletor foi dosado, sendo realizado condicionamento convencional por 2 minutos. Então, a polpa foi diluída a 20% de sólidos e a flotação realizada (figura 19).

Figura 18 - Turbina Rushton (A) e célula para atrição e CAI (B).



Fonte: autor.

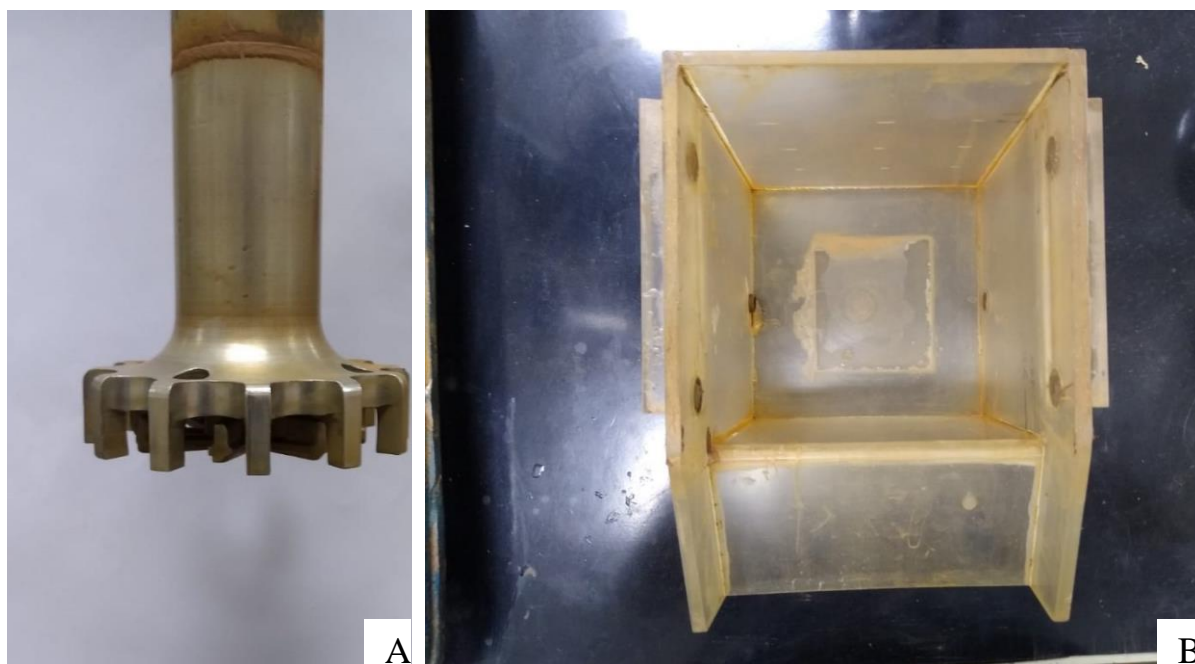
Figura 19 - Regulação de pH (A) e operação de flotação (B).



Fonte: autor.

Os ensaios da flotação foram realizados em cuba de 3L, com rotação e injeção de ar ajustadas de acordo com o plano de experimentos (figura 20). A etapa de flotação foi realizada por 10 minutos em todos os ensaios, e nível de polpa e espuma foi mantido constante com uso de raspador manual com palhetas de teflon e adição de água de controle de nível. Foram coletados separadamente três flotados, relativos aos períodos de 0-1 minuto, 1-5 minutos e 5-10 minutos, e um afundado, com objetivo de avaliar a cinética de flotação com os diferentes parâmetros escolhidos.

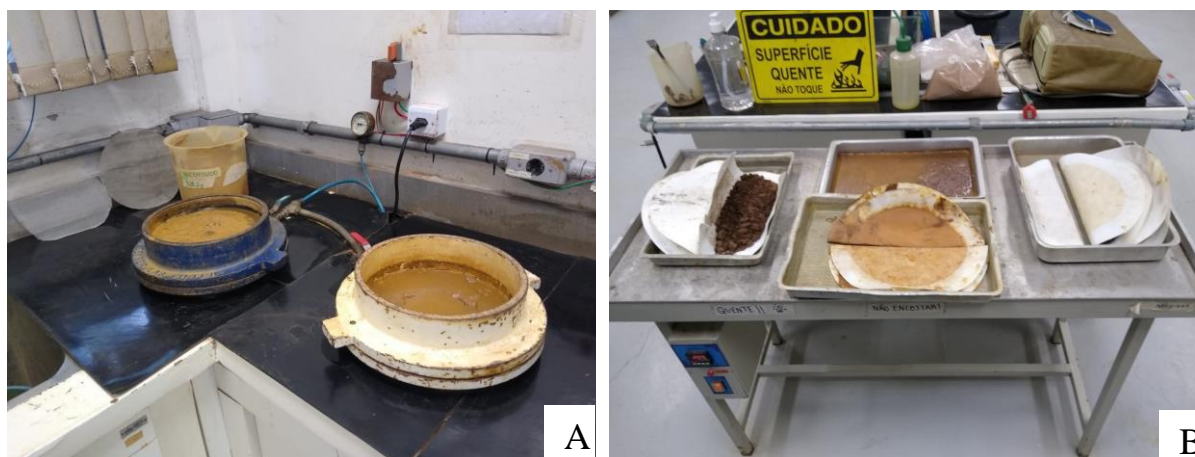
Figura 20 - Agitador célula Denver 12D (A) e cuba de flotação (B).



Fonte: arquivo LTM.

Na sequência, as bandejas com flotados e a cuba com afundado eram pesadas separadamente, e destinadas aos processos de floculação e filtragem à vacuo. Os filtros contendo sólidos ainda úmidos eram dispostos na chapa operando em temperatura de 90°, onde permaneciam por 12 horas (figura 21). Por fim, as amostras eram individualmente homogeneizadas, quarteadas, tendo uma alíquota enviada para análise química e as demais arquivadas.

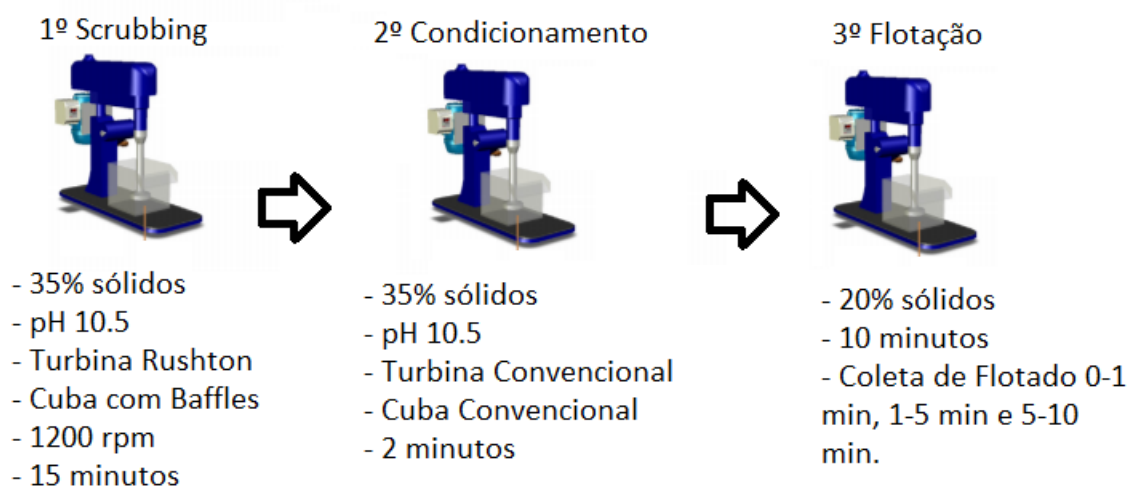
Figura 21 - Operação de filtragem (A) e de secagem na chapa (B) de amostras da flotação.



Fonte: autor.

O resumo das etapas do procedimento de flotação em célula mecânica de bancada é apresentado na figura 22.

Figura 22 - Resumo etapas da flotação em célula mecânica de bancada.



Fonte: autor.

3.2.3 Estudo de flotação em bancada

Inicialmente, foi realizado o primeiro grupo ensaios (tabela 4) comparando diferentes dosagens dos coletores Flotador 16939, Flotador 16988 e Flotador 5530, e na sequência foi realizado o segundo grupo de ensaios, com plano de experimento exclusivo para o novo coletor Flotador 16939 (tabela 5). O plano de experimentos desenvolvido com o Flotador 16939 buscou explorar as variáveis dosagem de coletor, valor de pH, rotação de flotação e vazão de ar, de forma a orientar posteriores ensaios em coluna de flotação.

O primeiro grupo de ensaios, denominados B 1 a 10, foi realizado com variáveis constantes com *scrubbing* em 1200 rpm, 35% de sólidos, e pH 10,5; condicionamento do coletor em rotação 900 rpm; flotação em com 20% de sólidos, 700 rpm, e vazão de ar de 3 NL/minuto.

Tabela 4 - Plano de Experimento para ensaios em célula mecânica de bancada comparando Flotador 16939, Flotador 16988 e Flotador 5530. Condições fixas: *scrubbing* = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm, vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.

Ensaio	Flotador	Dosagem (g/t)
B-1	16939	250
B-2	16939	500
B-3	16939	700
B-4	5530	200
B-5	5530	500
B-6	5530	600
B-7	5530	700
B-8	16988	250
B-9	16988	500
B-10	16988	700

O segundo plano de experimentos, com ensaios denominados de C 1 a 20, foi desenvolvido com *scrubbing* em 35% de sólidos, 900 rpm e pH 10.5, e 20% de sólidos na flotação. A dosagem de coletor, o pH da polpa, a agitação da polpa (rotação do rotor de flotação) e a vazão de ar foram exploradas conforme o plano de experimento apresentado na tabela 5.

Tabela 5 - Plano de experimento para ensaios em célula mecânica de bancada com Flotador 16939. Condições fixas: *scrubbing* = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.

Ensaio	Coletor (g/t)	pH Inicial	RPM	Vazão de Ar (NL/min)
C-1	700	9.5	700	3
C-2	250	9.5	550	3
C-3	250	11.0	700	3
C-4	250	9.5	700	7
C-5	250	11.0	550	7
C-6	500	10.5	600	5
C-7	500	10.5	600	5
C-8	700	9.5	550	7
C-9	700	11.0	700	7
C-10	700	11.0	700	7
C-11	250	11.0	700	3
C-12	500	10.5	600	5
C-13	250	9.5	700	7
C-14	250	9.5	550	3
C-15	700	11.0	550	3
C-16	250	11.0	550	7
C-17	700	11.0	550	3
C-18	700	9.5	700	3
C-19	500	10.5	600	7
C-20	700	9.5	550	5

3.3 FLOTAÇÃO EM COLUNA RETA E DE TRÊS PRODUTOS

3.3.1 Equipamento

O sistema de flotação em coluna de diâmetro de 1" e 4 metros de altura do LTM é composto pela coluna de flotação de vidro com capacidade máxima de 9 L/h de alimentação de polpa, um tanque com capacidade de 10 L, um agitador para o tanque marca GEHAKA modelo AM-20, e três bombas peristálticas marca MASTERFLEX modelo 77250-62 (figura 23). As bombas peristálticas movimentam os fluxos de alimentação da coluna, não flotado (concentrado) e drenado (terceiro produto, exclusivo da C3P).

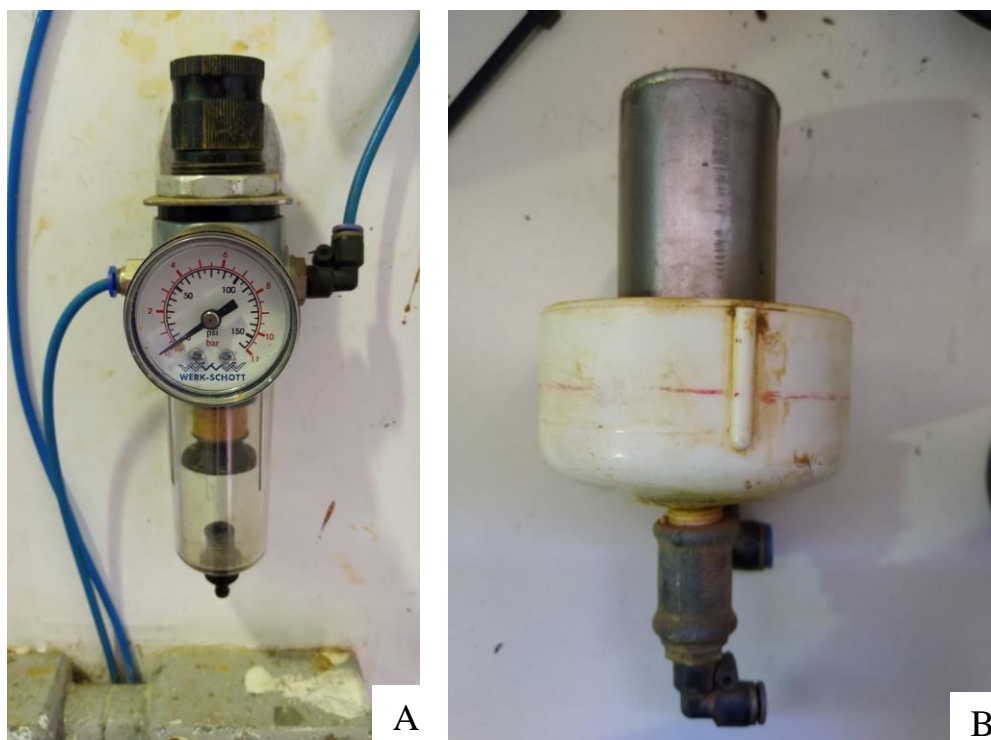
Figura 23 - Coluna de flotação de 1" e 4 metros de altura (A), tanque de polpa (B), e bombas peristálticas (C e D).



Fonte: autor.

A geração de bolhas da coluna acontece por meio de tubo poroso (aço inox sinterizado), regulador de pressão na linha de ar marca Werch-Schott Pneumática, regulador de vazão de ar marca Omel (figura 24 e 25) e compressor de ar marca SCHULZ modelo PraticAir CSA 7.5/20. Este conjunto permite controle da vazão de ar injetada na coluna, e, conseqüentemente, da velocidade superficial de ar (J_g).

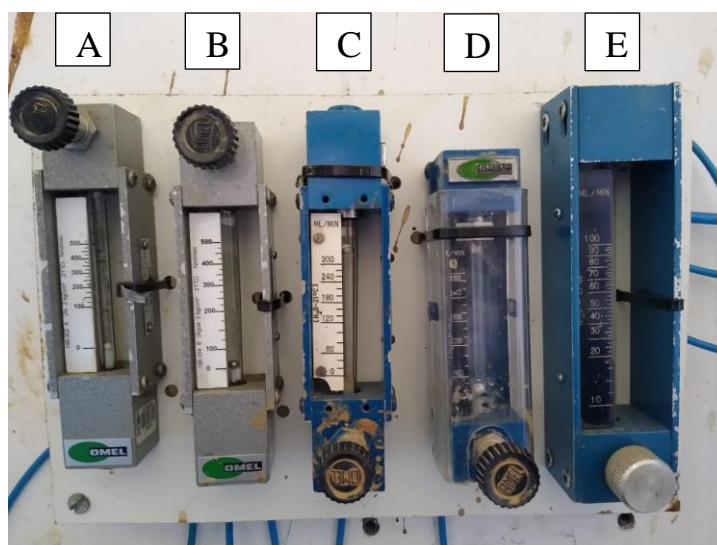
Figura 24 - Regulador de pressão de linha (A) e tubo poroso gerador de bolhas (B).



Fonte: autor.

O conjunto de controladores de fluxo de ar e água dispostos em painel (figura 25) permitem o controle e medição da velocidade superficial de ar (J_g), velocidade superficial de água de lavagem (J_{w1} e J_{w2}), e vazão de água de apoio ao escoamento de flotado (rejeito).

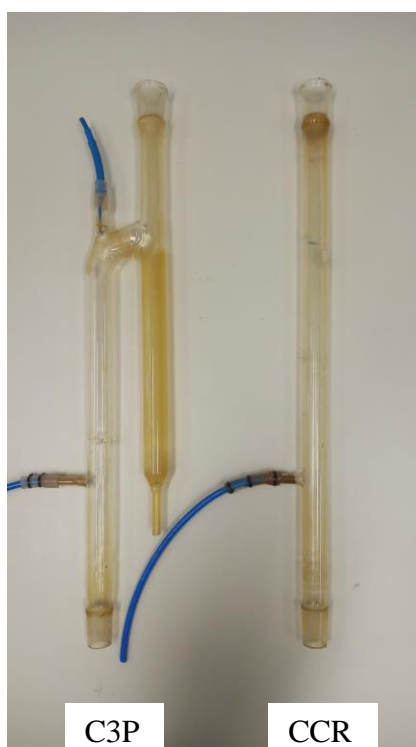
Figura 25 - Painel de controle de fluxômetros de ar e água: A - vazão de ar coluna (cm^3/min); B- vazão da água de lavagem 2 (cm^3/min); C- vazão de água de limpeza da calha de rejeito (cm^3/min); D- vazão de água de lavagem 1 (cm^3/min); E - vazão de microbolhas (cm^3/min).



Fonte: autor.

A mudança da CCR para C3P era realizada com a retirada do módulo superior reto da coluna, e adição de um módulo de três produtos, conforme figura 26. Os dois módulos apresentam mesmo comprimento e diâmetro, bem como altura de alimentação. A simplicidade da substituição possibilita realização de ensaios de CCR e C3P sequenciais.

Figura 26 - Módulos da coluna de três produtos (C3P) e da coluna convencional reta (CCR).



Fonte: autor.

Os fluxos foram calculados conforme tabela 6.

Tabela 6 - Fluxos da CCR e C3P.

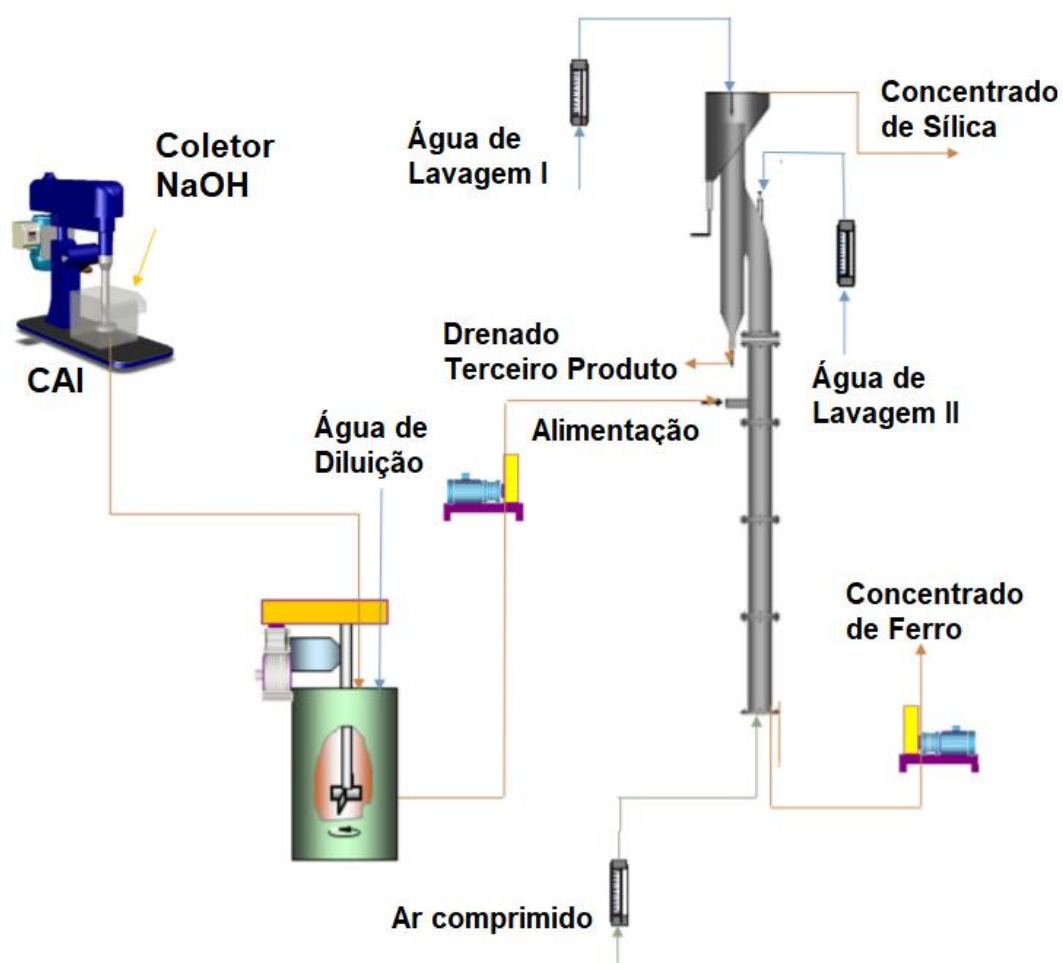
Sigla	Fluxo	Equação
Jsl (cm/s)	Velocidade superficial de polpa	$\frac{Qp}{Ac}$
Jg (cm/s)	Velocidade superficial de ar	$\frac{Qg}{Ac}$
Jw1 (cm/s)	Velocidade superficial de água I	$\frac{Qw1}{Ac}$
Jw2 (cm/s)	Velocidade superficial de água II	$\frac{Qw2}{Ac}$

Fonte: autor.

Onde Q_g é a vazão de ar, A_c é a área da seção transversal da coluna, Q_p é a vazão de polpa, Q_{w1} é a vazão de água de lavagem I, e Q_{w2} é a vazão de água de lavagem II.

Na sequência, o fluxograma de operação utilizado para CCR e C3P é apresentado (figura 27). É possível verificar as principais etapas do processo de flotação, bem como os fluxos de alimentação, águas de lavagem 1 e 2, concentrado de ferro e de sílica, e terceiro produto da C3P.

Figura 27 - Fluxograma de operação para tratamento da lama de minério de ferro na coluna de três produtos (C3P).



Fonte: adaptado de Araujo et al. (2020) .

3.3.2 Procedimento

O condicionamento da polpa e demais procedimentos para operação da coluna de flotação foi idêntico para CCR e C3P. Todas as amostras foram submetidas a atrição

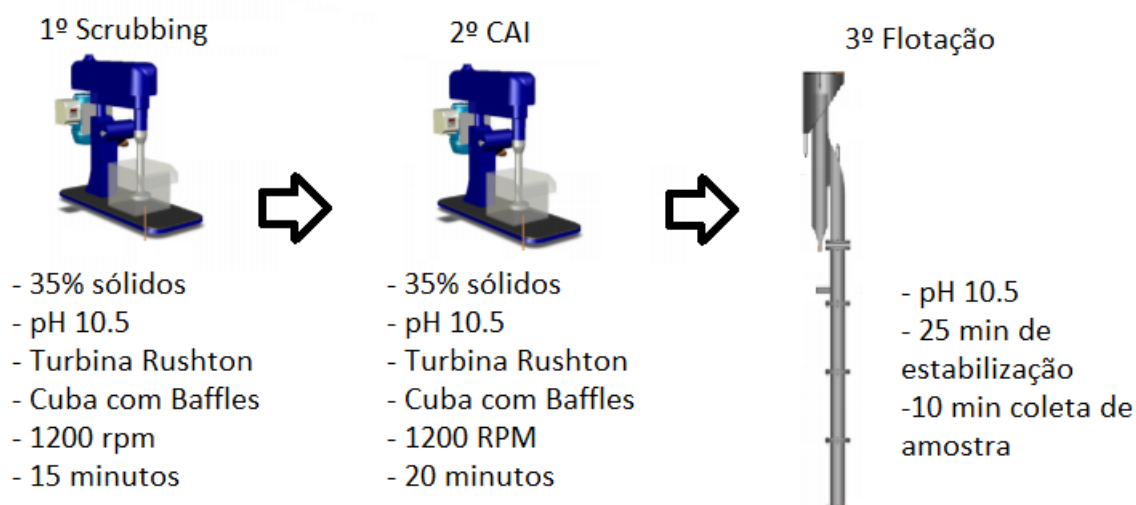
(*scrubbing*), realizada em polpa com 35% de sólidos, pH 10.5 e 1200 rpm durante 15 minutos, utilizando a turbina Rushton e a célula para atrição da figura 18.

O condicionamento de alta intensidade (CAI) foi realizado em pH 10.5, com adição de coletor, turbina Rushton a 1200 rpm, e célula de atrição de 5L (figura 18 anterior), durante 20 minutos.

A operação da flotação foi realizada de forma semi-contínua, com transferência da polpa condicionada para tanque agitador, onde a polpa era diluída para 20%, 25% ou 30% de sólidos conforme o plano de experimento. O tanque alimenta a coluna por meio de bomba peristáltica a altura de 2.66m, equivalente a 2/3 de altura da coluna, com vazão superficial de polpa (J_{sl}) conforme plano de experimento. A água de lavagem (J_{w1}) era calibrada conforme plano de experimento, e a bomba peristáltica do não flotado era regulada a fim de manter estável o nível de espuma conforme plano de experimento (15, 30 ou 45 cm). A alimentação da coluna com polpa era iniciada, porém a coleta de amostras do ensaio somente era realizada após 25 minutos de estabilização, a fim de garantir que o sistema tivesse atingido estado estacionário, durante 10 minutos. O resumo do processo de atrição, condicionamento e flotação é apresentado na figura 28.

A operação da coluna de três produtos diferenciava-se apenas pela existência de uma água de lavagem secundária (J_{w2}) mantida fixa em 50 mL/min, e o uso bomba peristáltica para o drenado (terceiro produto), mantida fixa em vazão idêntica à de J_{w1} .

Figura 28 - Resumo do processo de flotação em coluna (CCR e C3P).



Fonte: autor.

3.3.3 Estudo de variáveis operacionais em Coluna Reta (CCR) e de Três Produtos (C3P)

O plano de experimento de ensaios em CCR e C3P foi desenvolvido e executado visando explorar as variáveis concentração de sólidos em peso da polpa (%), concentração de coletor (g/t) e diferentes combinações de velocidade superficial de água de lavagem (Jw1), velocidade superficial de ar (Jg) e velocidade superficial de polpa (Jsl) e uso de espumante auxiliar (DF 250), a fim de obter máxima otimização do sistema com os coletores Flotisor 16939 e Flotisor 16988. Além disso, uma vez obtidas as metas técnicas de qualidade e recuperação do concentrado, e de teor de ferro no rejeito, foram realizados ensaios visando elevar o percentual de sólidos na flotação, de forma a aumentar a capacidade de processamento do circuito proposto.

Na tabela 7 são apresentadas as variáveis do plano de experimento da CCR com o coletor Flotisor 16939.

Tabela 7 - Condições da flotação em coluna reta (CCR) com Flotisor 16939. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.

Ensaio	% sólidos na flotação	Coletor (g/t)	Jsl (cm/s)	Jg (cm/s)	Jw1 (cm/s)	Espumante
D1	20	500	0.66	1.5	0.1	DF 250
D2	20	500	0.66	1.5	0.1	DF 250
D3	20	700	0.66	1.5	0.1	DF 250
D4	20	700	0.66	1.5	0.1	DF 250
D5	20	700	0.66	1.5	0.1	DF 250
D6	20	700	0.66	1.5	0.1	DF 250
D7	20	500	0.66	1.5	0.1	DF 250
D8	20	500	0.66	1.5	0.1	DF 250
D9	20	500	0.49	1.1	0.1	DF 250
D10	20	500	0.49	1.5	0.4	DF 250
D11	20	500	0.49	1.5	0.1	DF 250
D12	20	500	0.49	1.5	0.1	DF 250
D13	20	500	0.49	1.5	0.4	DF 250
D14	20	500	0.49	1.5	0.1	DF 250
D15	20	500	0.49	1.5	0.1	-
D16	20	500	0.49	1.5	0.1	-
D17	20	500	0.49	1.5	0.1	-
D18	20	500	0.49	1.5	0.1	-
D19	20	500	0.49	1.5	0.1	-
D20	25	500	0.49	1.5	0.1	-

D21	25	500	0.49	1.5	0.1	-
D22	20	500	0.49	1.5	0.1	-

Na tabela 8 são apresentadas as variáveis do plano de experimento da CCR com o coletor Flotisor 16988.

Tabela 8 - Condições da flotação em coluna reta com Flotisor 16988. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw em 0.1 cm/s, a 20% de sólidos. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.

Ensaio	Coletor (g/t)
D23	500
D24	500
D25	500
D26	500
D27	700
D28	700
D29	500
D30	500

Na tabela 9 são apresentadas as variáveis do plano de experimento da C3P com o coletor Flotisor 16939.

Tabela 9 - Condições flotação na C3P com Flotador 16939. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jw2 em 50 mL/min, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.

Ensaio	% sólidos na flotação	Coletor (g/t)	Jg (cm/s)	Jw1 (cm/s)	Espumante
E1	20	500	1.5	0.4	DF 250
E2	20	500	1.5	0.1	DF 250
E3	20	500	1.5	0.1	DF 250
E4	20	500	1.2	0.4	DF 250
E5	25	500	1.5	0.4	-
E6	25	500	1.8	0.4	-
E7	20	500	1.8	0.4	-
E8	25	500	1.5	0.1	-
E9	20	500	1.5	0.1	DF 250
E10	25	700	1.5	0.1	-
E11	25	700	1.5	0.4	-
E12	30	500	1.5	0.1	-
E13	30	500	1.5	0.4	-
E14	25	500	1.5	0.4	-
E15	25	500	1.8	0.1	-
E16	25	500	1.8	0.4	-
E17	25	500	1.8	0.4	-
E18	25	500	1.8	0.4	-
E19	25	500	1.8	0.4	-
E20	25	500	1.5	0.4	-
E21	25	500	1.5	0.4	-
E22	20	500	1.5	0.1	-
E23	20	500	1.5	0.1	-
E24	20	500	1.5	0.1	-
E25	25	500	1.5	0.4	-

Na tabela 10 são apresentadas as variáveis do plano de experimento da C3P com o coletor Flotador 16988.

Tabela 10 - Condições flotação na C3P com Flotador 16988. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw2 em 50 mL/min. Condições variáveis: conforme tabela abaixo.

Ensaio	% sólidos	Jw1 (cm/s)
E26	20	0.1
E27	20	0.1
E28	20	0.1
E29	20	0.1
E30	20	0.1
E31	20	0.1
E32	25	0.1
E33	25	0.1
E34	25	0.4
E35	25	0.4
E36	30	0.4
E37	30	0.4

3.4 MÉTODOS ANALÍTICOS

Análise Granulométrica

A análise de distribuição granulométrica das partículas foi realizada em difração a laser marca Malvern® modelo Mastersizer 2000. A avaliação dos resultados era concentrada principalmente nas frações de 150 µm, 45 µm, 25 µm, 10 µm.

Análise de Densidade

As análises de massa específica foram realizadas utilizando picnômetro a gás a base de Hélio (He).

Análise Química

As análises químicas foram realizadas em equipamento de Raio-X de fluorescência (XFR) marca Thermo Fisher Scientific® modelo Nilton XL3t, para determinação de Fe, SiO₂, Al₂O₃, P, Mn, Cao, MgO e PPC.

Análise de Umidade

Três alíquotas de 5g de amostra foram pesadas em balança analítica e submetidas a secagem em estufa por 2 horas a 90 °C. Após resfriamento, em dessecador com sílica-gel, a amostra seca foi pesada novamente em balança analítica e a diferença de massa entre as amostras secas e úmidas foi utilizada para determinação da umidade contida de acordo com a equação a seguir.

$$Umidade (\%) = \frac{m_i - m_s}{m_s} \times 100 \text{ onde,}$$

m_i = massa inicial;

m_s = massa seca.

Análise de Mineralogia

A composição mineralógica das amostras foi determinada por técnica de difração de Raio-x em pó (DRX), utilizando difratômetro Bruker D8 Advance com radiação Co-Ka em comprimento de onda de 1789 ângström, com refinamento de Rietveld e combinado com o provedor de dados Qemscan® (*Quantative Evaluation of Minerals by SCANNing electron microscopy*).

Análise de Superfície Específica

A análise de superfície específica foi medida pelo método de Blaine, utilizando permabilímetro de Blaine e a permeabilidade do ar conforme ABNT NBR NM76.

4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 CARACTERIZAÇÃO DA LAMA DE MINÉRIO DE FERRO

Os resultados das análises de umidade, densidade, superfície específica, distribuição granulométrica, composição química e mineralógica da amostra de lama são apresentadas na sequência. A avaliação destas características compõe a etapa A do estudo.

A amostra, após secagem, em umidade e temperatura ambiente, apresentou umidade média de 4.1%, conforme tabela 11.

Tabela 11 - Umidade da lama após secagem.

Amostra	Massa inicial (g)	Massa seca (g)	Umidade (%)
1	5.008	4.805	4.2
2	5.008	4.810	4.1
3	5.003	4.807	4.0
Média	5.006	4.808	4.1

A densidade da amostra medida por meio de picnômetro a gás foi de 3.6 g/cm³, e a superfície específica, medida pelo método de Blaine, foi de 12980 cm²/g.

A análise granulométrica (tabela 12) indicou que 90% em massa de partícula é passante em 37 µm, 46% em 10 µm, e 24% em 5 µm. Estes resultados permitem caracterizar o minério como ultrafino (ou lama) de minério de ferro.

Tabela 12 - Distribuição granulométrica das partículas: percentual passante por tamanho (µm).

Tamanho (µm)	150	75	45	37	25	10	5	3
Passante (%)	97.48	95.68	93.71	90.12	79.63	45.97	24.03	14.15

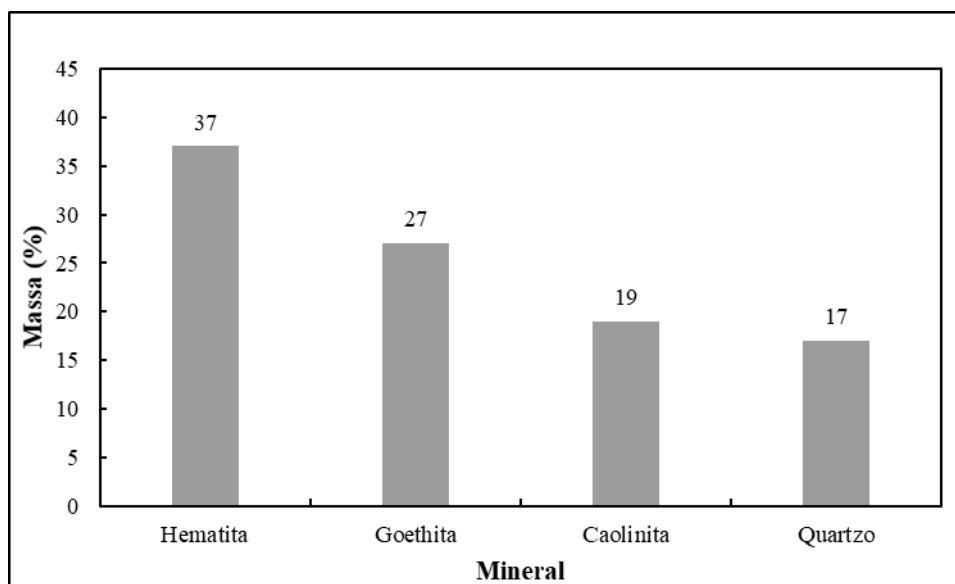
A análise química (tabela 13) indicou 41% Fe, 24% de SiO₂, 6.8% de Al₂O₃ como principais componentes, e ainda 7.8% de PPC. Estes resultados indicam que a lama ainda possui elevado teor de ferro a ser aproveitado, porém com presença de minerais de ganga complexos, com destaque para a alumina. O teor de PPC indica presença de minerais hidratados, como goethita e caulinita.

Tabela 13 - Análise química da amostra de lama.

Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC
41.2	24.3	6.8	0.17	0.43	0.25	0.01	0.14	7.7

A análise mineralógica demonstrou como principais minerais a hematita, goethita, quartzo e caulinita (figura 29). Este resultado é importante, uma vez que a flotação catiônica reversa de minério de ferro não flota os minerais de ferro diretamente, mas sim a ganga silicosa. A presença de outros minerais de ganga como a caulinita aumentam a complexidade do processo de flotação.

Figura 29 - Resultado mineralogia da amostra de lama.



Fonte: autor.

Análise granuloquímica indicou que a fração abaixo de 9 µm apresenta em torno de 45% do ferro, 90% da alumina e 43% da sílica presentes na amostra. Análise mineralógica por faixa granulométrica demonstrou haver proporção equilibrada dos óxidos de ferro nas diversas faixas, enquanto a caulinita representa 50% dos minerais abaixo de 9 µm, e o quartzo compõem 60% dos minerais acima de 105 µm.

4.2 FLOTAÇÃO EM BANCADA COM CÉLULA MECÂNICA

Os resultados apresentados a seguir compreendem a etapa de flotação em bancada com célula mecânica de flotação. Inicialmente são apresentados os resultados dos ensaios comparando os diferentes coletores (Flotador 16939, Flotador 16988 Flotador 5530) denominados B1 a B10, e na sequência os ensaios comparando o efeito de variáveis de processo com Flotador 16939, denominados C1 a B20.

4.2.1 Estudo de coletores (Flotador 16939, Flotador 16988 e Flotador 5530)

Os resultados para os três coletores são apresentados na tabela 14. O Flotador 5530 obteve concentrados na faixa de 43-49% Fe, recuperação metalúrgica entre 74-95%, e rejeitos entre 23-27% Fe. O Flotador 16939 apresentou concentrados entre 50-54% Fe, recuperação metalúrgica entre 51-82% Fe, e rejeitos entre 24-34% Fe. O Flotador 16988 produziu concentrados entre 48-54% Fe, recuperação metalúrgica entre 66-83% Fe, e rejeitos entre 23-29% Fe. O grau de enriquecimento esteve entre 1.0-1.3. Em geral, os coletores apresentaram aumento da qualidade de concentrado e redução na recuperação mássica e metalúrgica com aumento na dosagem (g/t).

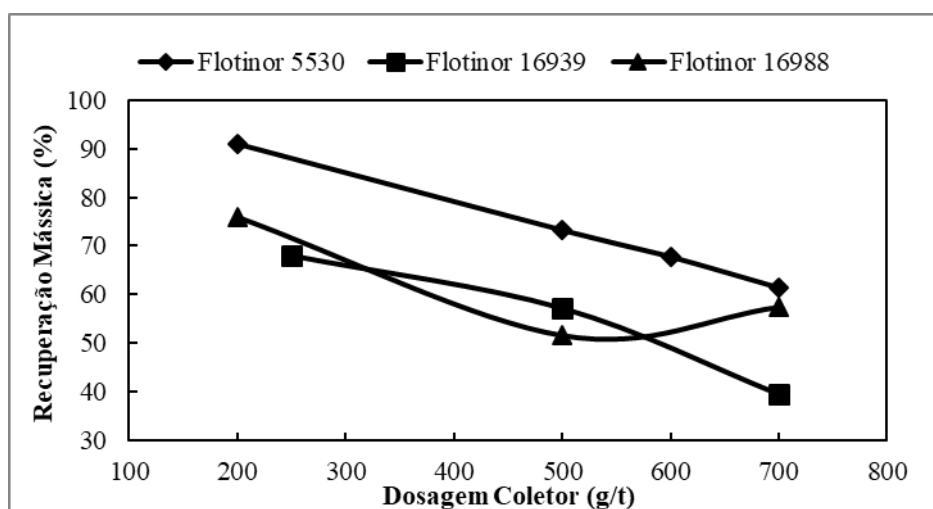
Tabela 14 - Resultados flotação em bancada com Flotador 16939, 16988 e 5530. Condições fixas: *scrubbing* = 900 rpm, 35% de sólidos, e pH 10.5 durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5 durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm e vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.

Ensaio	Alimentação (% Fe)	Concentrado (% Fe)	Rejeito (% Fe)	Rec Mássica (%)	Rec Metalúrgica (%)	Grau de Enriquecimento
B-1	41	50	24	68	82	1.2
B-2	41	51	29	57	70	1.2
B-3	42	54	34	39	51	1.3
B-4	42	43	23	91	95	1.0
B-5	42	48	24	73	84	1.2
B-6	42	49	26	68	80	1.2
B-7	41	49	27	61	74	1.2
B-8	42	48	23	76	87	1.1
B-9	42	54	29	52	66	1.3
B-10	41	52	26	57	73	1.1

As figuras 32 e 33 apresentam a recuperação mássica e a qualidade de concentrado em função da dosagem dos coletores Flotador 5530, Flotador 16939 e Flotador 16988. Este último apresentou melhor qualidade de concentrado, enquanto o Flotador 5530 apresentou maiores

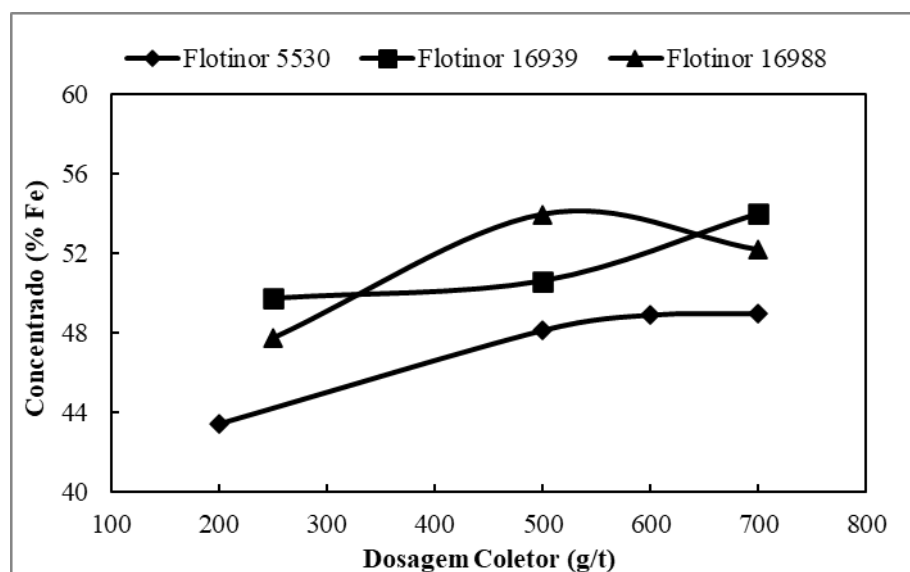
recuperações mássicas. O Flotador 5530 apresentou um limite máximo de 49% Fe no concentrado, que não foi ultrapassado mesmo com elevação na dosagem, indicando baixa seletividade do coletor a partir de 500 g/t, uma vez que ocorre redução da recuperação mássica de concentrado (não flotado) sem melhoria de sua qualidade.

Figura 30 - Recuperação mássica de concentrado em função da dosagem e coletor em bancada. Condições fixas: scrubbing = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm e vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.



Fonte: autor.

Figura 31 - Concentrado (% Fe) em função da dosagem e coletor. Condições fixas: scrubbing = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm, vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.



Fonte: autor.

Os resultados apresentados indicam desempenho inferior do Flotador 5530 em relação ao Flotador 16939 e o Flotador 16988 em todas as dosagens estudadas. A recuperação cai de forma expressiva com aumento na dosagem do Flotador 5530, sem elevação proporcional na qualidade do concentrado a partir de 500 g/t, enquanto os demais coletores apresentam variações proporcionais no aumento da dosagem, redução da recuperação e melhora na qualidade de concentrado.

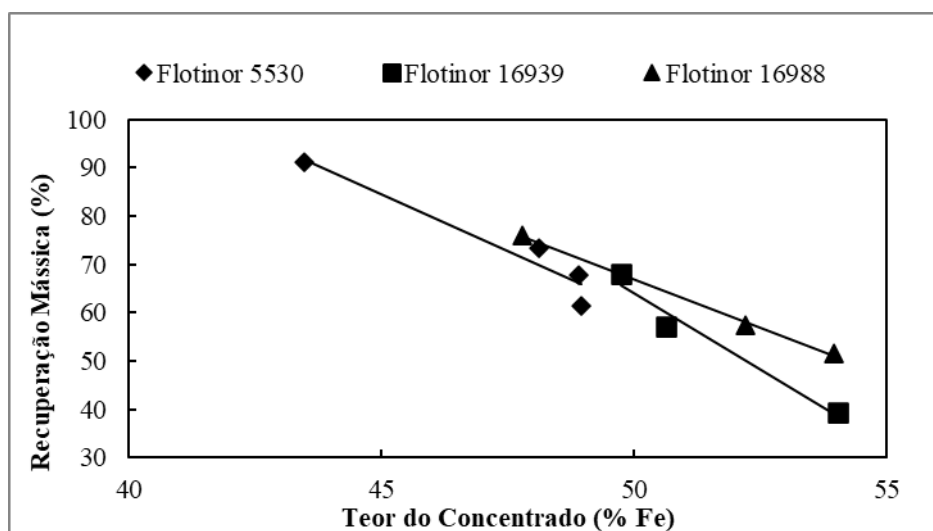
Os resultados obtidos com o Flotador 5530 confirmam a necessidade de dosagens acima de 400 g/t para flotação de lama de minério de ferro, conforme apontada por Matiolo et al. (2020) em ensaios de flotação em coluna com lama de minério de ferro utilizando o mesmo coletor. A necessidade de elevadas dosagens de amida-amina também podem ser justificadas pela presença de caulinita, conforme trabalhos de Lima et al. (2020). Esta elevada dosagem é justificada devido às características do material, com grande proporção de ultrafinos e elevada área superficial específica, conforme apresentado nos resultados da caracterização da amostra de lama. Os resultados obtidos por Rocha (2021) na flotação de minério de ferro com amida-amina (Flotador 10118) também indicaram necessidade de elevadas dosagens de coletor, na faixa de 100-300 g/t.

Conforme abordado na revisão bibliográfica, a curva de seletividade teórica para um determinado minério pode ser obtida por meio da avaliação de sua composição mineralógica e grau de liberação das partículas. Os circuitos de beneficiamento, portanto, buscam manter a qualidade de concentrado desejada, e subir a recuperação mássica, de forma a se aproximar da curva de seletividade ideal. A curva de seletividade apresentada na figura 32 apresenta o desempenho em célula mecânica de bancada para os coletores Flotador 16939, 16988 e 5530, bem como a curva teórica de recuperação versus qualidade do concentrado obtida a partir da mineralogia do minério em estudo. A curva de seletividade obtida para cada um dos coletores indicou melhor desempenho para os coletores Flotador 16988 e Flotador 16939 em relação ao Flotador 5530, uma vez que a curva deste é a mais distante da curva de seletividade teórica na faixa acima de 48% Fe no concentrado.

Embora Filippov et al. (2021) e Matiolo et al. (2019) tenham obtido seletividade e recuperação utilizando o Flotador 5530, este coletor não demonstrou desempenho satisfatório com o minério aqui estudado, indicando diferenças entre as lamas de minério de ferro avaliadas pelos diferentes autores. De modo geral, os resultados parecem indicar que a presença de eteraminas e espumante na formulação dos coletor Flotador 16939 e Flotador 16988

contribuíram positivamente para seus resultados em relação a seletividade neste trabalho, enquanto o Flotador 5530, composto somente por amido-amina de fonte vegetal, teve desempenho inferior. Mesmo os melhores resultados apresentados pelos coletores Flotador 16988 e Flotador 16939 apresentam um *gap* considerável de recuperação mássica em relação a curva ideal do minério, muito provavelmente explicada em parte pelas características de elevada turbulência e arraste da flotação em células mecânicas, fatores que contribuem negativamente para a flotação de ultrafinos como as lamas. Por este motivo, foram desenvolvidos os experimentos em coluna convencional reta (CCR) e coluna de três produtos (C3P) na sequência do trabalho.

Figura 32 - Curva de Seletividade (Recuperação mássica (%) em função da qualidade do concentrado (%Fe)) para flotação em bancada. Condições fixas: scrubbing = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos, pH 10.5, 700 rpm, vazão de ar de 3 NL/min. Condições variáveis conforme tabela 4.



Fonte: autor.

4.2.2 Estudo de variáveis operacionais com coletor Flotador 16939

O coletor Flotador 16939 foi escolhido para a continuidade do trabalho em célula mecânica de bancada, considerando os resultados obtidos na etapa anterior. O Flotador 16939 destacou-se em relação aos demais coletores principalmente devido a capacidade de manter boa qualidade de concentrado e do rejeito de forma simultânea a elevada recuperação mássica e metalúrgica.

Apesar do excesso de arraste hidrodinâmico, os estudos de flotação em bancada com célula mecânica possibilitaram a exploração das variáveis operacionais com menor uso de

recursos e tempo, uma vez que na flotação em coluna a complexidade e o tempo de execução dos experimentos é maior.

Os resultados da tabela 15 apresentam o desempenho do Flotador 16939 em função da variação na dosagem de coletor, do pH da polpa, da rotação de agitação da célula mecânica durante a flotação e da vazão de ar. Em primeira avaliação, os melhores concentrados foram obtidos pelos ensaios C1 e C18, em torno de 54% Fe, ambos com 700 g/t de coletor e 700 rpm de rotação de flotação. Os melhores rejeitos foram obtidos pelos ensaios C11 e C14, ambos com 250 g/t de coletor. Considerando tanto a recuperação mássica quanto a qualidade de concentrado, os melhores resultados foram obtidos nos ensaios C3 e C4, com recuperação mássica de 68% e qualidade de concentrado de 48-50% Fe. Estes resultados indicaram não ser possível obtenção simultânea das metas técnicas de qualidade de 48% Fe no concentrado e 15% Fe no rejeito em flotação em células mecânica de bancada com o coletor Flotador 16939.

Tabela 15 - Resultados de flotação em bancada do Flotador 16939 com plano de experimento. Condições fixas: *scrubbing* = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.

Ensaio	Coletor (g/t)	pH Inicial	RPM	Vazão de Ar (NL/min)	Alimentação (% Fe)	Concentrado (% Fe)	Teor Rejeito (% Fe)	Recuperação Mássica (%)	Recuperação Metalúrgica (%)
C-1	700	9.5	700	3	41.2	53.6	34.0	37	48
C-2	250	9.5	550	3	42.2	47.8	30.1	68	77
C-3	250	11.0	700	3	41.5	49.8	23.7	68	82
C-4	250	9.5	700	7	42.2	50.3	23.6	70	83
C-5	250	11.0	550	7	41.5	44.5	19.5	88	94
C-6	500	10.5	600	5	41.6	50.4	28.6	60	72
C-7	500	10.5	600	5	42.2	50.5	29.5	61	72
C-8	700	9.5	550	7	41.1	50.3	31.6	51	62
C-9	700	11.0	700	7	40.8	50.0	31.7	49	61
C-10	700	11.0	700	7	40.9	50.9	32.1	47	58
C-11	250	11.0	700	3	41.2	49.6	20.8	71	85
C-12	500	10.5	600	5	41.6	52.1	28.1	56	70
C-13	250	9.5	700	7	42.2	51.1	25.5	65	79
C-14	250	9.5	550	3	40.7	45.2	18.9	83	92
C-15	700	11.0	550	3	41.3	50.9	30.7	52	65
C-16	250	11.0	550	7	41.3	47.0	25.3	74	84
C-17	700	11.0	550	3	41.4	50.3	30.2	56	68
C-18	700	9.5	700	3	41.7	54.0	33.8	39	51
C-19	500	10.5	600	7	40.8	49.9	27.9	58	72
C-20	700	9.5	550	5	41.1	52.0	30.9	48	61

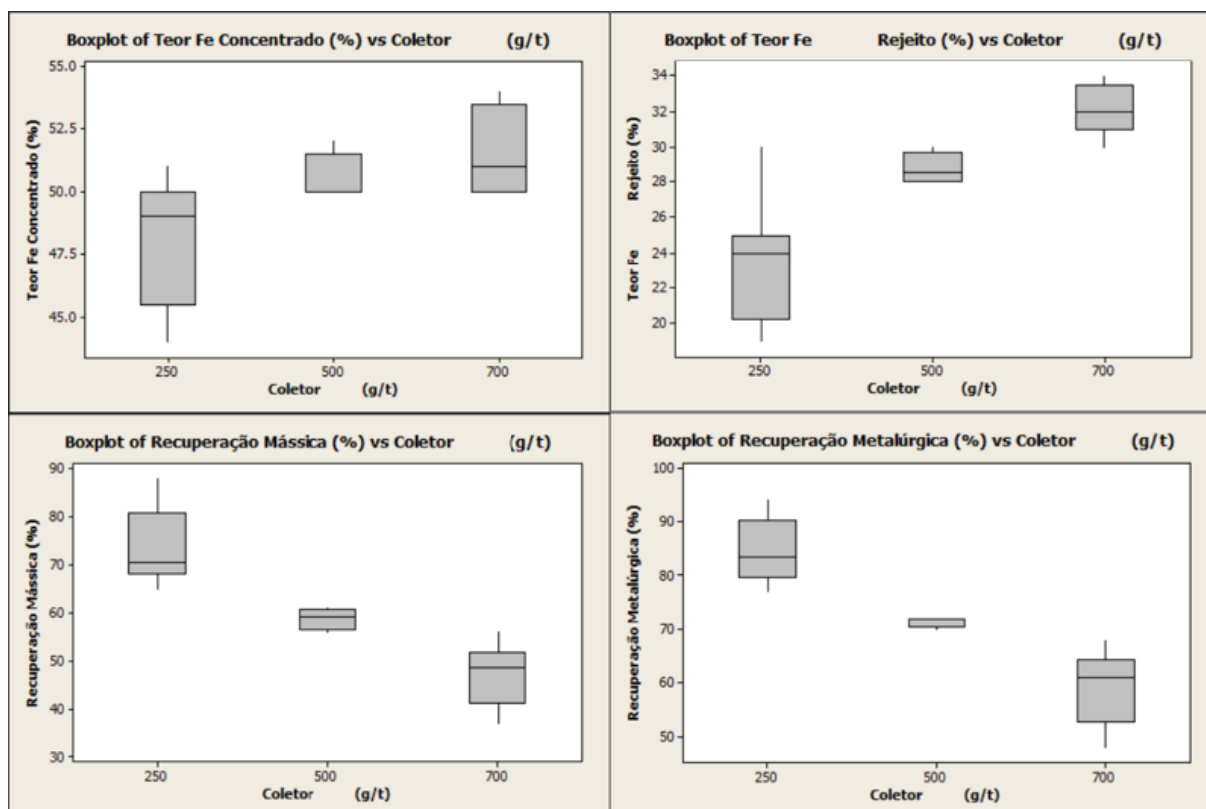
Após avaliação dos resultados, foi realizada análise da influência de cada uma das variáveis na qualidade (teores) do concentrado e do rejeito, nas recuperações mássica e metalúrgica.

Conforme os resultados na figura 33 e tabela 16, a dosagem de coletor (g/t) apresenta forte influência sobre os parâmetros de qualidade e recuperação na flotação com Flotador 16939. Os resultados indicam que a cada incremento de 100 g/t, ocorre a elevação de aproximadamente 1 ponto percentual (pp.) de teor de Fe no concentrado e 4 pp. de teor de Fe no rejeito, com diminuição de 12 pp. de recuperação mássica e 15 pp. de recuperação metalúrgica. Teste de hipótese (Oneway Anova, 95% de confiança) no anexo A mostra que as médias diferem entre si estatisticamente para as três dosagens de coletor para todas as variáveis, uma vez que houve refutação da hipótese conservadora (médias iguais) em todos os casos.

Tabela 16 - Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5. Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, e pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.

Flotador 16939 (g/t)	Concentrado (% Fe)	Rejeito (% Fe)	Rec Mássica (%)	Rec Metalúrgica (% Fe)
250	48	24	74	84
500	51	29	59	72
700	52	32	47	59

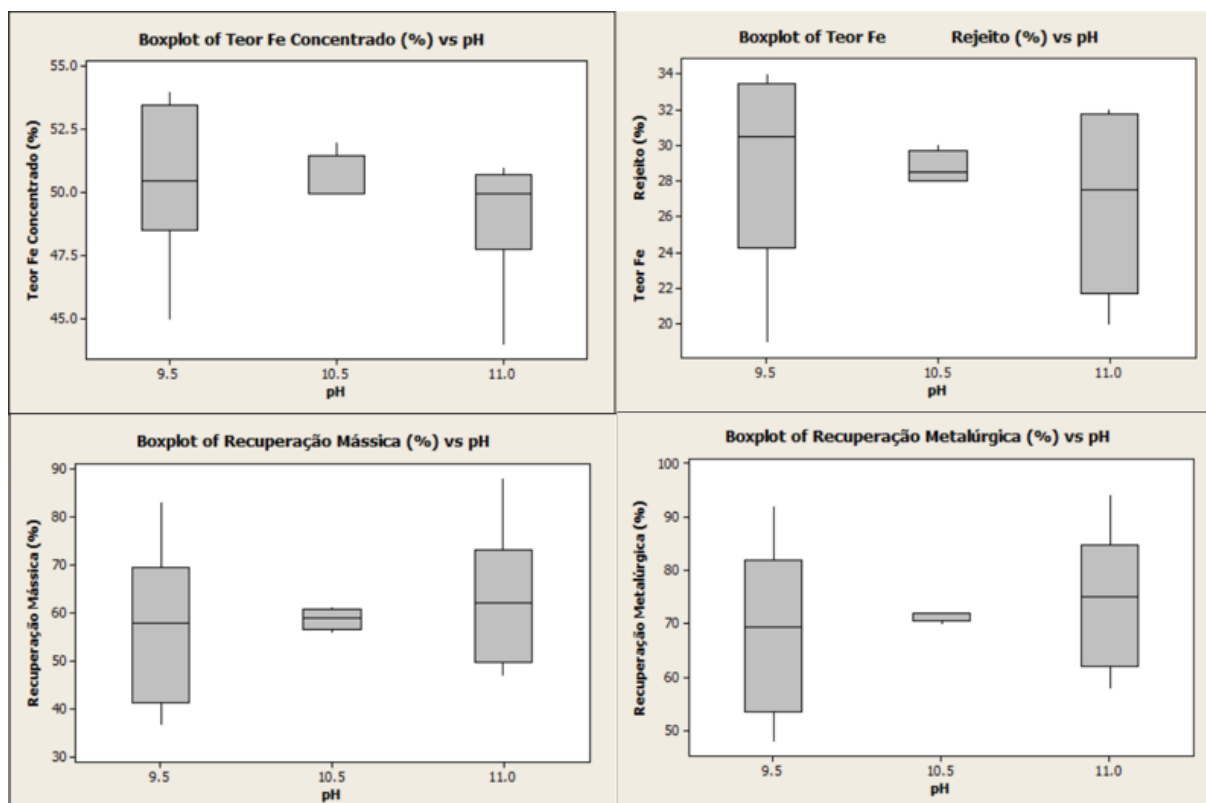
Figura 33 - Qualidade (teor) do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função da dosagem de coletor (g/t). Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, e pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.



Fonte: autor.

A variação no valor de pH para a faixa testada (9.5-11.0) não apresentou impacto na qualidade de concentrado e rejeito, bem como para as recuperações de ferro conforme figura 34. Estes resultados indicam ser tecnicamente possível a otimização no consumo de reagente regulador de pH desde que seja mantido dentro da faixa testada. Teste de hipótese (Oneway Anova, 95% de confiança) no anexo B mostra que as médias não diferem entre si estatisticamente para os três níveis de pH (9.5, 10.5, 11.0) para todas as variáveis, uma vez que houve confirmação da hipótese conservadora (médias iguais) em todos os casos.

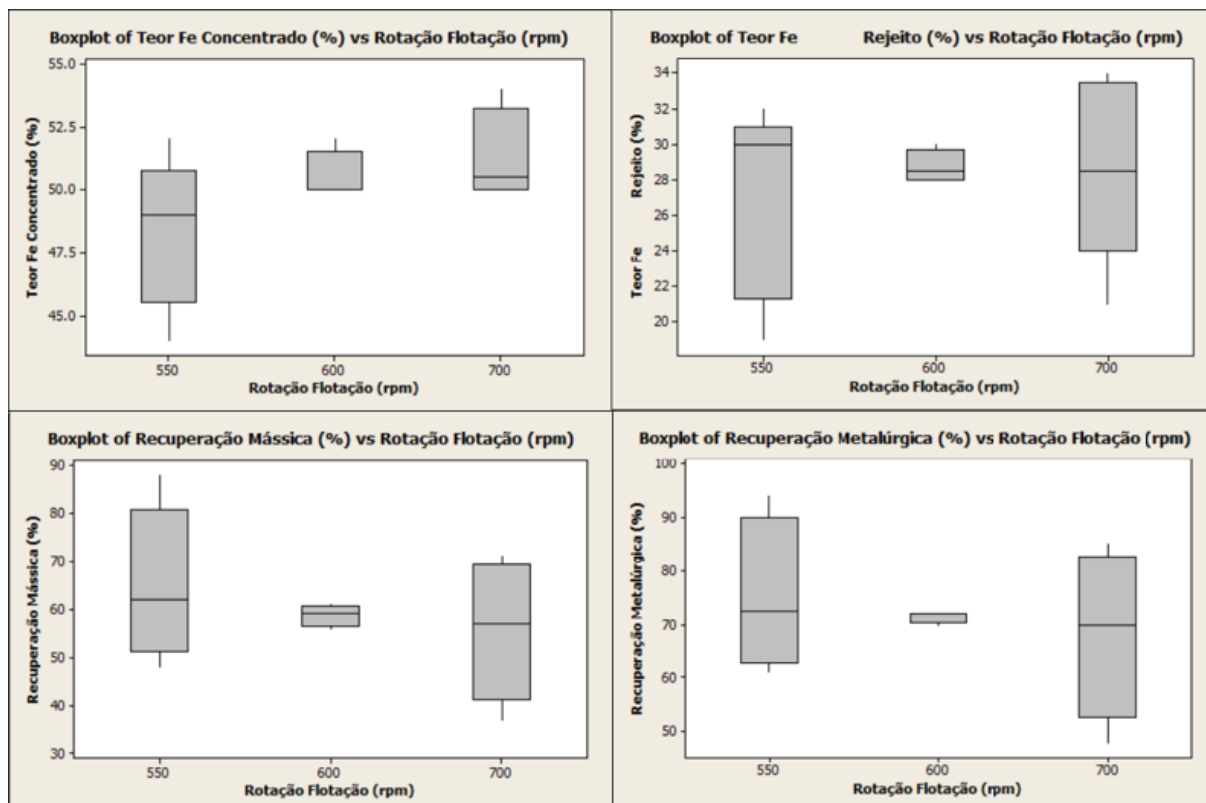
Figura 34 - Qualidade do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função do pH. Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.



Fonte: autor.

A rotação do rotor de agitação da célula mecânica durante a flotação (rpm) parece ter alguma influência sobre a qualidade (teores) dos produtos e recuperação de ferro, na medida em que houve elevação de Fe no concentrado e no rejeito, e redução na recuperação mássica e metalúrgica (figura 35). Na flotação em células mecânicas, a rotação está relacionada ao tamanho de bolha, de forma que há redução no tamanho de bolhas com aumento na rotação de flotação e a agitação da polpa, que aumenta o arraste hidrodinâmico principalmente para partículas finas e ultrafinas. No entanto, o teste de hipótese (Oneway Anova, 95% de confiança) no anexo C mostra que as médias não diferem entre si estatisticamente para os três níveis de rotação de flotação (550, 600, 700 rpm) para todas as variáveis, uma vez que houve confirmação da hipótese conservadora (médias iguais) em todos os casos. O teste de hipótese específico comparando as médias de qualidade de concentrado (%Fe) para os diferentes níveis de rotação de flotação gerou Pvalue = 0.051, levemente acima do necessário para confirmar a hipótese conservadora ($\alpha=0.05$), de forma que a influência da rotação de flotação sobre a qualidade do concentrado poderia ter sido confirmada se houvesse maior número de ensaios.

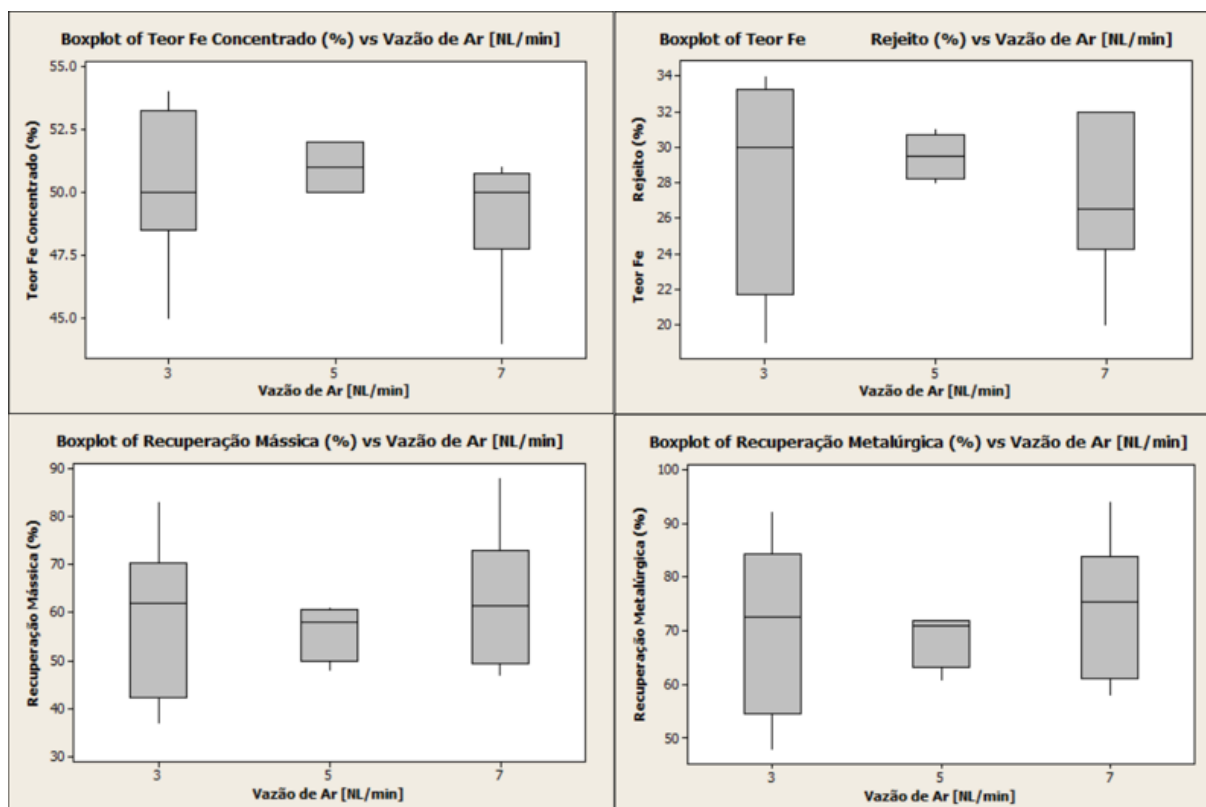
Figura 35 - Qualidade do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função da rotação de flotação (rpm). Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.



Fonte: autor.

Por fim, a vazão de ar dentro da faixa testada não indicou influenciar a qualidade dos produtos e a recuperação de ferro no concentrado (figura 36). Teste de hipótese (Oneway Anova, 95% de confiança) no anexo D mostra que as médias não diferem entre si estatisticamente para os três níveis de vazão de ar (3, 5, 7 NL/min) para todas as variáveis, uma vez que houve confirmação da hipótese conservadora (médias iguais) em todos os casos.

Figura 36 - Qualidade do concentrado e rejeito, e recuperação mássica e metalúrgica do concentrado em função da vazão de ar (NL/min). Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.



Fonte: autor.

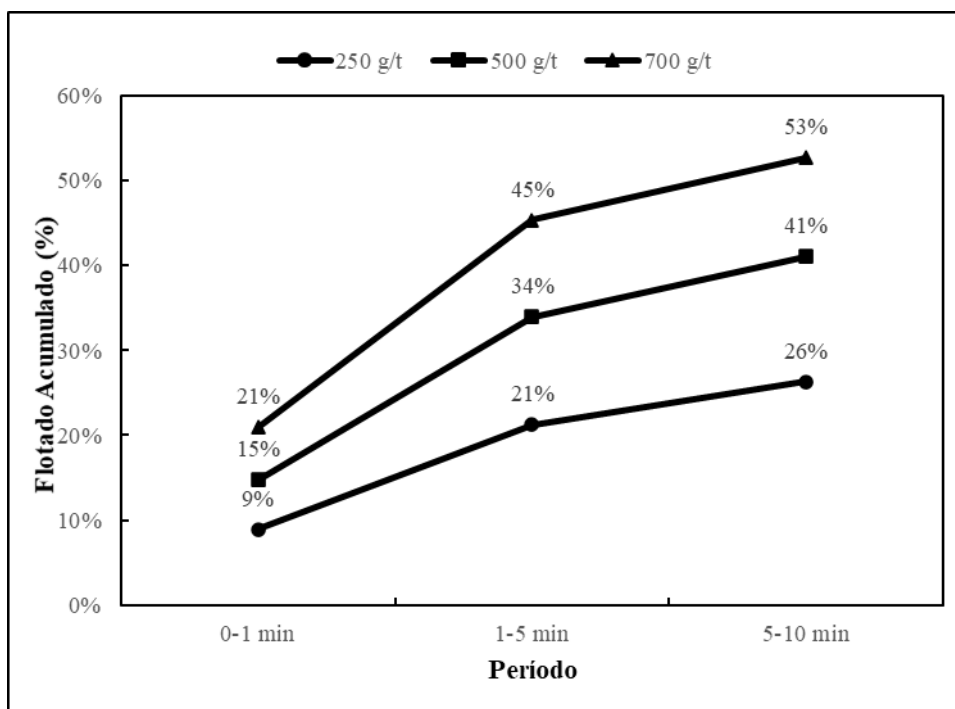
Em análise específica sobre a cinética de transferência de massa para o flotado (rejeito) em cada período de acordo com a dosagem de coletor (figura 37 e tabela 17), foi constatado que entre 0-1 min a massa de flotado elevou-se com o aumento da dosagem de coletor de 250g/t para 500 g/t, sendo, respectivamente, de 42 g/min e 69 g/min. No período entre 1-5 min, a taxa de transferência de massa foi de aproximadamente 14 g/min e 29 g/min para as dosagens de 250 g/t e 700 g/t. No período final, entre 5-10 min, a flotação praticamente cessou para todas as dosagens de coletor, com taxas entre 5-7 g/min, indicando não haver necessidade de tempo de flotação em célula mecânica de bancada acima de 5 minutos.

A elevada cinética de transferência de massa para o flotado com dosagem de 700 g/t de coletor nos períodos de 0-1 min e 1-5 min parece explicar a baixa seletividade do processo de flotação em célula mecânica de bancada para esta condição, uma vez que a perda de massa para o flotado foi superior em 27 pp., com concentrado apenas 3 pp. mais puro, e rejeito 8 pp. mais rico em ferro.

Tabela 17 - Taxa de transferência de massa para o flotado em função da dosagem Flotador 16939 por período de tempo. Condições fixas: *scrubbing* = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.

Flotador 16939 (g/t)	Flotado 0-1min (g)	Flotado 1-5 min (g)	Flotado 5-10 min (g)	Flotado Total (g)	Recuperação Mássica Flotado (%)
250	42	58	24	124	26%
500	69	91	34	194	41%
700	101	117	35	253	53%

Figura 37 - Flotado acumulado em função da dosagem de coletor (g/t) por período de tempo (min). Condições fixas: *scrubbing* = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.



Fonte: autor.

Em análise específica sobre a ação combinada das variáveis dosagem de coletor e rotação de flotação (tabela 18), foi possível verificar que com 250 g/t a elevação da rotação de flotação de 550 rpm para 700 rpm incrementou a qualidade do concentrado de 46% Fe para 50% Fe, sem aumento no teor de ferro do rejeito. O mesmo não foi observado com 700 g/t de coletor, onde houve incremento de qualidade do concentrado de 50% Fe para 52% Fe, porém com elevação do teor de ferro no rejeito de 30% Fe para 33% Fe, além de perda metalúrgica de

14 p.p. de ferro. Este resultado indicou ser mais adequado a dosagem de 250 g/t de Flotador 16939 combinada com 700 rpm na flotação em célula mecânica de bancada.

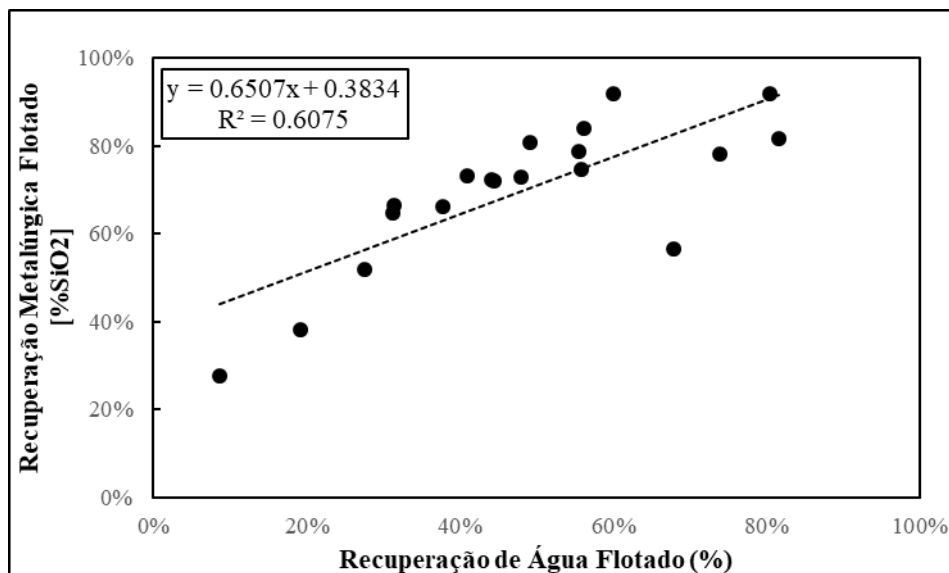
Tabela 18 - Resultados de flotação em células mecânica de bancada com Flotador 16939 em função da dosagem de coletor (g/t) e da rotação de flotação (rpm). Condições fixas: *scrubbing* = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.

Flotador 16939 (g/t)	RPM	Concentrado (% Fe)	Rejeito (% Fe)	Rec Mássica (%)	Rec Metalúrgica (% Fe)
250	550	46	23	78	87
	700	50	23	68	82
700	550	50	30	56	68
	700	52	33	43	54

Em avaliação específica sobre a influência da flotação verdadeira (*true flotation*) e do grau de arraste na flotação da sílica em célula mecânica de bancada com o Flotador 16939 foi possível verificar que a maior parte da flotação é realizada por arraste hidrodinâmico, e menor parte pela flotação verdadeira. O grau de arraste foi de 0.65 e a flotação verdadeira de 38% para a sílica (figura 38).

De forma geral, foi verificado que nos ensaios em célula mecânica de bancada o arraste exerceu forte influência nos resultados da flotação. O arraste hidrodinâmico excessivo dificultou a obtenção simultânea das metas técnicas de qualidade (teor) de concentrado e rejeito, bem como de recuperação. Por este fator, a sequência do trabalho foi realizada em coluna de flotação, com objetivo de avaliar o desempenho dos coletores em ambiente com menor influência do arraste hidrodinâmico, bem como atingir as metas técnicas propostas inicialmente.

Figura 38 - Grau de arraste versus flotação verdadeira para a sílica para todos os ensaios do plano de experimento do Flotador 16939 em célula mecânica de bancada. Condições fixas: scrubbing = 1200 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 15 minutos; condicionamento = 900 rpm, 35% de sólidos, pH 10.5, durante 2 minutos; flotação = 20% de sólidos, durante 10 minutos. Condições variáveis conforme tabela 5.



Fonte: autor.

4.3 RESULTADOS FLOTAÇÃO EM COLUNA RETA (CCC)

Os resultados da flotação em coluna convencional reta (CCR) com os coletores Flotador 16939 e Flotador 16988 são aqui apresentados e analisados (tabela 19 e 20). Dada a complexidade da experimentação dos novos coletores e a característica de se tratar de uma flotação catiônica reversa de minério de ferro, os resultados serão avaliados tanto em relação a recuperação e enriquecimento de ferro no concentrado, quanto a recuperação e enriquecimento de ferro e sílica no rejeito.

Nos ensaios D1 a D22, com a CCR e Flotador 16939, foram obtidos concentrados entre 44-52% Fe, recuperação mássica na faixa de 69-89%, e recuperação metalúrgica de 89-97 % Fe. Os rejeitos tiveram qualidade entre 10-22% Fe, e 52-69% SiO₂.

Os ensaios D9, D10, D11, D16, D17, D18 indicam ser possível atingir simultaneamente as metas técnicas de 48% Fe no concentrado, e abaixo de 15% Fe no rejeito, com elevadas recuperações mássicas (69-86%) e metalúrgicas (89-96 %Fe). O grau de enriquecimento do concentrado nesses casos esteve entre 1.2-1.3.

Os resultados obtidos na CCR com o Flotador 16939 indicaram não ser vantajoso o uso de DF 250, e concentração de sólidos em peso acima de 20%, conforme os ensaios D20 e D21 atestam. O coletor, portanto, parece desempenhar o papel de espumante de forma eficaz. A redução de seletividade do processo acima de 20% de sólidos em peso na CCR parece estar mais relacionada a capacidade da coluna convencional reta.

As variáveis ótimas encontradas na CCR com o Flotador 16939 foram com uso de *scrubbing* e CAI, 20% de sólidos na flotação, $J_{sl} = 0.49$ cm/s, $J_g = 1.5$ cm/s, $J_{w1} = 0.1$ cm/s, e sem uso de espumante auxiliar (DF 250).

Tabela 19 - Resultados de flotação em CCR com Flotador 16939 para o concentrado. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 7.

Ensaio	Alimentação (% Fe)	Concentrado (% Fe)	Rejeito (% Fe)	Recuperação Mássica Concentrado (%)	Recuperação Metalúrgica Concentrado (% Fe)	GE Concentrado (% Fe/ %Fe)
D1	40	46	14	83	94	1.1
D2	39	46	12	80	94	1.2
D3	42	47	18	83	93	1.1
D4	42	47	17	83	93	1.1
D5	41	48	19	78	90	1.2
D6	42	47	19	82	92	1.1
D7	40	46	19	77	89	1.2
D8	43	47	22	83	91	1.1
D9	39	48	13	75	92	1.2
D10	41	51	12	75	93	1.2
D11	40	52	14	69	89	1.3
D12	42	47	18	84	93	1.1
D13	41	45	14	87	95	1.1
D14	41	48	18	77	90	1.2
D15	41	47	13	81	94	1.2
D16	42	49	13	79	93	1.2
D17	42	48	11	85	96	1.1
D18	43	48	13	86	96	1.1
D19	42	47	15	84	94	1.1
D20	42	44	10	92	98	1.1
D21	43	47	11	89	97	1.1
D22	41	47	15	83	94	1.1

Tabela 20 - Resultados flotação na CCR com Flotador 16939 para o rejeito. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 7.

Ensaio	Rejeito (% SiO ₂)	Recuperação Mássica Rejeito (%)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (%Fe)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (% SiO ₂)	GE Rejeito (% SiO ₂ / % SiO ₂)
D1	64	17	6	43	2.5
D2	67	20	6	49	2.4
D3	58	17	7	43	2.5
D4	59	17	7	45	2.6
D5	55	22	10	50	2.3
D6	56	18	8	44	2.4
D7	56	23	11	47	2.1
D8	52	17	9	40	2.3
D9	66	25	8	61	2.4
D10	66	25	7	68	2.7
D11	63	31	11	76	2.4
D12	58	16	7	42	2.6
D13	63	13	5	34	2.6
D14	57	23	10	53	2.3
D15	65	19	6	48	2.6
D16	64	21	7	57	2.7
D17	67	15	4	44	3.0
D18	65	14	4	41	3.0
D19	61	16	6	42	2.7
D20	69	8	2	23	2.9
D21	68	11	3	33	3.1
D22	62	17	6	43	2.6

Na CCR, o coletor Flotador 16988 obteve concentrados com 45-47 % Fe, recuperação mássica na faixa de 86-91%, e recuperação metalúrgica entre 95-98% Fe (tabela 21). A qualidade do rejeito esteve na faixa entre 7-15% Fe, atingindo as metas técnicas, e 62-73% SiO₂ (tabela 22).

Apesar da excelente qualidade do rejeito, nenhum ensaio obteve a qualidade de concentrado mínima de 48% Fe, em consequência do baixo grau de enriquecimento obtido nos ensaios (1.07-1.11). Mesmo elevando-se a concentração de coletor para 700 g/t nos ensaios D27 e D28, não foi possível atingir 48% Fe no concentrado. Nestes casos, o grau de enriquecimento do concentrado foi de até 1.1.

A perda mássica esteve na faixa de 9-14% e metalúrgica entre 28-40% SiO₂ para o rejeito na CCR com o Flotador 16988.

Os melhores resultados na CCR com o Flotador 16988 foram obtidos nos ensaios D23 e D29, com as seguintes condições: Scrubbing, CAI, 20% de sólidos na flotação, Jsl = 0.49 cm/s, Jg = 1.5 cm/s, e Jw1 = 0.1 cm/s, e sem uso de espumante auxiliar (DF 250).

Tabela 21 - Resultados de flotação em CCR com Flotador 16988 para o concentrado. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw = 0.1 cm/s; a 20% de sólidos. Condições variáveis conforme tabela 8.

Ensaio	Alimentação (% Fe)	Concentrado (% Fe)	Rejeito (% Fe)	Recuperação Mássica Concentrado (%)	Recuperação Metalúrgica Concentrado (% Fe)	GE Concentrado (% Fe/ %Fe)
D23	42	47	7	88	98	1.1
D24	42	46	7	90	98	1.1
D25	43	47	12	89	97	1.1
D26	43	46	10	91	98	1.1
D27	42	46	15	88	96	1.1
D28	42	45	15	88	96	1.1
D29	42	47	14	86	95	1.1
D30	42	46	13	88	96	1.1

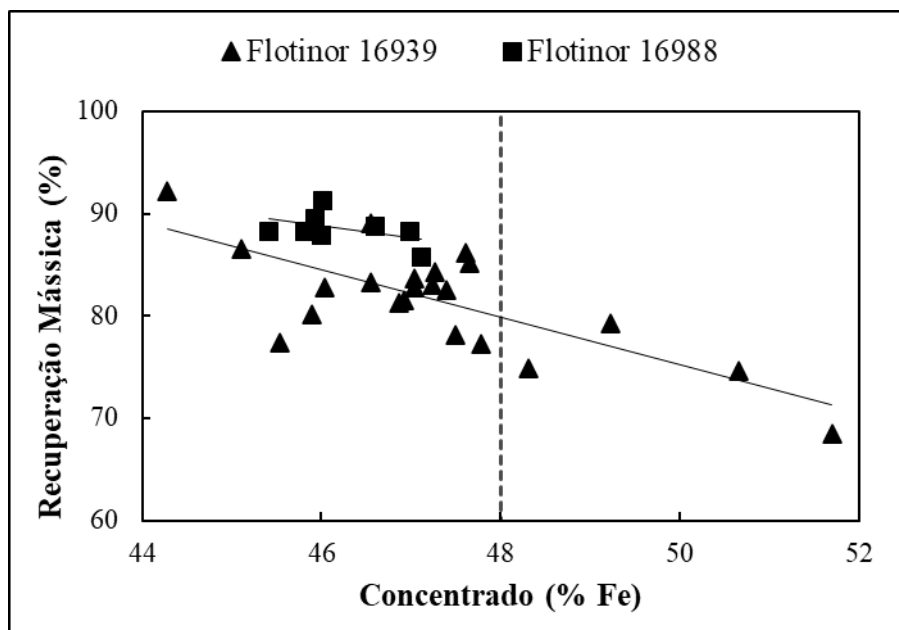
Tabela 22 - Resultados de flotação em CCR com Flotador 16988 para o rejeito. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw = 0.1 cm/s, a 20% de sólidos. Condições variáveis conforme tabela 8.

Ensaio	Rejeito (% SiO ₂)	Recuperaçã o Mássica Rejeito (%)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (%Fe)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (%) SiO ₂)	GE Rejeito (% SiO ₂ / % SiO ₂)
D23	73	12	2	38	3.2
D24	73	10	2	33	3.1
D25	66	11	3	34	3.0
D26	69	9	2	28	3.1
D27	62	12	4	33	2.7
D28	62	12	4	31	2.7
D29	64	14	5	40	2.8
D30	64	12	4	33	2.8

As curvas de seletividade na CCR demonstram a superioridade de desempenho do Flotador 16939 em relação ao Flotador 16988 para esta lama de minério de ferro, uma vez que

foi capaz de atingir as metas técnicas de qualidade do concentrado e do rejeito simultaneamente. Apesar de a curva do Flotador 16988 estar acima da curva do Flotador 16939 nas figuras 39 e 40, não foi possível obter concentrados na faixa entre 48-52% Fe, indicando limitação deste coletor para este tipo de lama de minério de ferro na CCR.

Figura 39 - Recuperação mássica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na CCR. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 7 e 8.



Fonte: autor.

Figura 40 - Recuperação metalúrgica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na CCR. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 7 e 8.

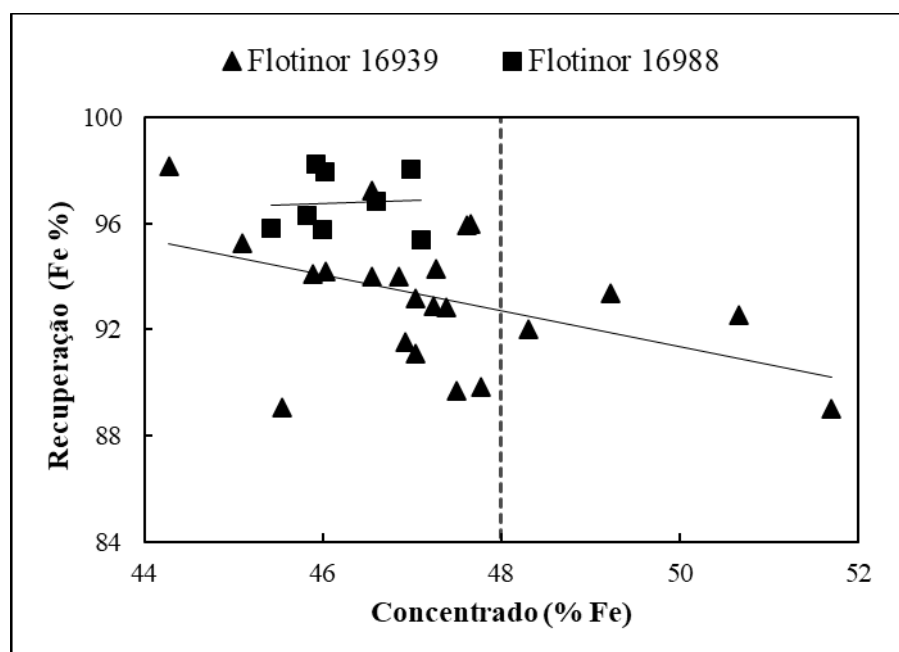
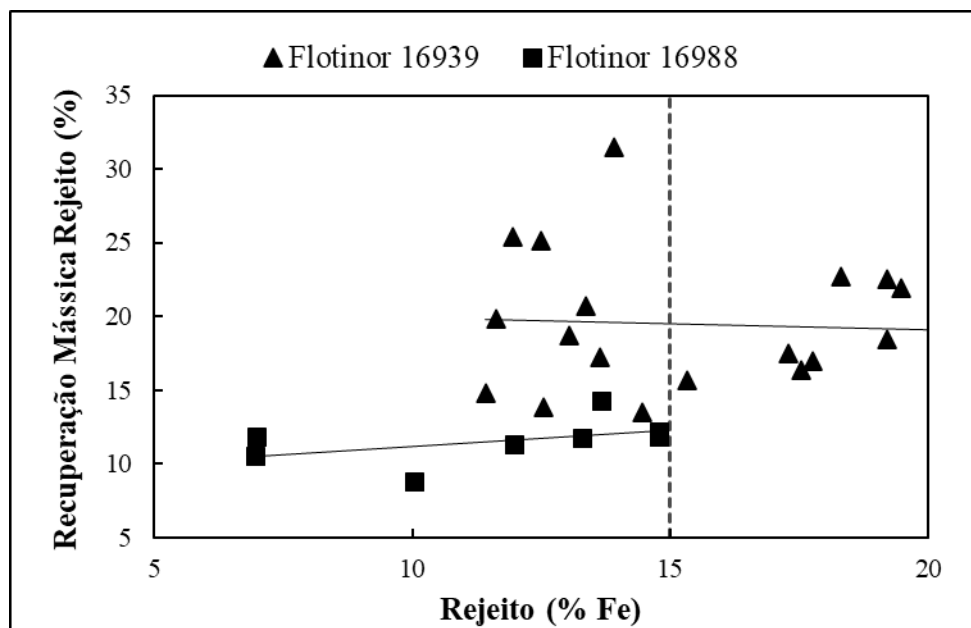


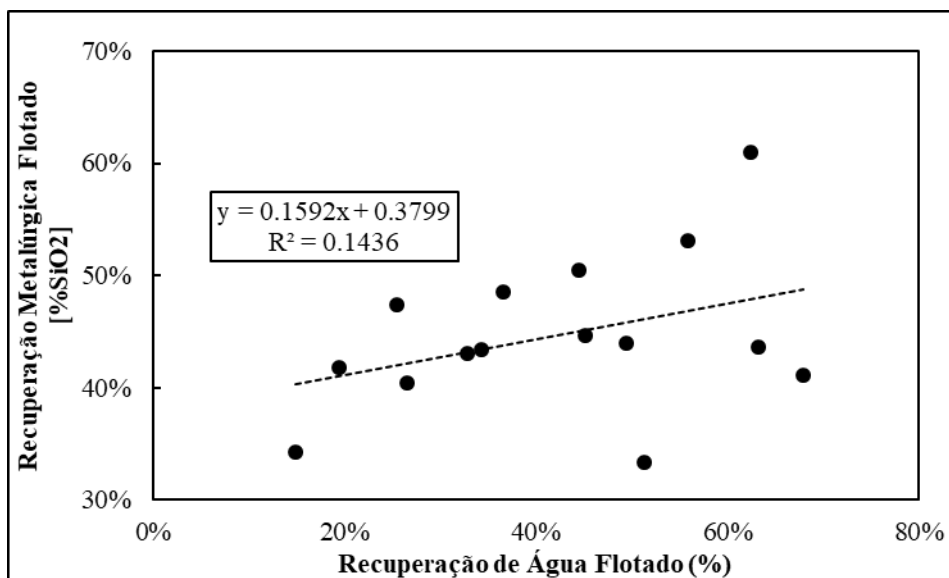
Figura 41 - Qualidade do rejeito (% Fe) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na CCR. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 7 e 8.



Fonte: autor.

Em avaliação específica sobre a influência da flotação verdadeira (*true flotation*) e do grau de arraste na flotação da sílica em coluna reta (CCR) com o Flotador 16939 foi possível verificar que a maior parte da flotação é realizada por flotação verdadeira, e menor parte pelo arraste hidrodinâmico. O grau de arraste foi de 0.16 e a flotação verdadeira de 38% para a sílica (figura 42).

Figura 42 - Grau de arraste versus flotação verdadeira para a sílica para os ensaios do plano de experimento do Flotador 16939 em coluna convencional reta (CCR). Condições fixas e variáveis conforme tabela 6. Condições fixas: scrubbing em pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm durante 15 minutos; CAI em 1200 rpm, 35% de sólidos durante 20 minutos; DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis: sólidos na flotação de 20 a 25%; dosagem de coletor de 500 a 700 g/t; Jsl de 0.49 a 0.66 cm/s; Jg de 1.1 a 1.5 cm/s; Jw1 de 0.1 a 0.4 cm/s; uso ou não de DF250 como espumante.



Fonte: autor.

Em análise comparativa, a flotação verdadeira foi idêntica (0.38) na célula mecânica de bancada e na coluna reta convencional, enquanto o grau de arraste na célula mecânica (0.65) foi quase quatro vezes maior que o grau de arraste na CCR (0.16) – (figuras 40 e 44). Embora o R^2 tenha sido baixo para a regressão na CCR, estes resultados parecem explicar a semelhança na qualidade do concentrado dos diferentes equipamentos, e a melhor purificação do rejeito da flotação em CCR em relação a célula mecânica. Enquanto na célula mecânica de bancada uma maior quantidade de partículas de ferro foi destinada ao rejeito pelo elevado grau de arraste hidrodinâmico, produzindo rejeitos na faixa 20-30% Fe, na coluna convencional reta o baixo grau de arraste possibilitou obtenção de rejeito abaixo de 15% Fe. Estes resultados confirmam a proposição de que a coluna de flotação é mais adequada ao tratamento de minérios mais finos, uma vez que partículas ultrafinas são mais afetadas pelo efeito do arraste hidrodinâmico (NYKÄNEN *et al.*, 2018).

Por outro lado, o menor grau de arraste verificado na CCR indica necessidade de maior dosagem de coletor (500 g/t), enquanto na célula mecânica de bancada foi possível obter boa qualidade de concentrado com menor dosagem de coletor (250 g/t).

Os resultados obtidos indicando maior influência da flotação verdadeira na flotação em coluna, e maior influência do arraste na flotação em célula mecânica corroboram com os obtidos por Lima et al. (2018).

4.4 RESULTADOS FLOTAÇÃO EM COLUNA DE TRÊS PRODUTOS (C3P)

Os resultados da flotação em coluna de três produtos (C3P) com os coletores Flotisor 16939 e Flotisor 16988 são aqui apresentados e analisados (tabela 23). Devido à complexidade do minério e do processo de concentração proposto os resultados serão analisados em relação a recuperação mássica e metalúrgica, e em relação a qualidade dos produtos em relação a ferro e sílica.

Nos ensaios E1 a E25, com a C3P e Flotisor 16939, foram obtidos concentrados entre 45-51% Fe, recuperação mássica na faixa de 61-78%, e recuperação metalúrgica de 70-91% Fe (tabela 22). Os rejeitos tiveram qualidade entre 8-21% Fe, e 53-72% SiO₂ (tabela 24). O produto drenado teve qualidade na faixa de 22-44% Fe, e recuperação mássica entre 6-21%.

Os ensaios E1, E3, E4, E5, E6, E16 e E22 indicam ser possível atingir simultaneamente as metas técnicas de 48% Fe no concentrado, e 15% Fe no rejeito, com boas recuperações mássicas (68-78%) e metalúrgicas (79-91%). Nestes casos, o grau de enriquecimento do concentrado esteve em 1.2.

Os resultados obtidos na C3P com o Flotisor 16939 indicaram não ser vantajoso o uso de DF 250, manter concentração de sólidos em peso acima de 25%, conforme os ensaios E12 e E13, e elevar o Jg para 1.8 cm/s, conforme ensaios E17 e E18.

As variáveis ótimas encontradas na C3P com o Flotisor 16939 foram com uso de *scrubbing* e CAI, 25% de sólidos na flotação, Jsl = 0.49 cm/s, Jg = 1.5 cm/s, Jw1 = 0.1 cm/s, e sem uso de espumante auxiliar (DF 250).

Tabela 23 - Resultados de flotação na C3P com Flotador 16939 para o concentrado. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jw2 em 50 mL/min; DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 9.

Ensaio	Alimentação (% Fe)	Concentrado (% Fe)	Drenado (% Fe)	Rejeito (% Fe)	Recuperação Mássica Concentrado (%)	Recuperação Mássica Drenado (%)	Recuperação Metalúrgica Concentrado (% Fe)	GE Concentrado (% Fe/ %Fe)
E1	42	49	36	13	68	21	79	1.2
E2	44	47	42	18	73	20	78	1.1
E3	42	48	36	14	78	7	89	1.1
E4	40	48	22	15	75	6	90	1.2
E5	42	51	27	11	74	9	90	1.2
E6	40	49	27	8	75	8	91	1.2
E7	39	51	29	19	61	11	79	1.3
E8	40	49	39	16	65	12	79	1.2
E9	40	48	29	17	72	8	86	1.2
E10	43	50	39	17	73	10	84	1.2
E11	40	49	38	18	65	10	79	1.2
E12	41	45	38	18	76	11	84	1.1
E13	41	46	44	21	62	18	70	1.1
E14	42	48	35	18	73	11	84	1.2
E15	42	47	37	12	78	11	87	1.1
E16	41	48	29	11	78	9	90	1.2
E17	42	49	35	18	71	12	83	1.2
E18	42	49	39	18	67	13	79	1.2
E19	42	50	35	16	69	12	83	1.2
E20	41	48	39	16	67	18	77	1.2
E21	42	48	38	16	70	15	80	1.2
E22	40	49	32	15	68	10	84	1.2
E23	41	51	36	17	63	13	78	1.3
E24	42	47	35	17	77	10	86	1.1
E25	43	47	39	21	75	13	82	1.1

Tabela 24 - Resultados flotação na C3P com Flotador 16939 para o rejeito. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jw2 em 50 mL/min, DF 250 em 30 ppm quando utilizado. Condições variáveis conforme tabela 9.

Ensaio	Rejeito (% SiO ₂)	Recuperação Mássica Rejeito (%)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (%Fe)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (% SiO ₂)	GE Rejeito (% SiO ₂ / % SiO ₂)
E1	64	11	3	31	2.8
E2	57	8	3	22	2.7
E3	63	15	5	40	2.7
E4	62	20	7	47	2.4
E5	67	17	4	49	2.9
E6	72	17	3	49	2.9
E7	57	28	13	59	2.1
E8	60	23	10	55	2.3
E9	59	20	8	45	2.3
E10	59	17	7	46	2.7
E11	57	25	12	56	2.2
E12	57	13	6	30	2.3
E13	54	20	10	44	2.1
E14	57	16	7	39	2.4
E15	67	11	3	30	2.8
E16	67	13	4	36	2.8
E17	58	18	8	43	2.5
E18	57	21	9	49	2.4
E19	61	20	7	50	2.6
E20	61	15	6	39	2.5
E21	60	15	6	38	2.6
E22	62	23	9	53	2.3
E23	59	25	11	57	2.3
E24	59	13	5	33	2.5
E25	53	12	6	29	2.4

Na C3P, o coletor Flotador 16988 obteve concentrados com 46-53 % Fe, recuperação mássica na faixa de 49-72%, e recuperação metalúrgica entre 63-83% Fe (tabela 25). A qualidade do rejeito esteve na faixa entre 15-22% Fe, atingindo as metas técnicas, e 53-63% SiO₂ (tabela 26). O produto drenado teve qualidade na faixa de 33-41% Fe, e recuperação mássica entre 7-27%.

A meta técnica de qualidade de concentrado foi facilmente obtida na C3P com o Flotador 16988, no entanto com baixas recuperações mássicas e metalúrgicas, e elevado teor de ferro no rejeito. Somente nos ensaios E27 e E36 foram obtidas as metas técnicas de qualidade no

concentrado e no rejeito, porém com recuperação mássica de 60-71%, e recuperação metalúrgica de 72-82%. Nestes casos, o grau de enriquecimento do concentrado foi de 1.2.

Mesmo elevando-se a água de lavagem (Jw1), não foi possível elevar a recuperação mássica de concentrado para níveis acima de 75%, e reduzir o teor de ferro no rejeito para níveis abaixo de 15% Fe, conforme ensaios [E34](#), [E35](#), [E36](#) e [E37](#).

Os melhores resultados na C3P com o Flotador 16988 foram obtidos no ensaio [E27](#) e [E36](#), com as seguintes condições: *scrubbing*, CAI, 20% e 30% de sólidos na flotação, respectivamente, Jsl = 0.49 cm/s, Jg = 1.5 cm/s, e Jw1 de 0.1 cm/s e 0.4 cm/s, respectivamente, e sem uso de espumante auxiliar (DF 250).

Tabela 25 - Resultados de flotação na C3P com Flotador 16988 para o concentrado. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw2 em 50 mL/min. Condições variáveis conforme tabela 10.

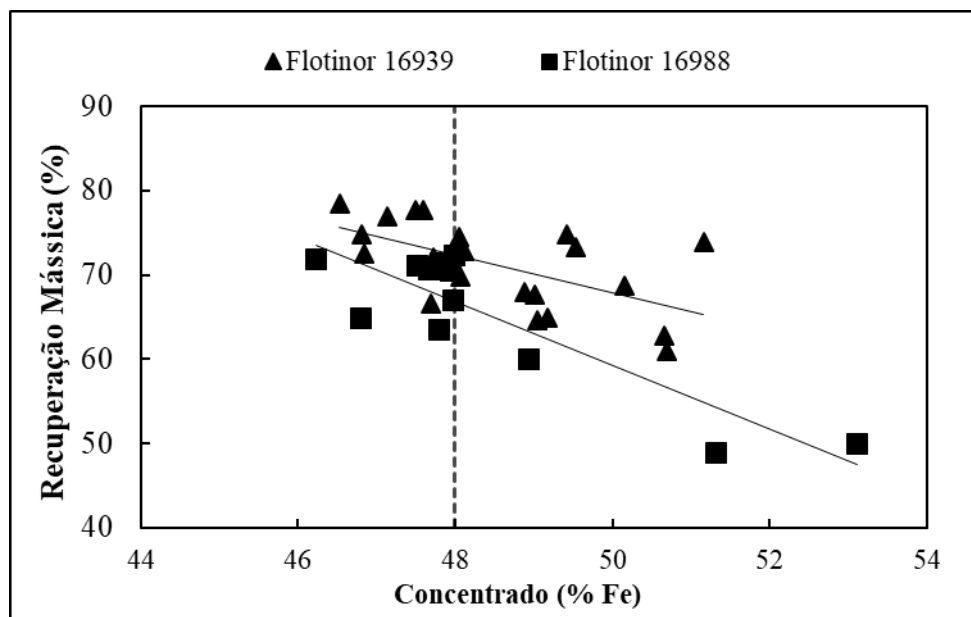
Ensaio	Alimentação (% Fe)	Concentrado (% Fe)	Drenado (% Fe)	Rejeito (% Fe)	Recuperação Mássica Concentrado (%)	Recuperação Mássica Drenado (%)	Recuperação Metalúrgica Concentrado (% Fe)	GE Concentrado (% Fe/ %Fe)
E26	42	48	36	17	72	16	82	1.1
E27	41	48	33	15	71	17	82	1.2
E28	40	51	41	17	49	27	63	1.3
E29	40	53	36	21	50	22	66	1.3
E30	41	48	33	17	71	14	83	1.2
E31	42	48	36	17	71	16	81	1.2
E32	41	48	39	21	64	19	73	1.2
E33	40	48	35	22	67	7	80	1.2
E34	42	46	38	15	72	20	79	1.1
E35	40	47	37	16	65	19	76	1.2
E36	41	49	37	15	60	25	72	1.2
E37	42	48	34	16	71	19	81	1.1

Tabela 26 - Resultados de flotação em C3P com Flotador 16988 para o rejeito. Condições fixas: *scrubbing* = pH 10.5, 35% de sólidos, 1200 rpm, durante 15 minutos; CAI = 1200 rpm, 35% de sólidos, durante 20 minutos; flotação = Jsl em 0.49 cm/s, Jg em 1.5 cm/s, Jw2 em 50 mL/min. Condições variáveis conforme tabela 10.

Ensaio	Rejeito (% SiO ₂)	Recuperação Mássica Rejeito (%)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (%Fe)	Recuperação Metalúrgica Rejeito (% SiO ₂)	GE Rejeito (%SiO ₂ /%SiO ₂)
E26	59	12	5	31	2.6
E27	61	12	5	32	2.6
E28	59	24	10	56	2.3
E29	54	28	15	59	2.1
E30	59	15	6	37	2.4
E31	59	14	6	34	2.5
E32	54	18	9	39	2.2
E33	52	26	14	53	2.0
E34	61	9	3	23	2.7
E35	60	16	7	38	2.3
E36	61	15	6	37	2.5
E37	61	9	3	24	2.7

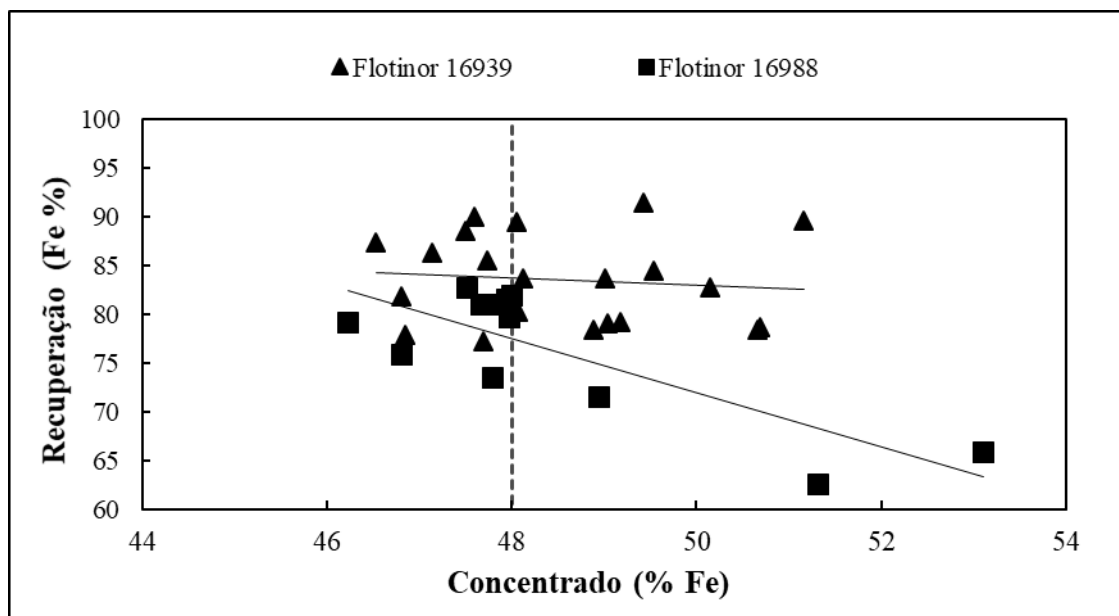
As curvas de seletividade para os coletores Flotador 16939 e Flotador 16988 na C3P são apresentadas nas figuras 43, 44 e 45. Somente os ensaios E12 e E13, e E17 e E18 não estão plotados, devido ao insucesso nas tentativas de, respectivamente, elevar o percentual de sólidos da polpa para 30% e elevar o Jg para 1.8 cm/s. Embora os dois coletores tenham obtido concentrados acima da meta técnica de 48% Fe na C3P, é possível notar o desempenho superior do Flotador 16939 uma vez que sua curva de seletividade esteve constantemente acima da curva de seletividade do Flotador 16988 tanto para recuperação mássica quanto para recuperação metalúrgica na C3P.

Figura 43 - Recuperação mássica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na C3P. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 9 e 10.



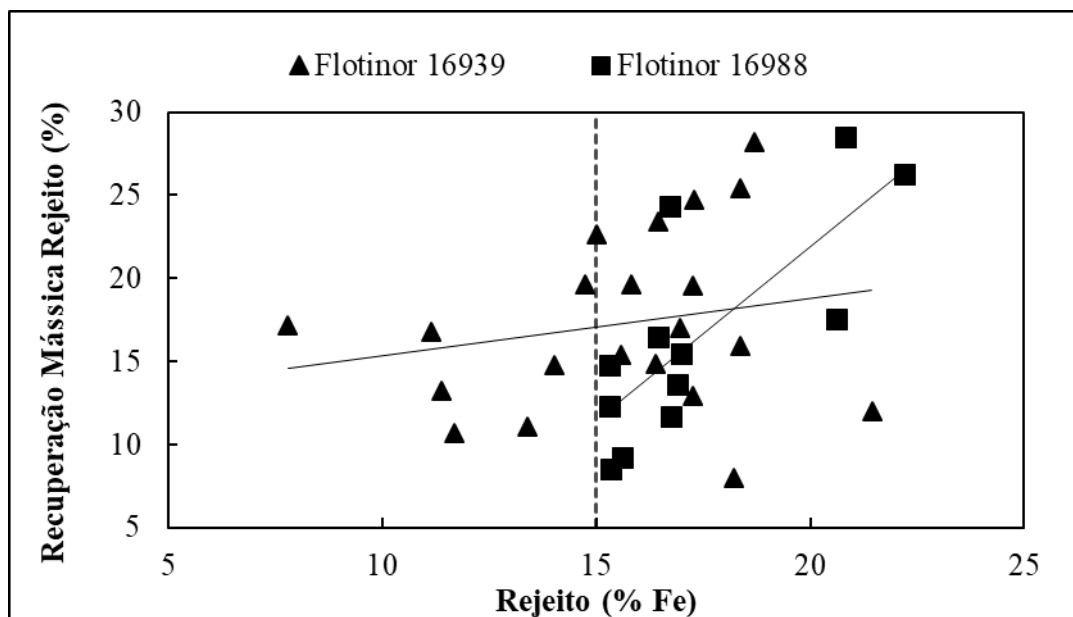
Fonte: autor.

Figura 44 - Recuperação metalúrgica (%) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na C3P. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 9 e 10.



Fonte: autor.

Figura 45 - Qualidade do rejeito (% Fe) em função da qualidade do concentrado (% Fe) para os coletores Flotador 16939 e 16988 na C3P. Condições fixas e variáveis conforme tabelas 9 e 10.



Fonte: autor.

Os bons resultados obtidos na flotação desta lama de minério de ferro com a C3P confirmam os resultados obtidos por Matiolo (2008) na flotação direta de minério de fosfato, indicando ser possível a utilização da técnica da C3P em flotação direta ou reversa com recuperação mássica de flotado mais elevadas, como no caso do minério de ferro e de fosfato. O elevado teor de ferro no produto drenado tem baixo impacto na recuperação metalúrgica devido a sua pequena massa, porém cabe investigação específica no sentido de reduzir o teor de ferro nesse produto. A menor recuperação mássica de concentrado da C3P em relação a CCR merece investigação específica, e são apontadas como prováveis causas a existência dos fluxos de água de lavagem 2 (Jw2) e de produto drenado, que alteram a hidrodinâmica da coluna.

A maior capacidade de processamento da C3P em relação a CCR para esta lama de minério de ferro, uma vez que aquela consegue operar com concentração de sólidos em peso entre 25-30% enquanto esta somente opera com concentração de sólidos em peso de 20%, foi atribuída a existência do terceiro produto (drenado), que alivia o fluxo dos produtos de concentrado e rejeito, e permite flexibilidade na escolha de outras condições de flotação, como vazão de ar (Jg) e vazão de água de lavagem 1 (Jw1). O aumento da concentração de sólidos em peso de 20% para 30% incrementa a capacidade de processamento em t/h de uma mesma estrutura de beneficiamento de forma substancial, sendo, portanto, fator relevante para

definição técnica e viabilização econômica de um projeto de concentração de lamas em escala industrial.

5 CONCLUSÕES

A partir dos resultados obtidos e da discussão realizada, foi possível estabelecer as seguintes conclusões:

A amostra de lama de minério de ferro em estudo, devido a sua caracterização química, granulométrica e mineralógica, apresentava elevada complexidade para concentração por flotação, pois apresentou granulometria ultrafina, com passante em 25 μm e 10 μm de 80% e 46%, respectivamente, com superfície específica de 12980 cm^2/g , e composição mineralógica com 37% de hematita, 27% de goethita, 19% caulinita e 17% de quartzo, e baixo teor de ferro (em torno de 40% Fe) e elevada quantidade de minerais de ganga (24% SiO_2 , 7% Al_2O_3 , e 8% PPC).

Os ensaios de flotação em célula mecânica de bancada com condições fixas, variando somente o coletor e suas dosagens, indicou melhor seletividade dos coletores Flotisor 16939 e Flotisor 16988 para a flotação aplicada a esta lama de minério de ferro, embora somente a meta técnica de qualidade de concentrado tenha sido obtida, devido ao elevado grau de arraste hidrodinâmico na célula mecânica de bancada. O Flotisor 5530 não produziu bons resultados para este material nas condições testadas.

Os ensaios de flotação em célula mecânica de bancada com Flotisor 16939 variando as condições dosagem de coletor, pH da polpa na flotação, rotação de flotação e vazão de ar indicaram elevada influência da dosagem de coletor e agitação de polpa durante a flotação na recuperação e qualidade (teor) de concentrado, e baixa influência do pH da polpa na flotação e vazão de ar nas faixas testadas.

Os ensaios de flotação em coluna convencional reta (CCR) com os coletores Flotisor 16939 e Flotisor 16988 indicaram maior seletividade do Flotisor 16939 para esta lama de minério de ferro, obtendo as metas técnicas de qualidade do concentrado e do rejeito. Os melhores resultados obtidos com o Flotisor 16939 foram com os parâmetros $J_{sl} = 0.49 \text{ cm/s}$, $J_g = 1.5 \text{ cm/s}$, $J_{w1} = 0.1 \text{ cm/s}$, e sem uso de espumante auxiliar (DF 250). O Flotisor 16988 não produziu concentrado de acordo com as metas técnicas estabelecidas para as condições testadas na flotação em CCR.

Os ensaios de flotação em coluna de três produtos (C3P) com os coletores Flotisor 16939 e Flotisor 16988 indicaram maior seletividade do Flotisor 16939 para esta lama de minério de ferro, embora ambos os coletores tenham atingido as metas técnicas de qualidade do concentrado e do rejeito. Os melhores resultados obtidos com o Flotisor 16939 foram com os parâmetros $J_{sl} = 0.49 \text{ cm/s}$, $J_g = 1.5 \text{ cm/s}$, $J_{w1} = 0.1 \text{ cm/s}$, e sem uso de espumante auxiliar

(DF 250). No caso do Flotador 16988, a obtenção das metas técnicas foi obtida às custas de recuperação relativamente baixa do concentrado, e alta quantidade de material drenado (terceiro produto). O Flotador 16988 obteve melhores resultados com os seguintes parâmetros $J_{sl} = 0.49$ cm/s, $J_g = 1.5$ cm/s, e $J_{w1} = 0.4$ cm/s, e sem uso de espumante auxiliar (DF 250).

Os resultados indicaram ser necessária elevadas dosagens de coletor devido as características do minério, granulometria ultrafina e elevada área superficial específica, na faixa 250-500 g/t.

Em avaliação geral, foi possível concluir que pode ser produzido concentrado *rougher* para esta lama de minério de ferro acima de 48% Fe em colunas, com elevada recuperação mássica e metalúrgica, e com rejeito abaixo de 15% Fe, com uso do Flotador 16939.

Os resultados obtidos indicam ser promissora a técnica de produção de concentrados *rougher* de lamas de minério de ferro utilizando colunas de flotação e coletores do tipo amido-aminas, uma vez que os teores de ferro obtidos no concentrado viabilizam a concentração *cleaner* via separação magnética, e os teores de ferro no rejeito viabilizam o reuso do material. A obtenção de um concentrado de ferro com teor de ferro para comercialização na etapa *cleaner* bem como o reuso dos rejeitos reduzem as massas de rejeitos destinadas às barragens de mineração, contribuindo para a sustentabilidade dos empreendimentos mineiros.

6 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

A partir dos resultados obtidos, são sugeridos os seguintes estudos futuros para a continuidade do trabalho:

- Avaliar a aplicação dos coletores do tipo amido-aminas em escala piloto e industrial na flotação de minério de ferro convencional e de lamas de minério de ferro sem uso de amido como depressor;
- Avaliar o uso de colunas de três produtos (C3P) em escala piloto no reaproveitamento de lamas e rejeitos de minério de ferro;
- Avaliar metodologias para reduzir o consumo de coletor amido-amina na flotação de lamas e rejeitos de minério de ferro.

7 PRODUÇÃO CIENTÍFICA E PRÊMIOS ASSOCIADOS À DISSERTAÇÃO

- Projeto mais Inovador de 2021 - Prêmio Dynamine de Inovação de 2021. Dynamine Solutions. Título: “Column reverse rougher flotation of iron bearing fine tailings assisted by HIC and a new cationic collector”.
- ARAUJO, V. A. *et al.* Column reverse rougher flotation of iron bearing fine tailings assisted by HIC and a new cationic collector. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 156, n. June, p. 106531, 2020.

REFERÊNCIAS

ALDRICH, C.; FENG, D. Effect of ultrasonic preconditioning of pulp on the flotation of sulphide ores. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 12, n. 6, p. 701–707, 1999.

ANDRADE, Luana Caetano Rocha de. **Caracterização de Rejeitos de Mineração de Ferro, in natura e segregados, para aplicação como material de construção civil**. 2014. [s. l.], 2014. Disponível em: <https://www.scopus.com/inward/record.uri?eid=2-s2.0-33645547325%7B&%7DpartnerID=40%7B&%7Dmd5=5c937a0c35f8be4ce16cb392381256da%0Ahttp://jtk.unsri.ac.id/index.php/jtk/article/view/4/6%0Ahttp://dx.doi.org/10.1016/j.biortech.2008.12.046%0Ahttp://dx.doi.org/10>.

ANGLOAMERICAN. **Production Report for the fourth quarter ended 31 December 2019**. [S. l.: s. n.], 2020.

ANM. Sumário Mineral Brasileiro - Ferro 2018. [s. l.], p. 1–3, 2018.

AQUINO, José Aury de; OLIVEIRA, Maria Lúcia Magalhães de; FERNANDES, Maurílio Dias. Flotação em Coluna. In: LUZ, ADÃO BENVINDO da; FRANÇA, Silvia Cristina Alves; BRAGA, Paulo Fernando Almeida (org.). **Tratamento de Minérios**. 6^aed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. p. 463–509.

ARAUJO, Victor Arns de *et al.* Column reverse rougher flotation of iron bearing fine tailings assisted by HIC and a new cationic collector. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 156, n. June, p. 106531, 2020. Disponível em: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106531>.

ARAUJO, Armando Corrêa de *et al.* Flotação de Minérios de Ferro. In: CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: A Flotação no Brasil**. 3^aed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. p. 354–366.

ARAUJO, Armando Corrêa de; VIANA, P. R. M; PERES, A. E. C. Reagents in iron ores flotation. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 18, n. 2 SPEC. ISS., p. 219–224, 2005.

ARMSTRONG, Margaret; PETTER, Renato; PETTER, Carlos. Why have so many tailings dams failed in recent years?. **Resources Policy**, [s. l.], v. 63, n. April, p. 101412, 2019.

- BALTAR, Carlos Adolpho Magalhães. Fundamentos da Flotação. *In*: LUZ, ADÃO BENVINDO DA; FRANÇA, Silvia Cristina Alves; BRAGA, Paulo Fernando Almeida (org.). **Tratamento de Minérios**. 6ªed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. p. 383–398.
- BOGER, David V. Rheology of slurries and environmental impacts in the mining industry. **Annual Review of Chemical and Biomolecular Engineering**, [s. l.], v. 4, p. 239–257, 2013.
- BUDEMBERG, Gabriela. **Síntese de Coletores para flotação de minério de ferro**. 2016. 130 f. - USP, [s. l.], 2016.
- BULATOVIC, Srdjan M. **Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores**. [S. l.: s. n.], 2007.
- BULATOVIC, Srdjan M; SALTER, R.S. High intensity conditioning — a new approach to improving flotation of mineral slimes. [s. l.], p. 169–181, 1989.
- BULATOVIC, Srdjan M; WYSLOUZIL, D. M. Development and application of new technology for the treatment of complex massive sulphide ores case study - Faro lead/zinc concentrator - Yukon. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 12, n. 2, p. 129–145, 1999.
- CALDARA, Júlio Athanazio; CORREIA, Julio Cesar Guedes. **Abordagem sobre aplicação da flotação em coluna em beneficiamento mineral**. [S. l.: s. n.], 2010.
- CASSOLA, Mônica; SILVA, Wagner; BARTALINI, Nilson. Development and Applications on collector's at the iron ore flotation. [s. l.], p. 134–142, 2011.
- CHAVES, Arthur Pinto *et al.* Espessamento. *In*: CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Desaguamento, Espessamento e Filtragem**. 4ªed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. p. 54–158.
- CHAVES, Arthur Pinto. Filtragem. *In*: CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Desaguamento, Espessamento e Filtragem**. 4ªed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013a. p. 161–215.
- CHAVES, Arthur Pinto. Noções Básicas. *In*: CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Bombeamento de Polpa e Classificação**. 4ªed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013b. p. 9–91.

CHAVES, Arthur Pinto; LEAL FILHO, Laurindo de Salles; BRAGA, Paulo Fernando Almeida. Flotação. *In*: TRATAMENTO DE MINÉRIOS. 6ªed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. p. 405–458.

CHEN, Pan *et al.* Discovery of a novel cationic surfactant: Tributyltetradecyl-phosphonium chloride for iron ore flotation: From prediction to experimental verification. **Minerals**, [s. l.], v. 7, n. 12, 2017.

CHEN, G. *et al.* Effect of high intensity conditioning on the flotation of a nickel ore. Part 1: size-by-size analysis. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 12, n. 10, p. 1185–1200, 1999a.

CHEN, G. *et al.* The effect of HIC on the flotation of nickel ore, part 2: mechanisms. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 12, n. i, p. 1359–1373, 1999b.

CLARIANT, Equipe. A Clariant na Mineração. *In*: CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: A Flotação no Brasil**. 3ªed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. p. 475–484.

CSN. **Formulário de Referência CSN 2020**. [S. l.: s. n.], 2020.

DAUCE, Pedro Domingo *et al.* Characterisation and magnetic concentration of an iron ore tailings. **Journal of Materials Research and Technology**, [s. l.], v. 8, n. 1, p. 1052–1059, 2019.

DEY, Shobhana *et al.* Response of process parameters for processing of iron ore slime using column flotation. **International Journal of Mineral Processing**, [s. l.], 2015.

DEY, Shobhana *et al.* Utilization of iron ore slimes: A future prospective. **Separation Science and Technology**, [s. l.], v. 47, n. 5, p. 769–776, 2012.

ENGEL, M. D.; MIDDLEBROOK, P. D.; JAMESON, G. J. Advances in the study of high intensity conditioning as a means of improving mineral flotation performance. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 10, n. 1, p. 55–68, 1997.

ESPINOSA-GOMEZ, R.; FINCH, J. A.; JOHNSON, N. W. **Column flotation of very fine particles**. [S. l.: s. n.], 1988.

FALUTSU, M.; DOBBY, G. S. Direct measurement of froth drop back and collection zone recovery in a laboratory flotation column. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 2, n. 3, p. 377–386, 1989.

FIGUEIREDO, Marcelo Marques. **Estudo De Metodologias Rejeitos Para a Mineração Casa De Pedra – Congonhas/MG**. 2007. [s. l.], 2007.

FILIPPOV, Lev *et al.* Iron Ore Slimes Flotation Tests Using Column and Amidoamine Collector without Depressant. [s. l.], p. 1–22, 2021.

FINCH, James A; DOBBY, Glenn S. Column flotation: a selected review. Part I. **International Journal of Mineral Processing**, [s. l.], v. 33, p. 343–354, 1991.

FORTES, Fabiana Fonseca *et al.* Influence of attrition variables on iron ore flotation. [s. l.], v. 71, n. 1, p. 123–127, 2018.

FRANÇA, Silvia Cristina Alves; MASSARANI, Giulio. Separação Sólido-Líquido. *In*: LUZ, Adão Benvindo da; FRANÇA, Silvia Cristina Alves; BRAGA, Paulo Fernando Almeida (org.). **Tratamento de Minérios**. 6ªed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. p. 597–644.

FUERSTENAU, Maurice C; JAMESON, Graeme; YOON, Roe-Hoan. **Froth Flotation: A Century of Innovation**. [S. l.]: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2009.

GEORGE, P; NGUYEN, A v; JAMESON, Graeme. Assessment of true flotation and entrainment in the flotation of submicron particles by fine bubbles. **Minerals Engineering**, [s. l.], 2004.

GUIMARÃES, Nilton Caixeta. **Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando sua disposição em pilhas**. 2011. 53 f. [s. l.], 2011.

IPEA. **Diagnóstico dos Resíduos Sólidos da Atividade de Mineração de Substâncias Não Energéticas** IPEA (Instituto de Pesquisa Econômica Aplicada). [S. l.: s. n.], 2012.

JOSÉ, Fabio de São; BROD, Emanuela Reis; PEREIRA, Carlos Alberto. Simultaneous use of direct and reverse flotation in the production of iron ore concentrate plant. [s. l.], v. 71, n. 2, p. 299–304, 2018.

LIMA, Neymayer Pereira *et al.* The characteristics of iron ore slimes and their influence on the flotation process. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 10, n. 8, p. 1–11, 2020.

LIMA, Neymayer Pereira *et al.* The entrainment effect on the performance of iron ore reverse flotation. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 96–97, p. 53–58, 2016.

LIMA, Neymayer Pereira; PERES, Antônio Eduardo Clark; GONÇALVES, Tatiane Aparecida Rocha. Comparative evaluation between mechanical and pneumatic cells for quartz flotation in the Iron ore industry. **Revista Escola de Minas**, [s. l.], v. 71, n. 3, p. 437–442, 2018.

LIMA, Neymayer Pereira; PERES, Antônio Eduardo Clark; MARQUES, Michelle. Effect of Slimes on Iron Ores Flotation. **International Journal of Mining Engineering and Mineral Processing**, [s. l.], v. 1, n. 2, p. 43–46, 2012.

LIMA, Neymayer Pereira; VALADÃO, George Eduardo. Avaliação do efeito da granulometria no processo de flotação. **Rem: Revista Escola de Minas**, [s. l.], v. 61, n. 4, p. 473–477, 2008.

LIMA, Neymayer Pereira; VALADÃO, George Eduardo Sales; PERES, Antônio Eduardo Clark. Effect of particles size range on iron ore flotation. **Rem: Revista Escola de Minas**, [s. l.], v. 66, n. 2, p. 251–256, 2013.

LISBOA, Maiara da Costa. **Impacto na Incorporação da Variável Densidade na Estimativa de Reservas Minerais de Ferro: Mina de Brucutu**. 2018. [s. l.], 2018.

LIU, Wenbao *et al.* Design and flotation performance of a novel hydroxy polyamine surfactant based on hematite reverse flotation desilication system. **Journal of Molecular Liquids**, [s. l.], v. 301, p. 112428, 2020.

LIU, Guangyi; YANG, Xianglin; ZHONG, Hong. Molecular design of flotation collectors: A recent progress. **Advances in Colloid and Interface Science**, [s. l.], v. 246, n. May, p. 181–195, 2017.

LONGHUA, Xu *et al.* Effects of particle size and chain length on flotation of quaternary ammonium salts onto kaolinite. **Mineralogy and Petrology**, [s. l.], v. 109, n. 3, p. 309–316, 2015.

LOPES, Gilmara Mendonça. **Flotação direta de minério de ferro**. 2009. 323–329 f. [s. l.], 2009.

LUZ, ADÃO BENVINDO DA; LINS, Fernando Antonio Freitas. Introdução ao Tratamento de Minério. *In*: LUZ, ADÃO BENVINDO DA; SAMPAIO, João Alves; FRANÇA, Silvia Cristina Alves (org.). **Tratamento de Minérios**. 5ªed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2010. p. 3–18.

MA, Mark. Froth Flotation of Iron Ores. **International Journal of Mining Engineering and Mineral Processing**, [s. l.], v. 1, n. 2, p. 56–61, 2012.

MACNAMARA, Liam; KHOSHNIJAZ, Norsat; HASHEMI, S. The Sarcheshmeh thickened tailings disposal project. [s. l.], p. 237–243, 2011.

MARQUES, Michelle Lacerda Sales. **Comportamento de minérios de ferro na concentração por flotação na presença de lamas**. 2013. [s. l.], 2013.

MATIOLO, Elves. **Avanços no desenvolvimento da coluna de três produtos - C3P Fundamentos e Aplicações**. 2008. - UFRGS, [s. l.], 2008.

MATIOLO, Elves *et al.* Estudos de Concentração de Lama de Minério de Ferro por Flotação em Coluna. [s. l.], p. 2–9, 2019.

MATIOLO, Elves *et al.* Improving recovery of iron using column flotation of iron ore slimes. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 158, n. August, p. 106608, 2020.

MONTES-SOTOMAYOR, S; HOUOT, R; KONGOLO, M. Technical note flotation of silicated gangue iron ores: Mechanism and effect of starch. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 11, n. 1, p. 71–76, 1998.

NAGARAJ, D R; RAVISHANKAR S A. Flotation Chemistry. *In*: FUERSTENAU, Maurice C; JAMESON, Graeme; YOON, Roe-Hoan (org.). **Froth Flotation: A Century of Innovation**. [S. l.]: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2007. p. 373–634.

NYKÄNEN, Virginia P.S. *et al.* True flotation versus entrainment in reverse cationic flotation for the concentration of iron ore at industrial scale. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**, [s. l.], v. 41, n. 1, p. 11–21, 2018.

OLIVEIRA, Paulo Sérgio de. Rotas para Recuperação de Ferro Fino Contido no Underflow do Espessador de Lama da Usina de Conceição. [s. l.], 2006.

ORTIZ, Carlos Enrique Arroyo. **Caracterização Geometalúrgica e Modelagem Geoestatística Da Mina Brucutu- Quadrilátero Ferrífero (MG)**. 2014. [s. l.], 2014.

PAVLOVIC, S.; BRANDAO, P. R.G. Adsorption of starch, amylose, amylopectin and glucose monomer and their effect on the flotation of hematite and quartz. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 16, n. 11, p. 1117–1122, 2003.

PEASE, J. D.; CURRY, D. C.; YOUNG, M. F. Designing flotation circuits for high fines recovery. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 19, n. 6–8, p. 831–840, 2006.

PERES, Antônio Eduardo Clark; ARAUJO, Armando Corrêa de. A Flotação Como Operação Unitária no Tratamento de Minérios. In: CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: A Flotação no Brasil**. 3ªed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. p. 9–39.

PERES, Antônio Eduardo Clark; LIMA, Neymayer Pereira; ARAUJO, Armando Corrêa de. How different iron ore types behave in desliming in hydrocyclones and flotation. [s. l.], n. 1, 2003.

PINTO, Pedro Henrique Ferreira. **Aproveitamento de lamas de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero por concentração magnética de alta intensidade de campo magnético**. 2019. 225 f. - USP, [s. l.], 2019.

PRAES, Plinio Eduardo; ALBUQUERQUE, Rodrigo Oscar de; LUZ, Antonio Furquim Oliveira. Recovery of Iron Ore Tailings by Column Flotation. **Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering**, [s. l.], v. 01, n. 05, p. 212–216, 2013.

QUEIROZ, Leonardo de Almeida. **Caracterização de Minérios da Mina de Brucutu, VALE, Focada na Previsibilidade das Operações de Concentração Mineral**. 2008. [s. l.], 2008.

QUEIROZ, Leonardo de Almeida. **Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios de itabiríticos**. 2003. 1–165 f. [s. l.], 2003.

ROCHA, Rafaella Bicalho da. **Concentração de Rejeitos de Flotação e Lamas de Minério de Ferro por Separação Magnética**. 2018. - UFOP, [s. l.], 2018.

ROCHA, Luciano. **Estudo De Aproveitamento Econômico Das Lamas De Uma Mineração De Ferro, Através De Concentração Por Flotação Catiônica Reversa**. 2008. - UFMG, [s. l.], 2008.

ROCHA, Geriane Macedo. **FLOTAÇÃO CATIONICA REVERSA DE MINÉRIO DE FERRO COM AMIDAAMINA**. 2021. 1–170 f. [s. l.], 2021. Disponível em: [http://www.repositorio.ufop.br/bitstream/123456789/13954/1/TESE_Flota% c3% a7% c3% a3o Cati% c3% b4nicaReversa.pdf](http://www.repositorio.ufop.br/bitstream/123456789/13954/1/TESE_Flota%c3%a7%c3%a3oCati%c3%b4nicaReversa.pdf). Acesso at: 28 Apr. 2022.

ROCHA, Luciano; PERES, Antônio Eduardo Clark. Aproveitamento econômico das lamas de ferro. **Rem: Revista Escola de Minas**, [s. l.], v. 62, n. 3, p. 291–295, 2009.

RODRIGUES, Otávia Martins Silva *et al.* Kaolinite and hematite flotation separation using etheramine and ammonium quaternary salts. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 40, p. 12–15, 2013.

ROSS, V E; VAN DEVENTER, J S J. Mass transport in flotation column froths. *In:* , 1988, Phoenix, Arizona. **Column Flotation'88: Proceedings of an International Symposium SME-AIME Annual Meeting**. Phoenix, Arizona: [s. n.], 1988.

RUBIO, Jorge. Modified column flotation of mineral particles. **International Journal of Mineral Processing**, [s. l.], v. 48, n. 3–4, p. 183–196, 1996.

RUBIO, Jorge. O Processo de Condicionamento de Alta Intensidade (CAI) na Flotação de Minérios. *In:* CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: A Flotação no Brasil**. 3^aed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. p. 428–227.

SALES, Cristiano Geraldo de. **Rotas de beneficiamento para recuperação de minerais portadores de ferro do underflow do espessador de lamas da usina de brucutu**. 2012. 899–910 f. [s. l.], 2012.

SANTOS, Everton Pedroza dos. Alternativas Para O Tratamento De Ultrafinos De Minério De Ferro Da Mina Do Pico/Mg Por Flotação Em Coluna. [s. l.], p. 114, 2010.

SANTOS, Thaís Guimarães dos. **Reaproveitamento de rejeitos de minério de ferro e ouro com base em uma caracterização tecnológica e geoambiental**. 2018. - UNB, [s. l.], 2018.

SCOTT, J. L.; SMITH, R. W. Diamine flotation of quartz. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 4, n. 2, p. 141–150, 1991.

SILVA, Maximiliano Batista da. **Separação magnética de ultrafinos hematíticos**. 2012. - UFOP, [s. l.], 2012.

SILVA, F L da *et al.* Study of the recovery and recycling of tailings from the concentration of iron ore for the production of ceramic. **Ceramics Internacional**, [s. l.], 2014.

SOARES, Lindolfo; BOSCOV, Maria Eugenia Gimenez. Barragem de Rejeitos. *In*: LUZ, ADÃO BENVINDO DA; FRANÇA, Silvia Cristina Alves; BRAGA, Paulo Fernando Almeida (org.). **Tratamento de Minérios**. 6ªed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. p. 845–907.

SONG, S *et al.* Floc Flotation of Galena and Sphalerite Fines. **Minerals Engineering**, [s. l.], 2001.

SOSA, Evelin Rodríguez. **Caracterização e aproveitamento dos rejeitos oriundos de processos hidrometalúrgicos do níquel e cobalto com um enfoque geoambiental**. 2016. 190 f. - UNB, [s. l.], 2016.

TABOSA, Erico; RUBIO, Jorge. Flotation of copper sulphides assisted by high intensity conditioning (HIC) and concentrate recirculation. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 23, n. 15, p. 1198–1206, 2010.

TAKATA, Lauro Akira;; VALLE, Thiago. Flotação em Coluna. *In*: CHAVES, Arthur Pinto (org.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: A Flotação no Brasil**. 3ªed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. p. 65–102.

TANG, Chang *et al.* Recovering iron from iron ore tailings and preparing concrete composite admixtures. **Minerals**, [s. l.], v. 9, n. 4, p. 1–14, 2019.

TESTA, Francisco. **Avanços na Flotação de Finos de Minério de com Condicionamento em Alta Intensidade**. 2008. - UFRGS, [s. l.], 2008.

THELLA, John Samuel; MUKHERJEE, Asim Kumar; SRIKAKULAPU, N. Gurulaxmi. Processing of high alumina iron ore slimes using classification and flotation. **Powder Technology**, [s. l.], v. 217, p. 418–426, 2012.

TOTOU, Adriano Raimundo. Efeito da Dispersão na Deslamagem e Flotação de Polpas de Minérios Hematíticos Itabiríticos. [s. l.], p. 83, 2010.

TRAHAR, W. J.; WARREN, L. J. The flotability of very fine particles - A review. **International Journal of Mineral Processing**, [s. l.], v. 3, n. 2, p. 103–131, 1976.

TURRER, Henrique *et al.* **COMPORTAMENTO DE DIFERENTES MINÉRIOS DO MINAS-RIO NA COMINUIÇÃO**. [S. l.: s. n.], 2018.

VALDERRAMA, L. *et al.* Modified-three-product column (3PC) flotation of copper-gold particles in a rougher feed and tailings. **Minerals Engineering**, [s. l.], v. 24, n. 13, p. 1397–1401, 2011.

VALDERRAMA, L.; RUBIO, J. High intensity conditioning and the carrier flotation of gold fine particles. **International Journal of Mineral Processing**, [s. l.], v. 52, n. 4, p. 273–285, 1998.

VALDERRAMA, L.; RUBIO, J. Unconventional column flotation of low-grade gold fine particles from tailings. **International Journal of Mineral Processing**, [s. l.], v. 86, n. 1–4, p. 75–84, 2008.

VALE. **Formulário 20-F Vale S.A. 2019**. [S. l.: s. n.], 2020.

VALE. **Formulário de Referência 2019 Vale S.A.** [S. l.: s. n.], 2019.

VERAS, Moacir Medeiros *et al.* Comparative study of the main flotation frothers using a new HYDROMESS adapted technique. **REM**, [s. l.], v. 67, n. 1, p. 87–92, 2014.

VIDYADHAR, A. *et al.* Mechanisms of amine-quartz interaction in the absence and presence of alcohols studied by spectroscopic methods. **Journal of Colloid and Interface Science**, [s. l.], v. 256, n. 1, p. 59–72, 2002.

VIEIRA, Igor Morales; MATIOLO, Elves; FREITAS, Amanda. **CARACTERIZAÇÃO DO COLETOR FLOTINOR-5530 E AVALIAÇÃO ÂNGULO DE CONTATO DE HEMATITA E QUARTZO PURO CHARACTERIZATION OF COLLECTOR FLOTINOR-5530 AND EVALUATION HEMATITE CONTACT ANGLE AND PURE QUARTZ**. [s. l.], p. 100–104, 2021.

VILELA NETO, Gil Ribeiro. **Maximização do desaguamento dos rejeitos minerais gerados pela concentração do minério de ferro**. 2016. 3345–3356 f. [s. l.], 2016.

WARREN, Leonard J. Determination of the Contributions of True Flotation and Entrainment in Batch Flotation Tests. [s. l.], 1985.

WYSLOUZIL, H E. The production of high grade iron ore concentrates using flotation columns. **Skilling's Mining Review(USA)**, [s. l.], v. 86, n. 37, p. 4–8, 1997.

YELLISHETTY, Mohan *et al.* Reuse of iron ore mineral wastes in civil engineering constructions: A case study. **Resources, Conservation and Recycling**, [s. l.], v. 52, n. 11, p. 1283–1289, 2008.

YIANATOS, J. *et al.* Direct measurement of entrainment in large flotation cells. **Powder Technology**, [s. l.], v. 189, n. 1, p. 42–47, 2009.

YIANATOS, Juan B. *et al.* Mixing characteristics of industrial flotation equipment. **Chemical Engineering Science**, [s. l.], v. 60, n. 8-9 SPEC. ISS., p. 2273–2282, 2005.

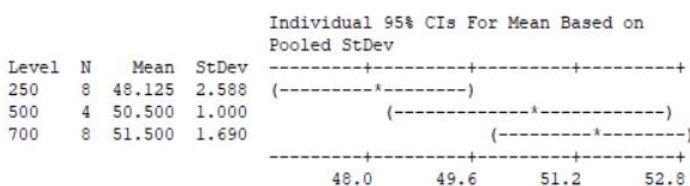
ZAPPAROLI, Adriana de Cássia *et al.* Minério de Ferro. *In*: CASTRO, Paulo de Tarso Amorim; ENDO, Issamu; GANDINI, Antonio Luciano (org.). **Quadrilátero Ferrífero: Avanços do conhecimento nos últimos 50 anos**. Belo Horizonte: 3i Editora, 2020. p. 288–318.

ANEXO A – TESTES DE HIPÓTESE FLOTAÇÃO EM BANCADA: INFLUÊNCIA DOSAGEM DE COLETOR (G/T) NO CONCENTRADO (% FE), REJEITO (% FE), RECUPERAÇÃO MÁSSICA (%) E METALÚRGICA (% FE).

One-way ANOVA: Teor Fe Concentrado (%) versus Coletor (g/t)

Source	DF	SS	MS	F	P
Coletor	2	47.08	23.54	5.73	0.013
Error	17	69.88	4.11		
Total	19	116.95			

S = 2.027 R-Sq = 40.25% R-Sq(adj) = 33.22%

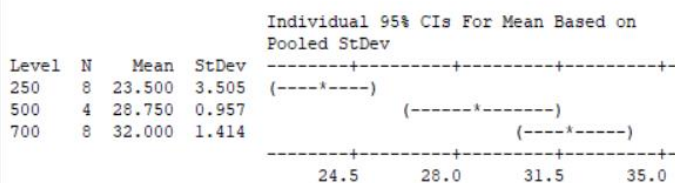


Pooled StDev = 2.027

One-way ANOVA: Teor Fe Rejeito (%) versus Coletor (g/t)

Source	DF	SS	MS	F	P
Coletor	2	292.20	146.10	24.17	0.000
Error	17	102.75	6.04		
Total	19	394.95			

S = 2.458 R-Sq = 73.98% R-Sq(adj) = 70.92%

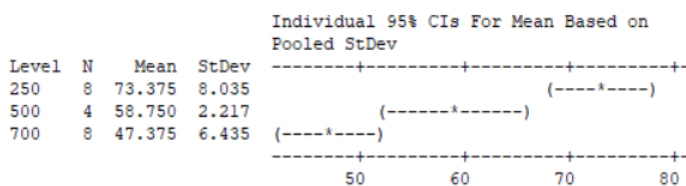


Pooled StDev = 2.458

One-way ANOVA: Recuperação Mássica (%) versus Coletor (g/t)

Source	DF	SS	MS	F	P
Coletor	2	2712.4	1356.2	30.48	0.000
Error	17	756.5	44.5		
Total	19	3468.9			

S = 6.671 R-Sq = 78.19% R-Sq(adj) = 75.63%



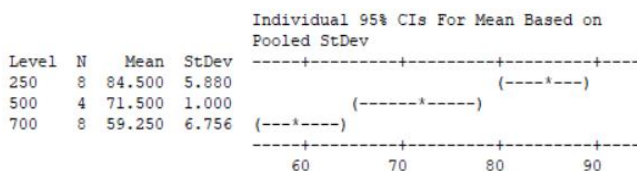
Pooled StDev = 6.671

I

One-way ANOVA: Recuperação Metalúrgica (%) versus Coletor (g/t)

Source	DF	SS	MS	F	P
Coletor	2	2550.7	1275.4	38.41	0.000
Error	17	564.5	33.2		
Total	19	3115.2			

S = 5.762 R-Sq = 81.88% R-Sq(adj) = 79.75%



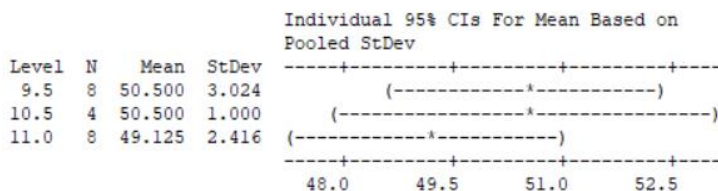
Pooled StDev = 5.762

ANEXO B – TESTES DE HIPÓTESE FLOTAÇÃO EM BANCADA: INFLUÊNCIA DO NÍVEL DE PH NO CONCENTRADO (% FE), REJEITO (% FE), RECUPERAÇÃO MÁSSICA (%) E METALÚRGICA (% FE).

One-way ANOVA: Teor Fe Concentrado (%) versus pH

Source	DF	SS	MS	F	P
pH	2	9.08	4.54	0.72	0.503
Error	17	107.87	6.35		
Total	19	116.95			

S = 2.519 R-Sq = 7.76% R-Sq(adj) = 0.00%

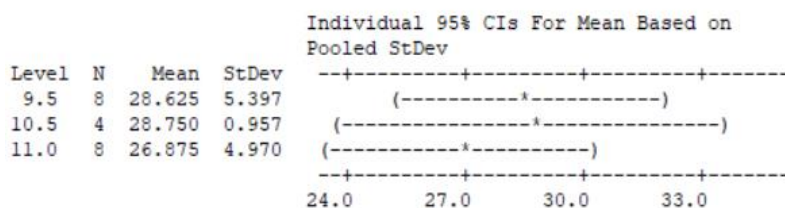


Pooled StDev = 2.519

One-way ANOVA: Teor Fe Rejeito (%) versus pH

Source	DF	SS	MS	F	P
pH	2	15.5	7.7	0.35	0.712
Error	17	379.5	22.3		
Total	19	395.0			

S = 4.725 R-Sq = 3.91% R-Sq(adj) = 0.00%



Pooled StDev = 4.725

One-way ANOVA: Recuperação Mássica (%) versus pH

Source	DF	SS	MS	F	P
pH	2	129	65	0.33	0.724
Error	17	3339	196		
Total	19	3469			

S = 14.02 R-Sq = 3.73% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
9.5	8	57.63	16.34
10.5	4	58.75	2.22
11.0	8	63.13	14.43

48.0 56.0 64.0 72.0

Pooled StDev = 14.02

One-way ANOVA: Recuperação Metalúrgica (%) versus pH

Source	DF	SS	MS	F	P
pH	2	121	61	0.34	0.713
Error	17	2994	176		
Total	19	3115			

S = 13.27 R-Sq = 3.90% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
9.5	8	69.13	15.89
10.5	4	71.50	1.00
11.0	8	74.63	13.22

63.0 70.0 77.0 84.0

Pooled StDev = 13.27

ANEXO C – TESTES DE HIPÓTESE FLOTAÇÃO EM BANCADA: INFLUÊNCIA DA ROTAÇÃO DE FLOTAÇÃO (RPM) NO CONCENTRADO (% FE), REJEITO (% FE), RECUPERAÇÃO MÁSSICA (%) E METALÚRGICA (% FE).

One-way ANOVA: Teor Fe Concentrado (%) versus Rotação Flotação (rpm)

Source	DF	SS	MS	F	P
Rotação Flotação	2	34.58	17.29	3.57	0.051
Error	17	82.38	4.85		
Total	19	116.95			

S = 2.201 R-Sq = 29.56% R-Sq(adj) = 21.28%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
550	8	48.375	2.875
600	4	50.500	1.000
700	8	51.250	1.753

48.0 49.6 51.2 52.8

Pooled StDev = 2.201

One-way ANOVA: Teor Fe Rejeito (%) versus Rotação Flotação (rpm)

Source	DF	SS	MS	F	P
Rotação Flotação	2	7.2	3.6	0.16	0.855
Error	17	387.8	22.8		
Total	19	395.0			

S = 4.776 R-Sq = 1.82% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
550	8	27.250	5.230
600	4	28.750	0.957
700	8	28.250	5.258

24.0 27.0 30.0 33.0

Pooled StDev = 4.776

One-way ANOVA: Recuperação Mássica (%) versus Rotação Flotação (rpm)

Source	DF	SS	MS	F	P
Rotação Flotação	2	351	175	0.96	0.404
Error	17	3118	183		
Total	19	3469			

S = 13.54 R-Sq = 10.11% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
550	8	65.00	15.48
600	4	58.75	2.22
700	8	55.75	14.27

48.0 56.0 64.0 72.0

Pooled StDev = 13.54

One-way ANOVA: Recuperação Metalúrgica (%) versus Rotação Flotação (rpm)

Source	DF	SS	MS	F	P
Rotação Flotação	2	196	98	0.57	0.575
Error	17	2919	172		
Total	19	3115			

S = 13.10 R-Sq = 6.31% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
550	8	75.38	13.35
600	4	71.50	1.00
700	8	68.38	15.44

63.0 70.0 77.0 84.0

Pooled StDev = 13.10

ANEXO D – TESTES DE HIPÓTESE FLOTAÇÃO EM BANCADA: INFLUÊNCIA DA VAZÃO DE AR(NL/MIN) NO CONCENTRADO (% FE), REJEITO (% FE), RECUPERAÇÃO MÁSSICA (%) E METALÚRGICA (% FE).

One-way ANOVA: Teor Fe Concentrado (%) versus Vazão de Ar [NL/min]

Source	DF	SS	MS	F	P
Vazão de Ar [NL/	2	10.58	5.29	0.85	0.447
Error	17	106.38	6.26		
Total	19	116.95			

S = 2.501 R-Sq = 9.04% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev	CI Lower	CI Upper
3	8	50.250	2.964	48.0	52.8
5	4	51.000	1.155	49.6	52.8
7	8	49.125	2.416	48.0	51.2

Pooled StDev = 2.501

One-way ANOVA: Teor Fe Rejeito (%) versus Vazão de Ar [NL/min]

Source	DF	SS	MS	F	P
Vazão de Ar [NL/	2	13.6	6.8	0.30	0.743
Error	17	381.4	22.4		
Total	19	395.0			

S = 4.736 R-Sq = 3.44% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev	CI Lower	CI Upper
3	8	27.875	5.793	24.0	33.0
5	4	29.500	1.291	27.0	33.0
7	8	27.250	4.496	24.0	30.0

Pooled StDev = 4.736

One-way ANOVA: Recuperação Mássica (%) versus Vazão de Ar [NL/min]

Source	DF	SS	MS	F	P
Vazão de Ar [NL/	2	121	61	0.31	0.739
Error	17	3348	197		
Total	19	3469			

S = 14.03 R-Sq = 3.49% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev	CI Lower	CI Upper
3	8	59.25	16.14	48.0	72.0
5	4	56.25	5.91	56.0	64.0
7	8	62.75	14.24	48.0	72.0

Pooled StDev = 14.03

One-way ANOVA: Recuperação Metalúrgica (%) versus Vazão de Ar [NL/min]

Source	DF	SS	MS	F	P
Vazão de Ar [NL/	2	86	43	0.24	0.789
Error	17	3030	178		
Total	19	3115			

S = 13.35 R-Sq = 2.75% R-Sq(adj) = 0.00%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
3	8	71.00	15.89
5	4	68.75	5.25
7	8	74.13	12.98

Pooled StDev = 13.35