

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

**Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais –
PPGE-3M**

**ALTERNATIVAS PARA O TRATAMENTO DE ULTRAFINOS DE MINÉRIO DE
FERRO DA MINA DO PICO/MG POR FLOTAÇÃO EM COLUNA**

Everton Pedroza dos Santos

Dissertação para obtenção do título de Mestre em Engenharia

Porto Alegre

2010

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

**Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais –
PPGE-3M**

**ALTERNATIVAS PARA O TRATAMENTO DE ULTRAFINOS DE MINÉRIO DE
FERRO DA MINA DO PICO/MG POR FLOTAÇÃO EM COLUNA**

Everton Pedroza dos Santos

Tecnólogo em Materiais

Trabalho realizado no Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM) do Departamento de Engenharia de Minas (DEMIN) e do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGE-3M), como parte dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa

Porto Alegre

2010

Esta Dissertação foi julgada adequada para a obtenção do título de Mestre em Engenharia, área de concentração Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa e aprovada em sua forma final pelos Orientadores e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador: Prof. Dr. Rafael Teixeira Rodrigues
DEMIN/PPGE-3M/UFRGS

Banca Examinadora:

Dr. Elves Matiolo
Bunge Fertilizantes S.A.

Prof. Dr. Ivo André Homrich Schneider
DEMET/PPGE-3M/UFRGS

Prof. Dr. Jorge Rubio
DEMIN/PPGE-3M/UFRGS

Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann
Coordenador do PPGE-3M

Aos meus pais,
Toinho e Eliuma

AGRADECIMENTOS

Aos professores Jorge Rubio e Rafael Teixeira Rodrigues, pela amizade, orientação, paciência e, principalmente pelo incentivo e confiança, fundamentais para o meu aprendizado e amadurecimento, pessoal e profissional.

A todos os funcionários e professores do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (PPGEM-UFRGS).

Ao Instituto de Geociências da UFRGS pelas análises de Difração de Raios-X.

Aos colegas, professores e pesquisadores do Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM-UFRGS), pelas sugestões, contribuições técnicas e amizade.

Aos bolsistas de iniciação científica do LTM, em especial à Camila Centeno, Rodrigo Pasquali, Rochana Machado e Roberto Flores, pela extrema dedicação e auxílio na parte experimental.

À Vale, pelo apoio técnico e financeiro para a realização deste estudo e em especial ao Carlos Gontijo e ao Alysson Borges;

À Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior (CAPES) pelo suporte financeiro;

Aos amigos Renato Dantas e Alex Rodrigues, pelo companheirismo, força e apoio técnico.

Aos meus pais, Antônio Alves dos Santos e Eliuma Cordeiro Pedroza dos Santos, e aos meus irmãos, Elianderson e Elielton, pelo incondicional apoio, confiança e que apesar da distância, sempre estiveram presentes nesta importante etapa de minha vida.

À Giovana, pelo carinho e amor, companhia (mesmo distante), dedicação, confiança, paciência e apoio incondicional durante todo o mestrado.

SUMÁRIO

LISTA DE TABELAS	i
LISTA DE FIGURAS	iii
LISTA DE SÍMBOLOS E ABREVIATURAS	viii
RESUMO	xi
ABSTRACT	xiii
1. INTRODUÇÃO	1
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	4
2.1 O processo de flotação no tratamento de minérios.....	4
2.1.1 Flotação no beneficiamento de minérios de ferro	8
2.1.1.1 Flotação catiônica reversa do quartzo	8
2.1.1.2 Flotação aniônica direta de óxidos de ferro	11
2.1.1.3 Flotação aniônica reversa de quartzo ativado	12
2.1.1.4 Especificações dos produtos de minérios de ferro	12
2.1.2 Processo de flotação em coluna.....	13
2.2 A influência do tamanho de partícula na flotação	19
2.2.1 Classificação do tamanho de partícula	20
2.2.2 Flotação de partículas minerais F-UF.....	21
2.2.3 Alternativas para o tratamento e recuperação de F-UF.....	22
2.2.3.1 Floculação seletiva utilizando polímeros	22
2.2.3.2 Flotação Extensora ou “ <i>Extender</i> ”	24
2.2.3.3 Flotação com bolhas de tamanho intermediário (BI)	26
2.2.3.4 Floculação por cisalhamento (“ <i>Shear flocculation</i> ”).....	27
2.2.3.5 Condicionamento em Alta Intensidade (CAI) como etapa pré-flotação	29
2.2.4 Situação atual das alternativas de tratamento de F-UF.....	31
2.3 Lamas de minérios de ferro	31
2.3.1 Geração das lamas de ferro (deslamagem).....	31
2.3.2 Caracterização das lamas de ferro	33
2.3.3 Processos de tratamento das lamas de ferro	35

3. EXPERIMENTAL	38
3.1 Materiais	38
3.1.1 Ultrafinos de minério de ferro (Mina do Pico)	38
3.1.2 Reagentes.....	39
3.2 Métodos	40
3.2.1 Distribuição granulométrica (difração <i>laser</i>)	40
3.2.2 Classificação (sedimentação em proveta).....	40
3.2.3 Massa específica dos sólidos	43
3.2.4 Caracterização química e mineralógica.....	43
3.2.5 Estudos de flotação convencional em coluna.....	44
3.2.6 Estudos de flotação extensora com óleo emulsificado e CAI	46
3.2.7 Estudo de flotação direta com bolhas intermediárias (BI)	51
3.2.8 Estudo de flotação com amostra classificada	52
3.2.8.1 Amostra classificada I	52
3.2.8.2 Amostra classificada II.....	52
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO	54
4.1 Caracterização dos ultrafinos (lamas) de minério de ferro.....	54
4.1.1 Distribuição granulométrica (difração <i>laser</i>)	54
4.1.2 Caracterização química e mineralógica.....	54
4.2 Caracterização das amostras classificadas por sedimentação (granuloquímica).....	56
4.2.1 Distribuição granulométrica (difração <i>laser</i>)	57
4.2.2 Caracterização química e mineralógica.....	58
4.3 Estudos de flotação em coluna de ultrafinos de minério de ferro	66
4.3.1 Estudos de flotação direta com Oleato de Sódio	67
4.3.2 Estudos de flotação direta com <i>Tall Oil</i>	69
4.3.3 Estudos de flotação direta com Ácido oléico emulsificado.....	71
4.3.4 Estudos de flotação extensora com óleo diesel emulsificado e condicionamento em alta intensidade na flotação direta (EXT-CAI).....	73
4.3.5 Estudos de flotação direta com bolhas intermediárias (BI).....	75

4.3.6	Estudos de flotação extensora com óleo diesel emulsificado e bolhas intermediárias (BI-EXT)	78
4.3.7	Estudos de flotação reversa da lama classificada I.....	80
4.3.7.1	Estudos de flotação extensora e condicionamento em alta intensidade na flotação reversa (EXT-CAI)	81
4.3.8	Estudos flotação reversa com a lama classificada II	82
4.3.8.1	Estudos de flotação extensora e condicionamento em alta intensidade (EXT-CAI)	84
5.	CONSIDERAÇÕES FINAIS	86
6.	CONCLUSÕES.....	87
7.	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	90
8.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	91
	ANEXO 1 – Procedimento de preparo do Oleato de sódio.....	99
	ANEXO 2 – Procedimento de preparo (gelatinização) do amido de milho	100
	ANEXO 3 – Procedimento experimental de picnometria	101
	ANEXO 4 – Resultados dos ensaios de flotação.....	102
	ANEXO 5 – Cálculos utilizados no balanço metalúrgico e de água.....	111
	ANEXO 6 – Dados sobre o tubo poroso (borbulhador) utilizado nos ensaios de flotação	113
	ANEXO 7 – Informações dos principais minerais presentes na lama de minério de ferro	114

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Aplicações dos processos de flotação (Adaptado de Rubio <i>et al.</i> , 2002).....	7
Tabela 2. Especificações dos principais produtos de minério de ferro obtidos pela Vale.	12
Tabela 3. Detalhamento das unidades que utilizam a flotação reversa no beneficiamento do minério de ferro.	14
Tabela 4. Parâmetros operacionais e de projeto das colunas de flotação industriais	18
Tabela 5. Situação atual de alternativas de tratamento de F-UF (adaptado de Rubio <i>et al.</i> , 2003; Rubio <i>et al.</i> , 2004)	31
Tabela 6. Estudos de caracterização das lamas de ferro reportados na literatura.....	34
Tabela 7. Estudos de tratamento das lamas de minério de ferro	37
Tabela 8. Parâmetros utilizados para classificação por sedimentação.	41
Tabela 9. Dados sobre a coluna e parâmetros operacionais utilizados nos ensaios de flotação.....	46
Tabela 10. Tamanho de gota das emulsões óleo diesel/água gerado mecanicamente (emulsificador “Turrax”).....	47
Tabela 11. Dados das condições operacionais do CAI.....	50
Tabela 12. Número de decantações necessário para remoção das partículas finas (amostra classificada I).....	52
Tabela 13. Número de decantações necessário para remoção das partículas finas (amostra classificada II).....	53
Tabela 14. Caracterização química da amostra de lama da Mina do Pico.	55
Tabela 15. Caracterização mineralógica por MEV (QEMSCAN) da amostra de ultrafinos de minério.....	56
Tabela 16. Análise química medida e calculada da amostra de ultrafinos de minério a partir da mineralogia por QEMSCAN	56
Tabela 17. Composição química das frações granulométricas A, B, C e da alimentação (fluorescência de raios-X)	58

Tabela 18. Balanço metalúrgico relativo às frações granulométricas A, B e C	58
Tabela 19. Caracterização mineralógica por MEV (QEMSCAN) das frações granulométricas obtidas por classificação por sedimentação (principais minerais).....	60
Tabela 20. Análise química medida e calculada das frações granulométricas classificadas obtidas a partir da mineralogia por QEMSCAN	61
Tabela 21. Tamanho de partícula (MEV-QEMSCAN) das frações granulométricas obtidas por classificação por sedimentação (principais minerais)	61
Tabela 22. Resultados da classificação da lama por sedimentação – amostra classificada I ..	80
Tabela 23. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada I: Efeito da concentração da Eteramina sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t ⁻¹ ; [Eteramina] = 20, 30, 40, 50 e 60 g.t ⁻¹ ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J _a = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _g = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _w = 0,30 cm.s ⁻¹ ; Camada de espuma = 30 cm.....	81
Tabela 24. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada I, com e sem a utilização do condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação: Efeito da concentração do óleo diesel emulsificado sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t ⁻¹ ; [Eteramina] = 50 g.t ⁻¹ ; [ODE] = 0, 40, 60 e 80 g.t ⁻¹ ; CAI = 0,6 kWh.m ⁻³ ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J _a = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _g = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _w = 0,30 cm.s ⁻¹ ; Camada de espuma = 30 cm.....	82
Tabela 25. Resultados da classificação da lama por sedimentação – amostra classificada II..	83
Tabela 26. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada II: Efeito da concentração da Eteramina sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t ⁻¹ ; [Eteramina] = 20, 30, 40, 50 e 60 g.t ⁻¹ ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J _a = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _g = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _w = 0,30 cm.s ⁻¹ ; Camada de espuma = 30 cm.....	83
Tabela 27. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada II, com e sem a utilização do condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação: Efeito da concentração do óleo diesel emulsificado sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t ⁻¹ ; [Eteramina] = 50 g.t ⁻¹ ; [ODE] = 0, 40, 60 e 80 g.t ⁻¹ ; CAI = 0,6 kWh.m ⁻³ ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J _a = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _g = 0,66 cm.s ⁻¹ ; J _w = 0,30 cm.s ⁻¹ ; Camada de espuma = 30 cm.....	85

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Representação esquemática do filme líquido formado entre a bolha e a partícula (Englert, 2008).....	5
Figura 2. Fenômeno de captura bolha-partícula. (a) aproximação bolha-partícula; (b) colisão bolha-partícula; (c) indução – tempo de adelgaçamento do filme líquido; (d) ruptura do filme líquido e formação de um ângulo de contato (Tabosa, 2007)	6
Figura 3. Representação esquemática de uma coluna de flotação.....	16
Figura 4. Efeito do diâmetro de partícula na recuperação e cinética de flotação (adaptado de Fuerstenau, 1978; Jameson, 1984; Rosa, 1997; Pease, 2006)	20
Figura 5. Interação gota/partícula, espalhamento do óleo e formação de lentes (Testa, 2008).....	25
Figura 6. Adesão bolha/gota/partícula na flotação extensora (Testa, 2008)	25
Figura 7. Fenômeno de agregação entre as partículas F-UF recobertas por um filme de óleo (Testa, 2008).....	25
Figura 8. Adesão por homoagregação e flotação autotransportadora (Testa, 2008)	30
Figura 9. Adesão por heteroagregação e flotação transportadora (Testa, 2008)	30
Figura 10. Fluxograma modificado da planta de beneficiamento da mina do Pico (adaptado de Valadão e Araujo, 2007).....	38
Figura 11. Desenho esquemático do processo de sedimentação	41
Figura 12. Sistema experimental dos estudos de flotação em coluna convencional.	45
Figura 13. Sistema experimental dos estudos de flotação extensora com óleo emulsificado e CAI	47
Figura 14. (a) Aspecto visual do óleo diesel antes e após sua emulsificação. [Óleo Diesel] = 10.000 mg.L ⁻¹ ; (b) Agitador emulsificador de alta rotação (Turrax).....	48
Figura 15. Tanque de condicionamento com perfil retangular.....	49
Figura 16. Impelidor tipo turbina Rushton de 6 aletas.	49
Figura 17. (a) Sistema montado para ensaios com injeção de bolhas intermediárias e (b) constrição do tipo <i>venturi</i>	51

Figura 18. Distribuição granulométrica da amostra de lama de minério de ferro da Mina do Pico (em volume passante) determinada por difração <i>laser</i>	54
Figura 19. Difratoograma de Raios-X da lama de minério de ferro, Mina do Pico.	55
Figura 20. Aspecto das frações classificadas por sedimentação.	57
Figura 21. Distribuição granulométrica das frações A, B e C, classificadas por sedimentação, da lama de minério de ferro (em volume passante) determinada por difração <i>laser</i>	57
Figura 22. Difratoograma de raios-X da fração “A”. C = caulinita; Gb = gibbsita; Go = goethita; H = hematita; Q = quartzo.....	59
Figura 23. Difratoograma de raios-X da fração “B”. C = caulinita; Gb = gibbsita; Go = goethita; H = hematita; Q = quartzo.....	59
Figura 24. Difratoograma de raios-X da fração “C”. C = caulinita; Gb = gibbsita; Go = goethita; H = hematita; Q = quartzo.....	60
Figura 25. Micrografia da fração “A” realizada no MEV-EDS. Condições: Imagem com elétrons secundários (SEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 4000x.....	62
Figura 26. Micrografia da fração “B” realizada no MEV-EDS: Condições: (a) Imagem com elétrons secundários (SEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 6000x. (b) Imagem com elétrons retroespalhados (BEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 1300x.....	62
Figura 27. Micrografia da fração “C” realizada no MEV-EDS. Condições: (a) Imagem com elétrons secundários (SEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 1800x. (b) Imagem com elétrons retroespalhados (BEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 1000x.....	63
Figura 28. Liberação de Fe oxi/hidróxidos, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas.....	64
Figura 29. Liberação do quartzo, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas	64

- Figura 30. Liberação da caulinita, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas65
- Figura 31. Liberação da mistura caulinita/goethita, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas65
- Figura 32. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do oleato de sódio, na presença do dispersante. Condições: reagentes: [Oleato de Sódio] = 250, 500, 1500 e 2750 g.t⁻¹; [Hexametáfosfato de Sódio] = 500 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm..... 67
- Figura 33. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do oleato de sódio, na ausência do dispersante. Condições: reagentes: [Oleato de Sódio] = 250, 500, 1500 e 2750 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 68
- Figura 34. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teor de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do oleato de sódio, na presença (a) e na ausência (b) do dispersante. Condições: reagentes: [Oleato de Sódio] = 250, 500, 1500 e 2750 g.t⁻¹; [Hexametáfosfato de Sódio] = 0 e 500 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 68
- Figura 35. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do *tall oil*, na presença de dispersante. Condições: reagentes: [*Tall Oil*] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; [Hexametáfosfato de Sódio] = 500 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm..... 69
- Figura 36. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração de *tall oil*, na ausência de dispersante. Condições: reagentes: [*Tall Oil*] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 70
- Figura 37. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teor de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração de *tall oil*, na

presença (a) e na ausência (b) de dispersante. Condições: reagentes: [Tall Oil] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; [Hexametáfosfato de Sódio] = 0 e 500 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 70

Figura 38. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do Ácido oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 72

Figura 39. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teores de impurezas, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do Ácido oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 72

Figura 40. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do Óleo Diesel emulsificado, na presença do CAI. Condições: reagentes: [Ácido Oléico emulsificado] = 250 g.t⁻¹; [Óleo Diesel emulsificado] = 0, 40, 60 e 80 g.t⁻¹; CAI = 0,6 kWh.m⁻³; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 73

Figura 41. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro em função da concentração do Óleo Diesel emulsificado, na ausência do CAI. Condições: reagentes: [Ácido Oléico emulsificado] = 250 g.t⁻¹; [Óleo Diesel emulsificado] = 0, 40, 60 e 80 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 74

Figura 42. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teores de impurezas, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do óleo diesel emulsificado, na presença (a) e na ausência (b) do CAI. Condições: reagentes: [Ácido Oléico emulsificado] = 250 g.t⁻¹; [Óleo Diesel emulsificado] = 0, 40, 60 e 80 g.t⁻¹; CAI = 0,6 kWh.m⁻³; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 75

Figura 43. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no

concentrado em função da concentração do Ácido Oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125, 150, 200, 250 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,22 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 76

Figura 44. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Resultados de teores de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do Ácido Oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125, 150, 200, 250 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,22 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 76

Figura 45. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da velocidade superficial do ar (J_g) sobre a recuperação metalúrgica de ferro e do teor de ferro no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 77

Figura 46. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da velocidade superficial do ar (J_g) sobre a os teores de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 78

Figura 47. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da concentração de Óleo Diesel emulsificado sobre a recuperação metalúrgica de ferro e do teor de ferro no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,22 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 79

Figura 48. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da concentração de Óleo Diesel emulsificado sobre os teores de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,22 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm. 79

Figura 49. Distribuição granulométrica da amostra classificada I (em volume passante) determinada por difração *laser*. 80

Figura 50. Distribuição granulométrica da amostra classificada II (em volume passante) determinada por difração *laser*. 82

LISTA DE SÍMBOLOS E ABREVIATURAS

Símbolo	Descrição	Unidade
ε_g	<i>Hold up</i> de gás	%
η	Viscosidade do fluido	N.s.m ⁻²
φ	Fator de potência	-
η_l	Rendimento do motor	-
ρ_{hematita}	Densidade da hematita	kg.m ⁻³
ρ_L	Densidade do líquido (fluido)	kg.m ⁻³
ρ_p	Densidade da partícula	kg.m ⁻³
ρ_{quartzo}	Densidade do quartzo	kg.m ⁻³
A_c	Área da seção transversal da coluna	cm ²
AM-S	Amostra de lama de minério de ferro seca	-
AM-U	Amostra de lama de minério de ferro úmida	-
BEI	Elétrons Retroespalhados	-
BI	Bolha de tamanho intermediário	-
C	Caulinita	-
CAI	Condicionamento em Alta Intensidade	-
d	Distâncias interplanares na Difração de raios-X	-
d_1	Diâmetro da partícula a ser removida no processo de sedimentação	μm
D_{10}, D_{50}, D_{80} e D_{90}	Tamanhos característicos às proporções em que 10, 50, 80 e 90 % do material é passante.	μm
d_b	Diâmetro de bolha	μm
d_c	Diâmetro de corte	μm
D_c	Diâmetro da coluna de flotação	mm
d_p	Diâmetro de partícula	μm ou m
D_{stokes}	Diâmetro de Stokes	μm
E_{col}	Eficiência de coleção	-
EDS	Detector de energia dispersiva de raios-X	-
Emulsão O/A	Emulsão Óleo/Água	-
$E_{\text{transferida}}$	Energia transferida à polpa	kWh.m ⁻³
EXT	Flotação Extensora ou “ <i>Extender</i> ”	-
F-UF	Finos e ultrafinos	-
g	Aceleração da gravidade	m.s ⁻²
Gb	Gibbinita	-
Go	Goethita	-
H	Hematita	-
h	Altura total de polpa nos ensaios de sedimentação em proveta	cm
h_1	Altura(profundidade) de sifonação nos ensaios de sedimentação em proveta	cm

H_c	Altura da coluna	cm
H_{rec}	Altura da seção de recuperação da coluna	cm
H_F	Altura da camada de espuma	cm
I	Corrente medida no sistema	A
J_a	Velocidade superficial do fluxo da alimentação	$cm.s^{-1}$
J_g	Velocidade superficial do gás	$cm.s^{-1}$
$J_{reciclo}$	Velocidade superficial de reciclo no <i>venturi</i>	$m.s^{-1}$
J_w	Velocidade superficial da água de lavagem	$cm.s^{-1}$
k	Constante cinética de flotação	min^{-1}
MEV	Microscopia Eletrônica de Varredura	-
n	Número de decantações	-
ND	Não detectado	-
\emptyset	Ângulo de contato	Graus ($^{\circ}$)
ODE	Óleo diesel emulsificado	-
$\emptyset_{entrada}$	Diâmetro do orifício de entrada do <i>Venturi</i>	mm
$\emptyset_{saída}$	Diâmetro do orifício de saída do <i>Venturi</i>	mm
P	Potência do motor	W
P_a	Probabilidade de adesão	-
P_c	Probabilidade de colisão	-
$P_{com\ motor\ livre}$	Potência do motor com sistema mineral	W
$P_{com\ sistema\ mineral}$	Potência do motor com sistema mineral	W
P_f	Probabilidade de flotação	-
PM	Peso molecular	$g.mol^{-1}$
P_p	Probabilidade de permanência	-
PPC	Perda por calcinação	-
P_r	Probabilidade de remoção	-
PTR	Planta de tratamento de rejeitos	-
$P_{transmitida}$	Potência transmitida à polpa	kW
Q	Quartzo	-
Q_a	Vazão volumétrica de polpa	$mL.min^{-1}$
QEMSCAN	Quantitative Evaluation of Minerlogly by Scanning Electron Microscopy	-
Q_g	Vazão volumétrica de ar	$mL.min^{-1}$
Q_{NF}	Vazão volumétrica de polpa da fração não flotada	$mL.min^{-1}$
Q_w	Vazão volumétrica de água de lavagem	$mL.min^{-1}$
Re	Número de Reynolds da partícula	-
Rec. Fe	Recuperação de ferro na flotação	-
rpm	Rotações por minuto	-
Sb	Fluxo da área superficial de bolhas por área de seção do equipamento	-
SEI	Elétrons Secundários	-
T_R	Tempo de retenção ou residência na coluna de flotação	min
T_r	Tempo de retenção ou residência na célula CAI	h

T_s	Tempo de sedimentação	min
V	Tensão medida no sistema	Volts
V_c	Volume total da coluna	mL
$V_{célula}$	Volume da célula CAI	m^3
V_t	Velocidade terminal de sedimentação	$m.s^{-1}$

RESUMO

Este trabalho teve como objetivo estudar, em escala de laboratório, o tratamento de ultrafinos (lamas) de minério de ferro por flotação em coluna visando obter concentrados com características de *pellet feed* (~ 65 % Fe, ~ 3 % de alumina + sílica). A amostra de ultrafinos de minério de ferro (lamas) foi fornecida pela Vale - Mina do Pico/MG e obtida em uma planta piloto, usando o minério ROM, através de dois estágios de ciclonagem (o *overflow* do segundo estágio de ciclonagem foi coletado e espessado). Os resultados foram avaliados em termos de recuperação metalúrgica e teores de Fe e contaminantes SiO₂ e Al₂O₃ (concentrados e rejeitos). A amostra foi caracterizada quanto à distribuição granulométrica (via difração *laser*), classificação por sedimentação (obtenção de alíquotas para análises granuloquímicas), composição química (fluorescência de raios-X) e composição mineralógica (difração de raios-X e microscopia eletrônica de varredura com análise mineralógica através do sistema QEMSCANTM). A distribuição de tamanho de partícula mostrou-se extremamente fina ($D_{\text{sauter}} = 5 \mu\text{m}$), com 50 % da amostra (em volume) menor do que 3 μm . A caracterização química da amostra mostrou 49 % de Fe, 10 % de sílica, e 9,2 % de alumina, assim como outros elementos em menor percentual como TiO₂ (0,42 %), Mn (0,34 %), P (0,23 %), MgO (0,12 %) e CaO (0,08 %). A análise mineralógica indicou que os principais minerais portadores de ferro foram hematita e goethita, enquanto que caulinita, quartzo e gibbsita, foram os principais minerais de ganga. Análises de tamanho de partícula, químicas e mineralógicas, das frações separadas por sedimentação, mostraram que as frações “finas” ($D_{90} = 22,1 \mu\text{m}$, $D_{50} = 11,9 \mu\text{m}$, $D_{10} = 5,4 \mu\text{m}$; 14,7 % em massa) apresentaram elevadas proporções de hematita e quartzo, enquanto que as frações “coloidais” ($D_{90} = 3,9 \mu\text{m}$, $D_{50} = 1,0 \mu\text{m}$, $D_{10} = 0,26 \mu\text{m}$; 60,5 % em massa) apresentavam maiores proporções de caulinita e goethita. Estudos de MEV – QEMSCAN indicaram elevado grau de liberação da hematita e do quartzo na fração fina. A caulinita apresentou forte associação com a goethita e baixa liberação, principalmente na fração coloidal. Os estudos de flotação em coluna mostraram que tanto a flotação direta, quanto a flotação catiônica reversa, apesar de não atingirem os teores de *pellet feed*, foram capazes de enriquecer consideravelmente os ultrafinos (lamas) de minério de ferro. Os melhores resultados mostraram que, na flotação direta, utilizando as técnicas de condicionamento em alta intensidade (CAI) e a flotação extensora (EXT), é possível obter um concentrado com 62 % de Fe, 2 % de sílica, e 3,7 % de alumina, com 35,7 % de recuperação metalúrgica. Estudos de classificação pré-flotação reversa mostraram que é possível enriquecer os ultrafinos de minério de ferro para 56-57 % de Fe, com 4-5 % de

alumina (35-43 % de recuperação metalúrgica). Os estudos de flotação reversa mostraram que, dependendo da eficiência de classificação, concentrados com teores da ordem de 60-64 % de Fe, 1,8-3,7 % de sílica e 1,9-3,8 % de alumina, com uma recuperação metalúrgica global entre 32-42%, podem ser obtidos. Os melhores resultados mostraram que, na flotação reversa utilizando o condicionamento em alta intensidade (CAI) e a flotação extensora (EXT), é possível obter um concentrado com 64 % de Fe, 1,8 % de sílica, e 1,9 % de alumina com 42,7 % de recuperação metalúrgica global. O efeito da flotação com bolhas geradas por reciclo de polpa também foi avaliado. Os resultados são discutidos em termos dos parâmetros físicos, químicos e físico-químicos relacionados à contaminação superficial, baixa seletividade na agregação/floculação e captura (partículas ultrafinas-bolha).

ABSTRACT

The aim of this work was to evaluate, at laboratory scale, the feasibility of producing pellet grade concentrate (~ 63% Fe and ~ 3% combined alumina and silica) by beneficiation of ultrafine iron ore tailing (slime) using column flotation. In order to assist the experimental investigations also was carried out a detailed characterization of the slime. The ultrafine iron ore tailing sample was provided by Vale - Pico Mine/MG and was obtained, by cycloning, in a two-stage classification circuit using the ROM ore (the overflow of the secondary cyclone was collected and thickened). The results were evaluated through metallurgical recoveries and grades of Fe and contaminants SiO₂ and Al₂O₃ (concentrates and tailings). The characterization of the iron ore slime consisted of various methods, including size analysis (via laser diffraction), classification (sedimentation technique - in order to collect samples in each size range), chemical analysis (X-ray fluorescence) and mineralogical analysis (X-ray diffraction study and quantitative evaluation of mineralogy by scanning electron microscopy - QEMSCANTM system). Particle size measurements showed that the slime was extremely fine ($D_{\text{sauter}} = 5 \mu\text{m}$) with substantial amount of particles below 3 μm (50 % by volume, D_{80} of the distribution was about 10 micron). Chemical analysis of iron ore slime revealed that the sample on an average contained Fe (49 %), silica (10 %), alumina (9.2 %) and other less representative radicals such as TiO₂ (0.42%), Mn (0.34%), P (0.23 %), MgO (0.12%) and CaO (0.08%). The characterization studies by X-ray diffraction revealed that hematite and goethite were the main iron-bearing minerals, while kaolinite, quartz and gibbsite were the main gangue mineral constituents. Particle size measurements, chemical and mineralogical compositions of fractions obtained by sedimentation also were carried out for each size range. It was verified that hematite and quartz were present in great quantity in the fine size fractions ($D_{90} = 22.1 \mu\text{m}$, $D_{50} = 11.9 \mu\text{m}$, $D_{10} = 5.4 \mu\text{m}$; 14.7 % by mass) while, kaolinite and goethite were more abundant in the colloidal size fractions ($D_{90} = 3.9 \mu\text{m}$, $D_{50} = 1.0 \mu\text{m}$, $D_{10} = 0.26 \mu\text{m}$; 60.5 % by mass). MEV – QEMSCAN studies indicated that the degree of liberation of both hematite and quartz minerals were substantial in coarser size classes. Kaolinite was closely associated with goethite and showed poor liberation. Column flotation studies (25 mm diameter glass column) showed that both, direct flotation and reverse cationic flotation of silica, are possible alternatives to improve the grade of the ultrafine iron ore tailing. The direct flotation results indicated that concentrates with grades of more than 62% Fe (2 % silica, and 3.7 % alumina) with metallurgical recovery of 35.7 % could be achieved. Classification experiments done prior to reverse flotation studies indicated excellent rejection of alumina

(kaolinite) could be obtained through physical separation. The grade of the slime could be improved to 56 % Fe and 4-5 % alumina (35-43 % Fe recovery). Reverse flotation studies indicated that, depending on the classification efficiency, concentrates with grades of the order of 60-64% Fe, 1.8-3.7 % silica and 1.9-3.8 % alumina with global metallurgical recovery between 32-42 % could be achieved. The effect of the extender flotation, high intensity conditioning (HIC) as a pre-conditioning stage of pulp, and flotation with fine bubbles generated by tailings recirculation were also evaluated. The results obtained are discussed in terms of physical, chemical and physico-chemicals parameters related to particle surface contamination, poor selectivity in the aggregation/flocculation step and capture (of ultrafine particles by bubbles) phenomena.

1. INTRODUÇÃO

O progressivo esgotamento dos depósitos minerais e o aumento da preocupação com a conservação dos recursos não-renováveis têm forçado o setor mineral a recuperar minérios de baixos teores e finamente disseminados. Essa disseminação requer uma moagem excessiva para liberação dos minerais e tornar possível a separação seletiva, levando a geração e, conseqüentemente, a necessidade de processamento de partículas finas e ultrafinas.

O Brasil é o país que possui o maior número de colunas de flotação de minério de ferro do mundo, sendo estas indispensáveis para o tratamento deste minério, tendo em vista o seu excelente desempenho com materiais finos (Martins *et al.*, 2002). Dentre os processos de concentração de minérios de ferro, a tecnologia mais utilizada é a flotação catiônica reversa, porém a flotação aniônica direta dos óxidos de ferro, com uso de ácidos graxos como coletores, tem se mostrado uma rota atrativa de concentração de minérios de baixo teor e materiais atualmente depositados em bacias de rejeitos (Araujo *et al.*, 2005).

As alternativas para o aumento de recuperação de finos e ultrafinos são diversas e apresentam um grau diferenciado de eficiência. Estas são baseadas em novos conceitos de diminuição da geração (na usina de concentração) de finos e ultrafinos, de otimização da “captura” de partículas por bolhas e do aumento do tamanho das partículas problema. Dentre as técnicas com maior potencial, estão a flotação com óleos emulsificados: “*extender*” ou extensora (Rubio *et al.*, 2003; Rubio *et al.*, 2004), o condicionamento em alta intensidade (CAI) seguido de flotação (Rubio *et al.*, 2004; Testa, 2008) e a utilização de bolhas de tamanho intermediário nas células de flotação (Rubio *et al.*, 2004; Rodrigues, 2004).

No processo de flotação “*extender*”, óleos não polares são utilizados como tal ou na forma de emulsão (para aumentar sua difusão em solução aquosa) em concentrações da ordem de 20-100 g.t⁻¹ juntamente com os coletores tradicionais. A palavra “*extender*” refere-se ao fenômeno de espalhamento do óleo em superfícies hidrofóbicas causando um aumento significativo na hidrofobicidade das partículas. Em relação aos microfenômenos que operam, é importante destacar que a característica mais marcante no uso de óleos, não é a adsorção e sim uma “interação” entre gotas e partículas. Como as gotas são hidrofóbicas (portanto insolúveis em água), a interação ocorre por forças hidrofóbicas com as partículas que já possuem coletor e inclui etapas de colisão e adesão. Imediatamente após ocorrer a adesão, o óleo se “espalha” sobre a superfície da partícula, aumentando consideravelmente a hidrofobicidade. As mesmas podem, sob turbulência, se agregar e resolver o problema de tamanho e flotação incipiente (Rubio *et al.*, 2003; Rubio *et al.*, 2004).

No condicionamento em alta intensidade (CAI) o objetivo é provocar a agregação hidrofóbica e posterior flotação através do condicionamento da polpa pré-flotação em regime de alta turbulência. O êxito deste processo é função (entre outros) da eficiência desta agregação por adesão das frações F-UF na superfície de partículas maiores e com maior flotabilidade entre si. Dentre os fenômenos que ocorrem no CAI destaca-se a adesão “provocada” das partículas finas entre si ou na superfície das partículas maiores (médias). Esta adesão se obtém através da agitação intensa que permite otimizar as colisões efetivas causando a “agregação” das frações F-UF na superfície das maiores. Se as maiores são de composição mineralógica diferente, o processo de flotação é denominado transportadora. Caso as partículas sejam da mesma espécie, o processo é chamado autotransportadora. Em condições de alto cisalhamento, as próprias finas e ultrafinas se agregam entre si pelo processo de homoagregação por efeito hidrofóbico (Valderrama, 1997; Rosa, 1997; Testa, 2008).

A diminuição do tamanho de bolhas (bolhas intermediárias) é outra alternativa para melhorar a flotação das partículas F-UF, o que corresponde a um aumento na área superficial de bolhas e, portanto em um aumento da probabilidade de colisão com as partículas, para uma determinada vazão de gás. Esta alternativa tem por objetivo ampliar a distribuição do tamanho das bolhas, injetando bolhas com diâmetros entre 100-600 μm (Rodrigues e Rubio, 2003). O tamanho de bolhas é uma das variáveis físicas de maior impacto na flotação, afetando principalmente a eficiência de captura de partículas pelas bolhas e o *hold up* de ar. (Rodrigues, 2004). Em qualquer sistema de flotação existe uma faixa de tamanho de partículas, portanto, deve-se dispor de uma determinada distribuição de tamanho de bolhas para que a “captura” de partículas por bolhas seja maximizada. Para uma ampla distribuição granulométrica de partículas, teoricamente necessita-se de uma correspondente distribuição de tamanho de bolhas. Isto não ocorre nas condições atuais de flotação em usinas de tratamento de minérios e por isso, a recuperação das partículas minerais F-UF é normalmente baixa (Rubio *et al.*, 2004).

O minério de ferro extraído da mina é beneficiado para remoção de impurezas tais como sílica e alumina e aumento de teor. Entretanto, no processo de beneficiamento surge uma fração de rejeito (que inclui partículas grossas e finas), sendo normalmente dispostas em bacias de rejeitos para posterior tratamento e/ou recuperação. Em algumas mineradoras, cerca de 20 % da alimentação diária são despejadas em bacias de rejeitos sob a forma de lamas (partículas inferiores a 10 μm), que possuem teores de ferro mais elevados e de sílica inferiores aos da alimentação. O aproveitamento desse material é muito interessante para sua

utilização na pelotização, devido a sua granulometria adequada. Além disso, haveria uma diminuição do volume de material a ser depositado em bacias de rejeitos, amenizando um problema ambiental, bem como para o aumento da vida útil das jazidas (Martins *et al.*, 2002).

De acordo Srivastava *et al.* (2001), um dos primeiros problemas que surge na recuperação das lamas de ferro é a caracterização da composição desse rejeito e da origem do minério. As características físicas e químicas dessas lamas dependem basicamente das operações de moagem e dos constituintes da água do processo (Ghose e Sen, 2001). Segundo Oliveira (2006) as propriedades superficiais das lamas influenciam o fenômeno de recobrimento de lamas sobre as partículas (“*slime coating*”), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha-partícula e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes. Os principais constituintes destas lamas são a sílica, alumina e ferro na forma de óxidos/hidróxidos. Outros constituintes, em menor proporção, na forma de óxidos de Mn, Cr, Co, Ni, Cu, Zn, etc., podem ser encontrados (Ghose e Sen, 2001). De acordo com Queiroz *et al.* (2004) a composição mineralógica da lama de ferro também influencia na flotação. As lamas constituídas por caulinita afetam muito menos a flotabilidade do quartzo com eteraminas do que lamas naturais de minérios de ferro, constituídas por uma mistura de diversos minerais tais como goethita, hematita, caulinita e gibbsita.

Este trabalho teve como objetivo contribuir para o estudo de rotas tecnológicas para o beneficiamento de ultrafinos de minérios de ferro oriundas da Mina do Pico-MG. Os objetivos específicos incluem a caracterização dessas lamas e estudos de flotação direta e reversa utilizando técnicas de recuperação de finos (CAI, EXT e BI), visando obter concentrados de ferro com as características de produto “*pellet feed*”.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 O processo de flotação no tratamento de minérios

A flotação é um processo físico-químico de separação seletiva de partículas (ou agregados) de uma suspensão pela adesão a bolhas de ar. As unidades formadas por bolhas e partículas apresentam uma densidade aparente menor do que o meio aquoso e ascendem (flotam) até a superfície de um reator (célula de flotação) ou interface líquido-ar, onde são removidas.

Este processo baseia-se na diferença da capacidade de partículas aderirem a uma interface. Devido a este fato, os reagentes que controlam essa propriedade, como reagentes hidrofobizantes (coletores), coagulantes, floculantes e modificadores de carga, desempenham um papel importante na otimização de vários microprocessos envolvidos. Portanto, a flotação de partículas em suspensão é um fenômeno cinético composto por diferentes etapas (microfenômenos). Um modelo probabilístico desse processo tem sido estudado por diversos autores (Collins e Jameson, 1976; King, 1982; Ek, 1992) e pode ser expressa pela seguinte equação:

$$P_f = P_c \cdot P_a \cdot P_p \cdot P_r \quad \text{Eq. (1)}$$

onde P_f , P_c , P_a , P_p e P_r são as respectivas probabilidades de flotação, colisão, adesão, permanência e remoção.

A probabilidade de colisão é um subprocesso não seletivo, ou seja, tanto as partículas hidrofóbicas quanto as hidrofílicas têm a mesma probabilidade de colisão (Collins e Jameson, 1976). Segundo Yoon e Luttrell (1989), a probabilidade de colisão entre uma bolha de ar e uma partícula é diretamente proporcional ao quadrado do diâmetro de partícula (d_p) e inversamente proporcional ao quadrado do diâmetro da bolha (d_b):

$$P_c \propto \frac{d_p^2}{d_b^2} \quad \text{Eq.(2)}$$

onde d_p e d_b são os diâmetros da partícula e da bolha, respectivamente.

A probabilidade de adesão bolha-partícula é a etapa (microprocesso) mais importante da flotação e depende de uma série de características do sistema de flotação, incluindo tamanho de bolha, tamanho de partícula, propriedades superficiais da fase dispersa, temperatura, propriedades físico-químicas da fase contínua e das condições hidrodinâmicas.

Para que ocorra a adesão é necessário o deslocamento do filme líquido da superfície mineral pela bolha de ar (Dobby, 1984). A Figura 1 mostra o esquema do filme líquido formado entre a bolha de ar e a partícula mineral.

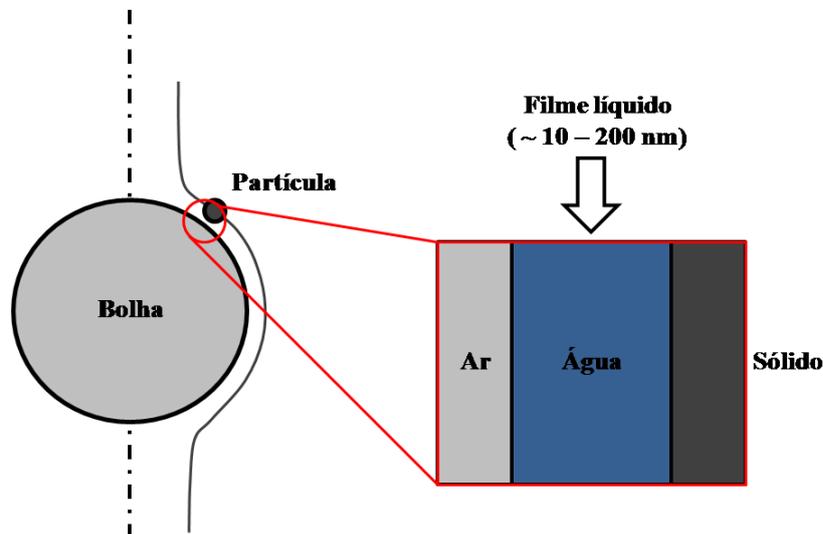


Figura 1. Representação esquemática do filme líquido formado entre a bolha e a partícula (Englert, 2008)

Este fenômeno ocorre somente se a força de interação resultante entre a superfície mineral e a bolha de ar for de caráter atrativo, condição que é determinada pela hidrofobicidade da superfície. A sequência do mecanismo para a adesão bolha-partícula inclui as seguintes etapas (Ahmed e Jameson, 1989):

- i. Aproximação entre a partícula e a bolha;
- ii. Adelgaçamento do filme líquido entre a partícula e a bolha;
- iii. O retrocesso do filme residual para gerar uma interface ar-sólido;

Existe a condição de ordem cinética (fundamentalmente fatores hidrodinâmicos) para que ocorra a adesão. O contato bolha-partícula deve ter tempo suficiente para que ocorra a indução, o adelgaçamento do filme líquido e sua ruptura e o deslocamento do filme líquido até o ponto de equilíbrio (Dobby, 1984; Schulze, 1989). Esse fenômeno está representado na Figura 2.

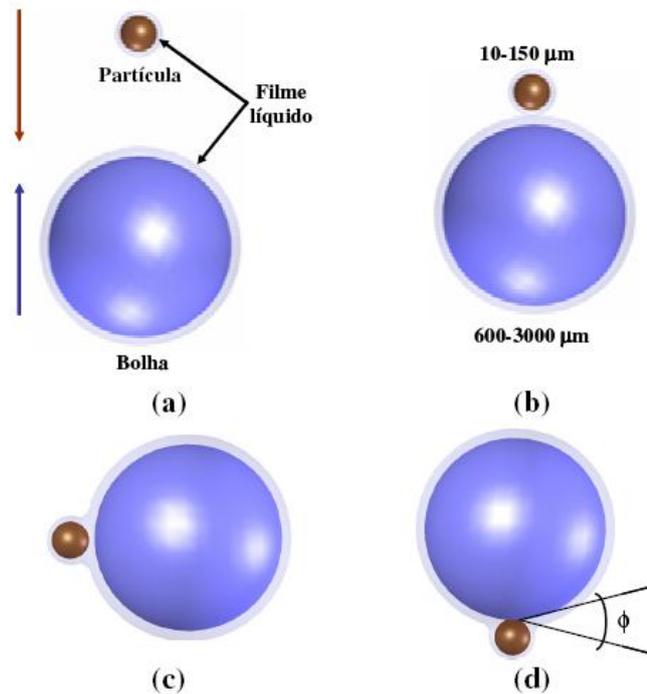


Figura 2. Fenômeno de captura bolha-partícula. (a) aproximação bolha-partícula; (b) colisão bolha-partícula; (c) indução – tempo de adelgaçamento do filme líquido; (d) ruptura do filme líquido e formação de um ângulo de contato.

A probabilidade de permanência (resistência) inclui os subprocessos que seguem à captura, ou seja, ascensão das unidades bolha-partícula e sua recuperação como produto flotado. Os dois principais fatores nesta etapa são: um fator relacionado com a resistência ao cisalhamento na ascensão entre as próprias partículas e outro com o fenômeno de ruptura via colapso das unidades bolha-partícula. Este fator depende, portanto, de parâmetros termodinâmicos (hidrofobicidade), hidrodinâmicos (turbulência, fricção, velocidade de ascensão, densidade das partículas e aceleração das unidades bolha-partícula) e físicos (teor do material a ser flotado, diâmetro das partículas e das bolhas, viscosidade e densidade da polpa).

A probabilidade de remoção das unidades bolha-partícula está relacionada com a capacidade de transferência dessas unidades ao produto flotado via coleta mecânica e (principalmente nas colunas de flotação) com a probabilidade de drenagem da espuma. A drenagem da espuma depende da estrutura da espuma (tipo de espumante), concentração de sólidos (razão água/sólidos), diâmetro das partículas de ganga e largura dos canais de drenagem. Este fator é controlado por parâmetros termodinâmicos (hidrofobicidade - ângulo de contato, θ), pelos diâmetros das partículas e bolhas e por parâmetros físicos, como a viscosidade-rigidez (proporção de sólidos) da espuma e a ação mecânica do raspador de espuma.

O processo de flotação, originalmente patenteado em 1906 para o processamento de sulfetos de cobre, chumbo e zinco, tem se expandido e atualmente inclui o processamento de diferentes sistemas minerais: prata; níquel; sulfetos contendo ouro; óxidos, tais como hematita e cassiterita; minerais oxidados, como malaquita e cassiterita; e minerais não metálicos, como fluorita, fosfatos e carvão. Este processo é o mais importante na recuperação e/ou concentração de minerais, além de apresentar aplicações nas mais diversas áreas, conforme apresentado na Tabela 1.

Tabela 1. Aplicações dos processos de flotação (Adaptado de Rubio *et al.*, 2002)

MINERAÇÃO E METALURGIA
<p>Tratamento de Minérios (Separação seletiva de partículas minerais):</p> <ul style="list-style-type: none"> • Minerais sulfetados: Cu, Pb, Zn, Mo, Fe, Ni; • Oxi-Minerais: Óxidos de Mn, Nb, Cr, Ti, Fe, Al, Si, Argilas, etc.; • Minerais semisolúveis (não metálicos, industriais): Fosfatos, CaF₂ (fluorita), CaWO₄ (scheelita), Magnesita (MgSO₄), Barita (BaSO₄), Calcita (CaCO₃); • Metais nativos: Au, Ag, Hg; • Carvão “metalúrgico”; • Sais solúveis: KCl, NaCl; • Beneficiamento (adequação) de matérias primas (remoção de impurezas em feldspatos, caulim, argilas para cerâmicos, tintas e outros); • Outros: Iodo, Ácido Bórico, Betume mineral.
<p>Meio Ambiente (Separação sólido/líquido, sólido/líquido/líquido ou líquido/líquido):</p> <ul style="list-style-type: none"> • Efluentes de usinas de tratamento por flotação de minérios, espessadores ou de concentração gravimétrica de finos (ciclones, espirais, mesas concentradoras); • Tratamento de compostos orgânicos (plantas de extração por solvente), óleos, graxas e corantes; • Tratamento de efluentes contendo metais pesados (Ag⁺¹, Sn⁺², As⁺³, Cr⁺³/Cr⁺⁶, Au⁺²/Au⁺⁴, Be⁺², Cd⁺², Co⁺², Ga⁺², Ge⁺⁴, Hg⁺², Pb⁺², Mn⁺², Ni⁺², Cu⁺², Zn⁺², Sb⁺³, Se⁺²) e ânions (CN, CrO₄, S⁻², AsO₄, SO₄, PO₄, MoO₄, F⁻¹); • Reciclo de águas (filtros): Remoção de ânions e íons cálcio; • Tratamento de DAM – Drenagem Ácida de Minas. • Tratamento de águas para uso industrial e doméstico; • Tratamento de esgotos domésticos (remoção de flocos biológicos, sólidos suspensos).
PROCESSOS INDUSTRIAIS
<ul style="list-style-type: none"> • Separação de proteínas; • Impurezas na indústria de cana de açúcar; • Separação de óleos, graxas, tensoativos (surfactantes, detergentes), remoção de odor e resíduos sólidos de indústrias alimentícias; • Reciclo de plásticos, pigmentos, corantes e fibras; • Separação tinta-papel, borracha, resinas, pigmentos dos “tonners” de impressoras; • Remoção de óleos emulsificados nas indústrias química e petroquímica; • Espessamento (adensamento) de lodos ativados; • Reuso (reciclo) de águas de processo (PET, lavagem de veículos, aviões).
OUTROS
<ul style="list-style-type: none"> • Separação-remoção de microorganismos (algas, fungos, bactérias); • Separação de metais em química analítica; • Tratamento de solos: remoção de pesticidas, óleos e elementos radioativos; • Tratamento de águas de processo no controle de corrosão, remoção de detergentes;

No cenário mineral brasileiro atual a flotação é responsável pelo beneficiamento de minérios de ferro, fosfato, grafita, magnesita, talco, sulfetos de cobre, sulfetos de chumbo-zinco, óxidos de zinco, níquel, ouro, nióbio, fluorita, carvão, feldspato, silvita e resíduos hidrometalúrgicos contendo prata (Araújo e Peres, 1995).

A importância desse processo tem motivado o desenvolvimento de novos equipamentos que promovam melhorias substanciais na qualidade dos concentrados, somadas aos ganhos no desempenho metalúrgico e à economia nos custos de capital e de operação, dentre os quais se destaca a coluna de flotação (Flint *et al.*, 1992; Oliveira e Aquino, 2005).

2.1.1 Flotação no beneficiamento de minérios de ferro

O processo de flotação, utilizado extensivamente para outros minerais metálicos, tem sido bastante aplicado para o beneficiamento de minérios de ferro não-magnéticos, podendo ser usado como único processo de concentração ou como um estágio de concentração final para obtenção de produto com alto teor (Lopes, 2009).

Existem diferentes rotas de flotação do minério de ferro quando o quartzo é o principal mineral de ganga (Araujo *et al.*, 2005):

- i. flotação catiônica reversa do quartzo;
- ii. flotação aniônica direta de óxidos de ferro;
- iii. flotação aniônica reversa de quartzo ativado.

A maior parte das pesquisas de flotação do minério de ferro ocorreu nos EUA durante as décadas de 30 e 40. A Hanna Mining associada com Cyanamid desenvolveu as duas rotas de flotação aniônica, depois aplicadas industrialmente durante a década de 50, em Michigan e Minnesota. Simultaneamente, a filial USBM em Minnesota desenvolveu a rota de flotação catiônica reversa, tornando-se eventualmente a rota mais praticável para flotação de minérios de ferro nos EUA e em outros países ocidentais (Araujo *et al.*, 2005; Araujo *et al.*, 2006)

2.1.1.1 Flotação catiônica reversa do quartzo

Na flotação catiônica reversa, o coletor tradicionalmente utilizado é a eteramina, que também funciona como espumante. Como a solubilidade da amina em água é muito baixa, é necessário a neutralização da mesma, pelo menos parcialmente, com ácido acético para aumentar a sua solubilidade, porém graus de neutralização elevados podem reduzir o índice de remoção do quartzo na espuma. Grande parte das eteraminas é fornecida com graus de neutralização que variam entre 25% e 30% (Araujo *et al.*, 2005; Araujo *et al.*, 2006). Essa neutralização parcial consiste na formação de um sal de amina primária no qual o acetato é o

radical aniônico e o íon alquil-amina é a parte catiônica. Para aumentar a solubilidade do coletor, grupos éter têm sido incorporados na sua estrutura, resultando na seguinte composição química (Lima *et al.*, 2005):

Acetato de eteramina alquil (decil):



Eteramina Alquil (decil):



A substituição parcial da amina por óleos não-polares (óleos combustíveis) na forma de emulsão ou como tal, tem se mostrado uma rota bastante atrativa, pois os preços dos óleos combustíveis são menores que os da amina e não foram detectados impactos ambientais significativos (Araujo *et al.*, 2005).

Pereira (2004) estudou a substituição parcial da eteramina por óleo diesel, concluindo que é possível a substituição de até 20% de coletor, sem afetar o desempenho da flotação. Verificou também, que essa substituição é possível mediante uma emulsificação prévia do óleo diesel com água e amina, através da utilização de um reagente emulsificante e de emulsificação mecânica.

Na flotação catiônica reversa, os minerais de ferro também estão susceptíveis à flotação na presença de amina, principalmente as de cadeias maiores, devido à componente eletrostática do mecanismo de adsorção das aminas. Desta forma, torna-se necessária a adição de um depressor, que irá permitir a seletividade do coletor para o quartzo, reforçando o caráter hidrofílico dos minerais de ferro. Os reagentes depressores mais utilizados neste sistema são os amidos (Mapa, 2006). O amido pode ser extraído de diversas espécies vegetais como milho, cassava, batata, trigo, arroz, mandioca, entre outros. O amido de milho é extremamente empregado na indústria mineral devido à disponibilidade de grande quantidade (Araujo *et al.*, 2005).

O amido de milho é usado na flotação de minério de ferro no Brasil desde 1978. O nome comercial deste produto era *Collamil*, consistindo de um pó muito fino e de elevada pureza, sendo chamado de amido convencional. Por razões comerciais, as empresas iniciaram em 1984 a busca por amidos alternativos, os chamados amidos não-convencionais (Monte e Peres, 2004).

A maior parte dos amidos constitui-se, basicamente, de dois compostos de composição química semelhante e estruturas de cadeia distintas (Peres e Correa, 1996):

- Amilose, um polímero linear no qual as unidades D-glicose se unem através de ligações α -1, 4 glicosídicas;
- Amilopectina, um polímero ramificado no qual as ramificações se unem à cadeia principal através de ligações α -1, 6 glicosídicas.

A proporção amilopectina/amilose na fração amilácea das diversas substâncias vegetais, ou mesmo no caso de variedades de um mesmo vegetal pode diferir significativamente. No caso do amido de milho, a relação 3/1 prevalece para as modalidades comuns do milho amarelo e para o milho ceroso a composição da fração de amilose se aproxima da amilopectina pura. As cadeias poliméricas que consistem os amidos de milho chamados não modificados apresentam como característica essencial um elevado peso molecular. Além da alta hidrofiliabilidade das macromoléculas e característica aniônica fraca, devido à presença dos grupos OH na unidade básica, a glicose, o tamanho da molécula e as propriedades das moléculas, permitem uma conformação alongada da cadeia que se estende na solução, permitindo o mecanismo de pontes entre as partículas minerais na polpa com consequente floculação (Peres e Correa, 1996; Monte e Peres, 2004).

Os amidos não modificados são insolúveis em água fria e seu emprego como reagente de flotação depende de um processo, conhecido como gelatinização, que pode ser efetuado através de aquecimento e/ou adição de NaOH, sendo o segundo método o mais utilizado e o único aplicado industrialmente no Brasil (Araujo *et al.*, 2006).

A gelatinização por efeito térmico consiste no aquecimento de uma suspensão de amido em água a uma temperatura maior que 56°C que permita o enfraquecimento das pontes de hidrogênio intergranulares e, conseqüentemente, o inchamento dos grânulos, tornando-os solúveis. Já o processo de gelatinização por adição de NaOH, consiste na absorção de parte do álcali da solução diluída de hidróxido de sódio pelas moléculas da suspensão do amido. As principais variáveis do processo são o nível de adição de NaOH e o tempo de gelatinização (Peres e Correa, 1996; Monte e Peres, 2004).

Segundo Turrer *et al.* (2005), a utilização de um floculante seletivo juntamente com o amido pode melhorar o desempenho da flotação pela formação de flocos maiores, nos quais os fenômenos de diminuição da recuperação do elemento útil, devido à presença de partículas finas, seriam minimizados. Em seus estudos, na flotação catiônica reversa de minério de ferro da Mina do Pico com a utilização de poliácridamidas catiônicas e não iônicas de alto peso molecular, obtiveram aumentos na recuperação metalúrgica da ordem de 5,6% e 7,8%, respectivamente. Porém houve uma perda na qualidade do concentrado, aumentando o teor de sílica da ordem de 1,58% e 0,12%, respectivamente.

2.1.1.2 Flotação aniônica direta de óxidos de ferro

Historicamente, o método de flotação direta com reagentes aniônicos foram os primeiros a serem testados e aplicados nos óxidos de ferro. Os seguintes reagentes são usados: (Houot, 1983; Montes-Sotomayor *et al.*, 1998).

- Sulfonatos de petróleo e combustíveis;
- Ácidos graxos (Hanna float e processos derivados);
- Processos duplos (sulfonato de petróleo + ácidos graxos ou adição de ácidos graxos em duas etapas);
- Hidroxamatos.

Este método de flotação tem se mostrado como uma rota atrativa de concentração de minérios de baixo teor e materiais atualmente depositados em bacias de rejeitos. Os ácidos graxos são os coletores mais utilizados, mas a depressão dos minerais de ganga ainda é um desafio a ser superado (Araujo *et al.*, 2005).

De acordo com Shibata e Fuerstenau (2003), o oleato de sódio é um coletor muito comum de oximinerais, tendo sido usado por muitos anos na flotação da hematita.

Houot (1983) cita o uso do oleato de sódio como coletor das partículas portadoras de ferro, que adsorve-se quimicamente na superfície dos oximinerais que são coletados na espuma de flotação. Os parâmetros essenciais do processo de flotação usando este coletor são:

- i. Deslamagem na faixa de 15 micrômetros é indispensável, sendo conduzida pela separação em ciclones em dois estágios;
- ii. Condicionamento em polpa espessa, se é desejável uma elevada recuperação com a mínima adição de coletor. Esta é a fase chave do processo. Isto representa 5 a 8 minutos de condicionamento para a polpa com 65 % - 70 % de sólidos;
- iii. O ácido graxo mais seletivo é o ácido oléico, mas a espuma formada é de difícil operação. Desta maneira, torna-se mais atrativo o uso do *tall oil*, que é composto de uma mistura de ácido oléico e linoléico. Entretanto, a espuma pode ser controlada pela adição de MIBC (metil isobutil carbinol).

Lopes (2009) estudou a concentração de minério da Serra da Serpentina, considerado de baixo teor, por flotação direta. Os reagentes utilizados foram o oleato de sódio P.A., hidroxamato comercial (AERO 6493) e sulfonato comercial (AERO 825). Comparando-se os três sistemas de reagentes estudados para flotação direta deste minério, o hidroxamato foi o que forneceu um concentrado com maior teor de Fe (61,5 %) e menor teor de SiO₂ (9,8 %), quando comparado ao oleato de sódio (58,1 % Fe e 14,4 % SiO₂) e sulfonato (57,9 % Fe e 13,3 % SiO₂).

2.1.1.3 Flotação aniônica reversa de quartzo ativado

Desde o início dos anos 60, a flotação aniônica de silicatos através da ativação da sílica por íons cálcio foi testado por diversos laboratórios, em especial o Hanna Mining e o U.S. Bureau Mine, na forma de ensaios de bancada, bem como em circuitos piloto, 900 kg/h (Houot, 1983). Esta rota foi bastante empregada no passado, quando as aminas ainda não estavam à disposição para o beneficiamento de minérios (Araujo *et al.*, 2006).

Neste tipo de flotação, os minerais ferríferos são deprimidos e coletados na parte inferior da célula. Os reagentes mais comumente utilizados são gomas, vários tipos de amidos ou dextrinas. A sílica é flotada com ácidos graxos depois da ativação por um sal de cálcio, geralmente cloreto de cálcio (Houot, 1983).

Uwadiale e Nwoke (1995) *apud* Yuhua e Jianwei (2005) investigaram o uso da flotação aniônica reversa do quartzo ativado na recuperação do ferro de baixo teor (31,6% Fe). Os resultados mostraram que o uso de amido de cassava apresentou resultados mais satisfatórios que a dextrina, em pH 10 a 11, e que a concentração ótima de íons cálcio na ativação e flotação do quartzo com ácido oléico foi de 50-100 ppm.

2.1.1.4 Especificações dos produtos de minérios de ferro

As especificações físicas, químicas e granulométricas de matérias-primas exigidas pela siderurgia são muito rigorosas. A Tabela 2 apresenta os principais produtos de minério de ferro e suas especificações em diversas usinas de beneficiamento da Vale, segundo publicação no Iron Ore Products (2009).

Tabela 2. Especificações dos principais produtos de minério de ferro obtidos pela Vale.

Produto	Usina	Teor, %				
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn
<i>Sinter Feed</i>	Carajás	66,00	1,40	1,30	0,035	0,650
	Tubarão	65,00	4,40	0,90	0,049	0,150
	Guaíba	65,00	3,60	1,30	0,055	0,250
<i>Pellet Feed Fines</i>	Carajás	65,30	1,40	1,70	0,040	0,650
	Tubarão	66,50	2,50	0,70	0,035	0,150
	Guaíba	65,80	2,70	1,00	0,055	0,250
<i>Pellets</i> (Redução Direta)	Tubarão	67,80	1,25	0,55	0,028	-
<i>Pellets</i> (alto-forno)	Tubarão	65,70	2,45	0,65	0,030	-
	Fabrica Nova	64,80	3,50	0,95	0,044	0,25
	Carajás	65,34	1,80	1,40	0,040	-
	Vargem Grande	65,20	2,55	0,95	0,048	0,15

Observa-se que os teores especificados para “*pellet feed*” da Vale podem variar, dependendo da usina, de: 65 % a 67 % de Fe; 1,4 % a 2,7 % de SiO₂; 0,7 % a 1,7 % de Al₂O₃; 0,035 % a 0,055 % de P; 0,15 % a 0,65 % de Mn. Em geral, este produto deve apresentar aproximadamente 65 % de Fe e teores de contaminantes (SiO₂ + Al₂O₃) de ~ 3 %.

Wolff (2009) cita que o “*pellet feed*” com tamanho menor do que 0,15 mm, após moagem para adequação da superfície específica (80 – 90 % abaixo de 45 µm), é transformado em pelotas, com tamanho médio variando de 8 a 18 mm de diâmetro.

Geralmente, os rejeitos ultrafinos de minérios de ferro contêm teores elevados de alguns elementos que são considerados não desejáveis nos processos de aglomeração (sinterização e pelotização) e na fabricação do aço. Normalmente a sílica, o fósforo, a alumina e o manganês causam efeitos indesejáveis nas etapas de produção do aço, alterando as propriedades do gusa, do aço e das escórias, se estiverem em quantidades fora do especificado. O fósforo, por exemplo, pode tornar o aço quebradiço a alta temperatura e suscetível a rachaduras e corrosões, enquanto a alumina e o manganês podem diminuir a ductibilidade do aço. Portanto, as suas quantidades devem ser rigorosamente controladas, por possível prejuízo às características do produto quando em teores elevados e fora das especificações. Deve-se levar em consideração também que a presença elevada destes contaminantes contribui para dificuldades técnicas e econômicas na operação dos fornos (Wolff, 2009).

2.1.2 Processo de flotação em coluna

Na década de 60, Boutin e Tremblay registraram uma patente referente à tecnologia de flotação em coluna. A partir de então, foram registrados diversos esforços no sentido de viabilizar a implantação dessa tecnologia em escala industrial, dentre os quais se destacam as aplicações realizadas por Wheeler, considerado o pai da Coluna Canadense. Finalmente, em 1982, Coffinn e Mischczak relataram que as primeiras colunas de flotação industrial de sucesso foram instaladas em uma planta de concentração de molibdenita em Les Mines Gaspé, no Canadá. Essas colunas foram utilizadas em estudos hidrodinâmicos das seções de coleta e de limpeza conduzidos pelos pesquisadores Gleen Dobby e Juan Yianatos sob orientação do professor Finch na Universidade de McGill, no Canadá (Oliveira e Aquino, 2005).

As primeiras colunas de grande porte no Brasil entraram em operação em 1991, na Samarco Mineração, Mina do Germano, Mariana-MG, com colunas de 3,66 m e 2,44 m de diâmetro para flotação de quartzo em minério de ferro. Posteriormente, outras empresas do setor instalaram colunas industriais de grande porte para a concentração de minério de ferro

pela flotação reversa do quartzo. Atualmente, apenas no segmento de minério de ferro existem no país cerca de 55 colunas de flotação industriais em operação (Takata, 2006). A Tabela 3 mostra o detalhamento das unidades que utilizam a flotação reversa no beneficiamento do minério de ferro.

Grande parte das mineradoras do Brasil tem utilizado o processo de concentração por flotação, nos dando o título de país com maior número de colunas de flotação de minério de ferro e um dos pioneiros na flotação em coluna (Martins *et al.* 2002).

Tabela 3. Detalhamento das unidades que utilizam a flotação reversa no beneficiamento do minério de ferro (adaptado de Neder e Leal Filho (2005) e Peres e Araujo (2006)).

Empresa	Usina/Mina	Tipo de célula de flotação	Tipo de Coletor	Dosagem, g.t ⁻¹	Alimentação da flotação, t.h ⁻¹
Samarco Mineração S/A	Germano	mecânica e coluna	eteramina e eterdiamina	100	3200
Companhia Siderúrgica Nacional – CSN	Casa de Pedra	coluna	eteramina	55	800
Vale	Cauê	mecânica	eteramina	44	1600
	Conceição	mecânica e coluna	eteramina	44	1800
	Alegria	mecânica e coluna	eteramina	100	800
	Timbopeba	mecânica	eteramina	40	600
	Timbopeba-Capanema	mecânica e coluna	eteramina	-	
	Pico	coluna	eteramina	-	700
	Vargem Grande	coluna	eteramina	-	500

Nas colunas de flotação a alimentação da polpa, previamente condicionada, é realizada a aproximadamente 2/3 da altura total da coluna a partir de sua base. Na zona de coleta ou recuperação, as partículas provenientes da alimentação da polpa interagem com as bolhas de ar ascendentes, introduzidas na base da coluna, resultando no processo de coleta das partículas hidrofóbicas. O agregado bolha-partícula formado é então transportado para a zona de limpeza, onde é contatado em contracorrente com a água de lavagem introduzida no topo da coluna. A água de lavagem tem o objetivo de promover a estabilidade e limpeza da espuma, eliminando as partículas carregadas por arraste hidrodinâmico (“*entrainment*”). As partículas minerais hidrofóbicas coletadas constituem a fração flotada, sendo separadas das partículas hidrofílicas, não aderidas às bolhas de ar, que são removidas na base da coluna e constituem a fração não flotada (Ityokumbul *et al.*, 1995; Yianatos *et al.*, 2005; Oliveira e Aquino, 2005).

O uso da água de lavagem na espuma, aplicados na flotação direta de minérios de ferro, tem apresentado aumentos no teor do concentrado, sem perdas na recuperação. Já na flotação reversa da sílica dos concentrados de minério de ferro, a água de lavagem apresentou resultados efetivos na redução de perdas dos finos de ferro para o rejeito (Flint *et al.*, 1992).

As colunas industriais têm diâmetro efetivo da seção transversal variando entre 0,3 e 5,1 metros, podendo ser adotadas seções retangulares ou circulares. A altura total das colunas pode variar em função das características operacionais requeridas, notadamente dos tempos de residência exigidos, mas a maioria das colunas industriais tem uma altura que varia entre 10 e 15 metros (Oliveira e Aquino, 2005). Para colunas com diâmetros superiores que 1,2 metros é comum a utilização de divisões internas verticais denominadas defletores (*baffles*). Esses defletores normalmente seccionam a coluna entre os aeradores e o transbordo da espuma, com interrupção na região da alimentação da coluna. Essas divisões internas tem por objetivo minimizar os efeitos da turbulência interna da coluna de flotação (Takata, 2006). As colunas de flotação são constituídas de duas zonas distintas, conforme a Figura 3:

- Zona de Coleção ou Recuperação: compreendida entre o ponto de injeção de ar e a interface polpa-espuma. Sua função é recuperar o mineral a ser flotado, através de um contato eficiente entre as partículas minerais e as bolhas de ar.
- Zona de Limpeza ou Espuma: compreendida entre a interface polpa-espuma e o transbordo do material flotado. Nesta zona mantém-se constante a altura da camada de espuma, que é lavada através de um fluxo de água em contracorrente, eliminando as partículas hidrofílicas arrastadas.

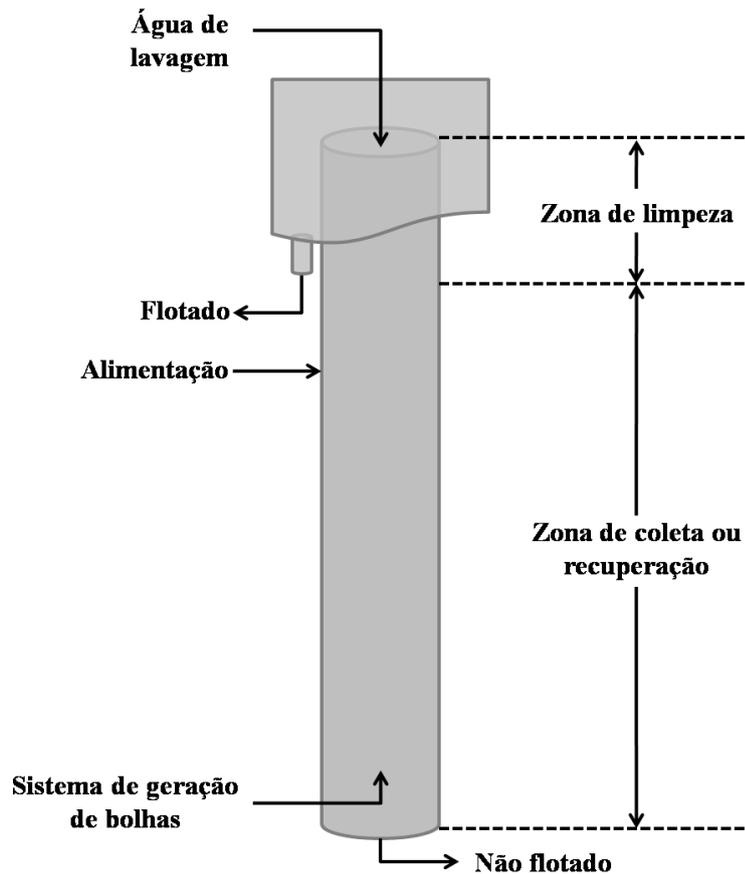


Figura 3. Representação esquemática de uma coluna de flotação

A coluna de flotação difere da célula mecânica convencional nos seguintes aspectos básicos (Dobby e Finch, 1991; Finch, 1995; Aquino *et al.*, 2004):

- Geometria (relação altura/diâmetro);
- Água de lavagem da fase espuma;
- Ausência de agitação mecânica;
- Captura de partículas por bolhas: contracorrente, no caso de colunas de flotação;
- Sistema de geração de bolhas;
- Controle dos níveis da espuma (interface) e dos distintos fluxos (“bias”);
- As colunas de flotação apresentam velocidades superficiais definidas em todos os pontos de entrada e saída (alimentação, concentrado e rejeito).

De acordo com Sivamohan (1990), a flotação em coluna é um processo concebido com a intenção de aumentar a probabilidade de colisão entre partículas e bolhas e diminuir a flotação por arraste. Isto é alcançado, fazendo com que as bolhas passem através de uma polpa com alta porcentagem de sólidos. Outras principais vantagens da coluna de flotação são:

- Permitem um fluxo em contracorrente entre as partículas e bolhas;

- São energeticamente mais eficientes;
- Requerem menos espaço;
- Podem ser automatizadas;
- Permitem a incorporação da técnica de flotação com bolhas mais finas.

O comparativo dos custos tem mostrado que o custo de instalação de um circuito de flotação em coluna pode ser 25% a 40% menor do que um circuito de flotação convencional. (Flint *et al.*, 1992)

Uma provável desvantagem deste tipo de equipamento pode ser o regime sem agitação em que elas operam, pois a probabilidade de colisão das partículas e bolhas é dependente do gradiente de velocidade (Sivamohan, 1990).

Desde o início do desenvolvimento da tecnologia da flotação em coluna foram introduzidos alguns termos com objetivo de quantificar as variáveis operacionais. A seguir são descritos os termos mais importantes utilizados nesta tecnologia (Aquino *et al.*, 2004; Mاتيolo, 2009):

- **Holdup (%)** – é a fração volumétrica ocupada por uma das três fases em um dado ponto da coluna. Assim, o *holdup* de gás é normalmente determinado na seção de coleta e representa uma medida da quantidade de ar, expressa em percentagem do volume total ocupada pelo gás;

- **Velocidade superficial (cm.s^{-1})** - é a relação entre a vazão volumétrica de determinada fase e a área da seção transversal da coluna, isto é, ($\text{cm}^3.\text{s}^{-1} . \text{cm}^{-2}$). Esta unidade permite a comparação das variáveis operacionais entre colunas de diferentes dimensões;

- **Velocidade intersticial (cm.s^{-1})** – é a relação entre a vazão volumétrica de determinada fase por unidade de área disponível para esta mesma fase. Em um sistema de três fases (sólido, líquido e ar), a área ocupada por uma das três fases é a área total menos a área ocupada pelas outras duas fases;

- **Velocidade relativa** – é a velocidade resultante entre duas fases distintas. Esta velocidade é obtida pela diferença ou soma das velocidades absolutas de cada fase considerando, respectivamente, movimentos no mesmo sentido ou no sentido oposto;

- **Bias** – é a fração residual da água de lavagem adicionada no topo da coluna que flui através da seção de limpeza. Operacionalmente é quantificada pela diferença entre as vazões volumétricas de polpa da fração não flotada e da alimentação. Convencionalmente o *bias* é chamado positivo ou negativo quando a vazão volumétrica da polpa na fração não flotada é, respectivamente, maior ou menor do que a vazão volumétrica de polpa da alimentação;

- **Capacidade de carregamento ($\text{g}\cdot\text{min}^{-1}\cdot\text{cm}^{-2}$)** – é a maior vazão mássica de sólidos que pode ser descarregada por área de transbordo da coluna. A capacidade de carregamento pode ser determinada experimentalmente mantendo-se as condições operacionais da coluna constantes e variando a sua taxa de alimentação de sólidos até atingir um valor máximo de material flotado;

- **Capacidade de transporte ($\text{g}\cdot\text{min}^{-1}\cdot\text{cm}^{-2}$)** – é a vazão mássica de sólidos descarregada por área de transbordo da coluna em uma dada condição operacional. Nas colunas industriais de grande porte a capacidade de transporte deve ser no máximo igual a um terço da capacidade de carregamento;

- **Capacidade de transbordo ($\text{g}\cdot\text{min}^{-1}\cdot\text{cm}^{-1}$)** – é a relação entre a vazão mássica de polpa e o perímetro de transbordo da coluna. Para colunas industriais o perímetro de transbordo não aumenta na mesma proporção da seção transversal da coluna dificultando o escoamento da polpa flotada. Nestas circunstâncias são utilizadas calhas internas para aumentar o perímetro de transbordo da coluna.

- **Capacidade de carga ($\text{g}\cdot\text{min}^{-1}\cdot\text{m}^{-3}$)** – é a maior vazão mássica de sólidos flotada por unidade volumétrica de ar;

- **Convenção de fluxos** – são definidos como positivos os fluxos descendentes de sólido e líquido e o fluxo ascendente de ar.

A Tabela 4 mostra os parâmetros operacionais e de projeto normalmente utilizados em colunas de flotação industriais (Takata, 2006):

Tabela 4. Parâmetros operacionais e de projeto das colunas de flotação industriais

Parâmetros	Faixa de variação	Valor típico
Altura total da coluna (m)	7 – 15	12
Altura da zona de espuma (m)	0,1 – 2,0	1,0
Velocidade superficial do gás* ($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	0,5 – 3,0	1,5
<i>Hold up</i> do gás* (%)	5 – 35	15
Diâmetro de bolha* (mm)	0,5 – 2,0	1,2
Velocidade superficial da polpa ($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	0,3 – 2,0	1,0
Velocidade superficial do <i>bias</i> ($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	0 – 0,3	0,1
Velocidade superficial da água de limpeza ($\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$)	0,2 – 1,0	0,4

* no ponto médio da zona de recuperação

2.2 A influência do tamanho de partícula na flotação

A concentração de minérios por flotação apresenta boa eficiência em uma determinada faixa de tamanho de partícula, que depende do sistema mineral. Essa faixa de tamanho também depende da escala de operação, concentração de reagentes, hidrodinâmica do sistema, distribuição de tamanho e tempo de residência. Os principais problemas e características observadas na flotação de partículas finas e ultrafinas (F-UF) são (Pease *et al.*, 2006):

- A alta área superficial por unidade de massa dos F-UF, acarretando em um maior consumo de reagentes;
- O baixo *momentum* dos F-UF, o que facilita o arraste hidrodinâmico pelas linhas de fluxo de água e diminui a probabilidade de colisão com as bolhas de ar;
- São mais afetadas pelo mecanismo de “*slime coating*” (recobrimento por lamas) devido a sua alta área superficial, tornando-as mais reativas, ou ao seu baixo *momentum*, significando em uma diminuição da limpeza superficial pelo mecanismo de atrição com outras partículas;
- São mais afetadas por íons em solução presentes na água de processo;
- A alta energia superficial leva a formação de uma espuma mais resistente e a filtragem é mais difícil;
- A cinética de flotação destas partículas é menor do que das partículas de maior tamanho, podendo flotar com bolhas grandes, porém o uso de bolhas pequenas aumenta a cinética de flotação.

A prática tem mostrado que tanto as partículas grossas quanto as partículas muito finas apresentam uma baixa eficiência de flotação, enquanto que as partículas de tamanho intermediário apresentam uma ótima eficiência de flotação. Este fenômeno é devido a problemas de captura por bolhas, no caso das partículas finas, e da menor capacidade de carregamento (“*lifting power*”) pelas bolhas, para as partículas grossas.

O efeito do tamanho de partícula na flotação tem sido investigado experimentalmente através de parâmetros de cinética de flotação (k) e medidas de eficiência de coleção (E_{col}). Os estudos experimentais relativos ao efeito do tamanho de partícula na cinética de flotação têm apresentado resultados contraditórios, embora indiquem uma diminuição na cinética de flotação com decréscimo do tamanho de partícula (Dobby, 1984; Rodrigues, 2004).

A Figura 4 mostra o efeito do tamanho de partícula sobre a recuperação (ou cinética) de flotação. Observa-se um intervalo de tamanho de partículas que apresenta melhor flotabilidade. Este intervalo pode variar de acordo com o sistema mineral e também depende

da escala de operação, se laboratório, planta piloto ou industrial (Rosa, 1997). No intervalo de partículas grossas, a ineficiência é explicada pela capacidade de transporte das bolhas e a fração F-UF perdida é função de uma série de microfenômenos que diminuem a captura de partículas por bolhas (Pease, 2006).

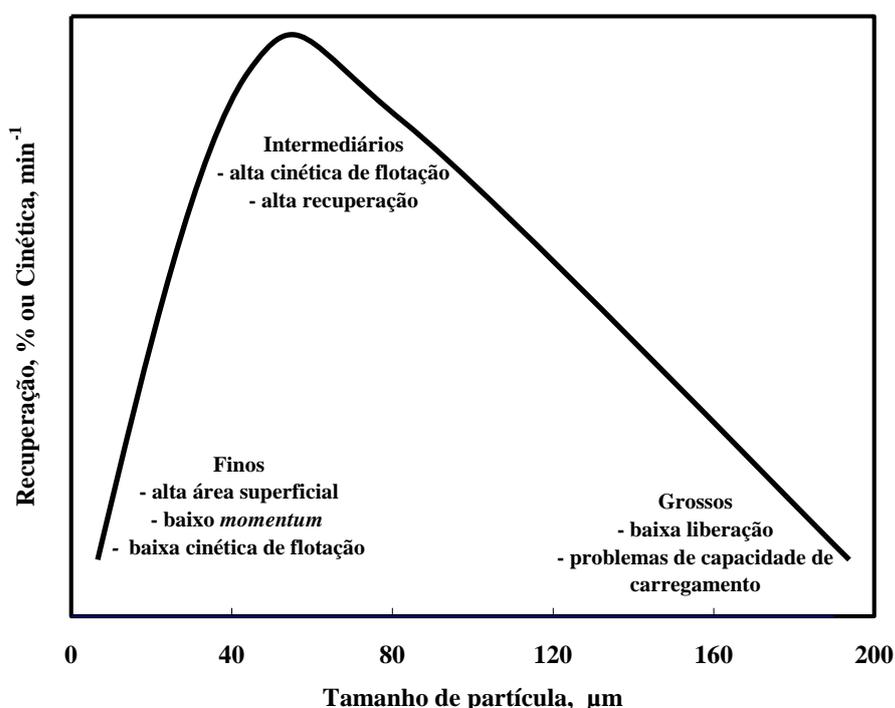


Figura 4. Efeito do diâmetro de partícula na recuperação e cinética de flotação (adaptado de Fuerstenau, 1978; Jameson, 1984; Rosa, 1997; Pease, 2006)

2.2.1 Classificação do tamanho de partícula

Apesar de haver discordâncias entre autores, para a definição do tamanho de partículas, Sivamohan e Forssberg (1985) classificaram o tamanho de partícula do seguinte modo: grossas ($> 500 \mu\text{m}$), intermediárias ($< 500 \mu\text{m}$), finas ($< 100 \mu\text{m}$), muito finas ($< 20 \mu\text{m}$), ultrafinas ($< 5 \mu\text{m}$), colóides ($< 1 \mu\text{m}$) e super colóides ($< 0,2 \mu\text{m}$). Segundo estes mesmos autores, lamas são constituídas por partículas ultrafinas, colóides e super colóides, portanto com tamanhos menores que $5 \mu\text{m}$.

Já Somasundaran (1980) classificou as partículas, com base em seu tamanho e comportamento em meio aquoso, da seguinte forma:

- finos - partículas que não são facilmente separáveis por processos gravitacionais e cujo tamanho médio está compreendido entre $10 \mu\text{m}$ e $100 \mu\text{m}$;
- ultrafinos - partículas que não são facilmente separadas por processos não gravitacionais convencionais, inclusive a flotação, e cujo tamanho médio está compreendido entre $1 \mu\text{m}$ e $10 \mu\text{m}$;

- colóides - partículas cujo tamanho médio é inferior a 1 μm ;
- lamas - mistura de colóides e ultrafinos naturais e aqueles gerados em processos de cominuição. Uma característica das lamas é ter uma sedimentação bastante lenta.

Diante dessas discordâncias de definição quanto ao tamanho das partículas, neste trabalho será utilizado à classificação adotada por Somasundaran (1980), já que os rejeitos estudados são constituídos essencialmente de partículas menores do que 10 μm , sendo classificados como lamas.

2.2.2 Flotação de partículas minerais F-UF

O progressivo esgotamento dos depósitos minerais e o aumento da preocupação com a conservação dos recursos não renováveis têm forçado o setor mineral a recuperar minérios de baixos teores e finamente disseminados. A disseminação dos minerais requer uma moagem excessiva para liberação dos mesmos e tornar possível a separação seletiva. Isto leva a geração e, conseqüentemente, a necessidade de processamento de partículas finas e ultrafinas (F-UF).

A baixa recuperação na flotação de partículas minerais F-UF continua sendo um dos principais desafios da área de processamento mineral (Trahar, 1981; Rubio *et al.*, 2003; Rubio *et al.*, 2004; Capponi *et al.*, 2005). Diversos autores (Collins e Read, 1971; Trahar e Warren, 1976; Trahar, 1981; Sivamohan, 1990; Rosa, 1997; Rubio *et al.*, 2003) têm descrito, detalhadamente, as dificuldades existentes em relação ao processo de flotação. A flotação convencional das partículas F-UF juntamente com as partículas grossas, é ineficiente devido a fenômenos que derivam de suas características intrínsecas, tais como: pequena massa, alta superfície específica e alta energia superficial.

Os principais problemas que se observam na flotação dessas frações são: baixa probabilidade de colisão e adesão entre partículas e bolhas, dificuldade de superar a barreira energética entre elas, arraste mecânico (*entrainment* e *entrapment*), recobrimento por ultrafinos de ganga (*slime coating*), elevada adsorção de reagentes, rigidez excessiva da espuma, e baixa seletividade na adsorção de reagentes, além de aspectos como composição e oxidação superficial das partículas, alterações mineralógicas e íons dissolvidos na água de processo (Song *et al.*, 2001). Todos esses fatores contribuem para uma diminuição na cinética de flotação, uma menor recuperação e um maior consumo de reagentes. Por outro lado, as partículas grossas apresentam o problema contrário devido a sua elevada massa e baixo grau de liberação (baixa hidrofobicidade).

Normalmente as partículas ultrafinas, com tamanho menor que 10 μm , têm baixa eficiência de colisão com bolhas de ar e são susceptíveis ao mecanismo de arraste hidrodinâmico. Este mecanismo não distingue entre partículas hidrofílicas e hidrofóbicas e está estritamente relacionado com a recuperação de água. Alguns trabalhos (Trahar, 1981; Warren, 1985; Subrahmanyam e Forssberg, 1990) observaram uma relação linear entre a recuperação de água e a mineral, introduzindo os conceitos de grau de arraste hidrodinâmico e recuperação real, que é a obtida somente através do mecanismo bolha-partícula.

2.2.3 Alternativas para o tratamento e recuperação de F-UF

A presença de F-UF é sempre problemática no processamento mineral e a melhor solução continua sendo não produzi-los. Entretanto, isto nem sempre é possível e diversas alternativas tecnológicas têm sido propostas e estudadas para a concentração dessas partículas.

As técnicas emergentes existentes para o aumento da recuperação de F-UF são baseadas em novos conceitos de otimização da “captura” de partículas por bolhas, através do aumento da probabilidade de colisão bolha-partícula pelo aumento da distribuição de tamanho de bolhas na célula, com injeção de bolhas médias (100 – 600 μm) ou pequenas (< 100 μm), e do aumento do tamanho das partículas problema, através de processos de agregação, facilitando a captura desses agregados pelas bolhas de ar (Song *et al.*, 2001; Rubio *et al.*, 2003).

As técnicas com maior potencial são as que empregam o condicionamento em alta intensidade (CAI) seguida de flotação, a flotação “*rougher flash*” ou “*unit*”, a flotação com maior “*hold up*” de gás, com uso de bolhas de menor tamanho em células convencionais, a flotação extensora (“*extender flotation*”) e os novos desenhos de plantas de tratamento de rejeitos (PTR).

A seguir serão apresentadas algumas alternativas já propostas para melhorar o aumento da recuperação de F-UF de valor, que ainda se encontram em estudo, outras em fase de desenvolvimento tecnológico e outras pouco estudadas ou pouco difundidas.

2.2.3.1 Floculação seletiva utilizando polímeros

A floculação de partículas finas específicas, utilizando material polimérico, e a separação destes agregados de partículas de outros componentes dispersos é conhecida como floculação seletiva. Os flocos formados são separados da suspensão por sedimentação, elutriação, peneiramento ou flotação dos flocos (Baltar, 2004). De acordo com Mathur *et al.*

(2000) desde que estes flocos sejam suficientemente resistentes, podem ser limpos, melhorando a qualidade do concentrado.

A floculação seletiva é uma alternativa conhecida desde a década de 60 e tem obtido êxito relativo em função de diversos problemas, entre os quais a falta de seletividade, principalmente devido à presença de partículas mistas. A aplicação mais conhecida é a floculação seletiva de minerais de ferro, não como uma operação de tratamento, mas como operação unitária auxiliar na flotação reversa do quartzo. No Brasil a floculação seletiva de minérios de ferro (~ 50% Fe) é hoje um processo estabelecido e incorporado em várias plantas de beneficiamento industriais (Rubio e Fuerstenau, 1979).

O processo aplicado em *Tilden Iron Ore Mine*, Michigan, EUA, consiste na dispersão do minério, de tamanho inferior a 30 μm , a pH 10-11, utilizando Silicato de Sódio e/ou Fosfatos, floculação seletiva da hematita com amido de milho, sedimentação-elutriação (nesta etapa também ocorre aumento no teor de Ferro) e flotação reversa para separação dos flocos de hematita da sílica (Weissenborn *et al.*, 1994). Os floclantes mais comuns para minério de ferro são o amido e poliacrilamidas hidrolisadas.

O principal problema na floculação seletiva é assegurar a seletividade na adsorção do polímero. O mecanismo de adsorção de polímeros na interface mineral/solução ainda não é um fenômeno suficientemente esclarecido. Claramente têm-se a necessidade de estudos de aspectos físico-químicos relacionados aos tipos e tratamentos (gelatinização) das soluções de amido, uso de novos polímeros e otimização de processos de separação sólido/líquido.

As dificuldades na adsorção seletiva são agravadas pela contaminação das espécies minerais que ocorre durante a moagem, reduzindo as diferenças nas propriedades superficiais e dificultando a separação.

Os estudos realizados por Rubio e Fuerstenau (1979), mostram que no sistema sintético hematita/quartzo ocorre contaminação do quartzo após moagem das misturas em moinho de bolas. A separação da hematita do quartzo por floculação seletiva com amido de milho é quase perfeita quando os dois minérios são moídos separadamente, enquanto que a eficiência da separação é bem menor quando os minérios são moídos juntos. Já no sistema real, com minério da *Tilden Iron Ore Mine*, a contaminação é manifestada na ausência de reagentes dispersantes no processo de moagem. Os autores ainda citam que o resultado de maior interesse prático é a contaminação sofrida após moagem a diferentes densidades de polpa, onde aparentemente existe uma razão ótima sólido/líquido na moagem, sem contaminação do quartzo pelo efeito da formação de pontos de contato sólido-sólido devido à

alta energia de colisão entre as partículas (efeito *smearing*) na presença de agentes dispersantes como silicato de sódio e NaOH.

Essa contaminação exige a necessidade do estudo e uso de agentes dispersantes, lixiviantes ou quelantes, específicos em cada caso e cuja aplicação deve ser cuidadosamente analisada (Costa, 1985).

2.2.3.2 Flotação Extensora ou “*Extender*”

Na flotação extensora ou “*extender*” óleos não polares são utilizados como tal ou na forma de emulsão em concentrações da ordem de 20-120 g.t⁻¹ juntamente com os coletores (hidrofobizantes) tradicionais. Este tipo de flotação proporciona um fenômeno de espalhamento do óleo em superfícies hidrofóbicas causando um aumento significativo na hidrofobicidade das partículas. Este fenômeno de espalhamento é que dá origem ao nome extensora ou “*extender*” à técnica.

Os óleos (diesel, querosene, entre outros) são utilizados em diversos sistemas minerais: Cu e Cu/Mo (Bos e Quast 2000; Capponi, 2005; Rubio *et al.*, 2007), minério de ferro (Araujo *et al.*, 2006), carvões (Rubio, 1988; Duong *et al.*, 2000). A flotação de carvão ilustra bem o benefício do efeito hidrofóbico pretendido com a adição de óleos. Os carvões, em geral, correspondem a partículas com uma determinada hidrofobicidade natural e por isso, muitas dessas partículas flutam sem a utilização de coletor e somente com espumantes. Devido a fenômenos de oxidação parcial, essa hidrofobicidade diminui e por este motivo é adicionado o óleo na flotação (Rubio, 1988; Capponi, 2005).

Como os óleos são insolúveis em água, sua dispersão neste meio para a superfície das partículas é função do ponto e forma de adição, bem como da agitação. A adição do óleo na forma emulsificada favorece a difusão das “gotas” do óleo de uma maneira mais rápida e uniforme.

Estudo detalhado realizado por Capponi (2005) com minério de Cobre e Molibdênio, mostra um ganho de 4,6 % na recuperação real de cobre e 6 % na recuperação metalúrgica de molibdênio, utilizando 90 g.t⁻¹ de óleo diesel emulsificado.

Dmtrieva *et al.* (1970) utilizaram óleo diesel emulsificado na flotação de calcopirita na etapa *Rougher* de flotação, em uma usina na Rússia, obtendo ganhos de até 5 % de Cu, usando 100 g.t⁻¹ deste óleo.

Os testes realizados por Nankran *et al.* (2007) na usina de cobre do Sossego, mostram que a adição de 30 g.t⁻¹ de óleo diesel na etapa *scavenger-cleaner* de flotação,

resultou em ganhos significativos de até 2 % na recuperação de cobre da planta, principalmente nas frações finas.

Os mecanismos que ocorrem com a adição de óleos citados por Capponi (2005), mostram que a interação do óleo com as partículas, já hidrofobizadas devido à adição do coletor, ocorre devido às forças hidrofóbicas (Figuras 5 e 6). Após ocorrer a adesão do óleo nas partículas a gota se espalha pela superfície da partícula aumentando sua hidrofobicidade.

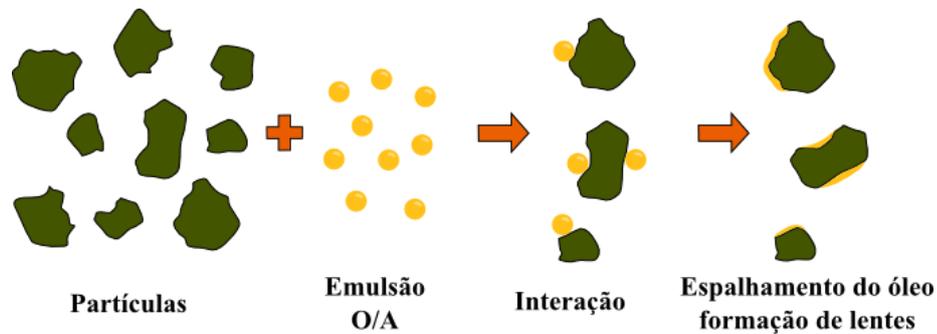


Figura 5. Interação gota/partícula, espalhamento do óleo e formação de lentes (Testa, 2008)

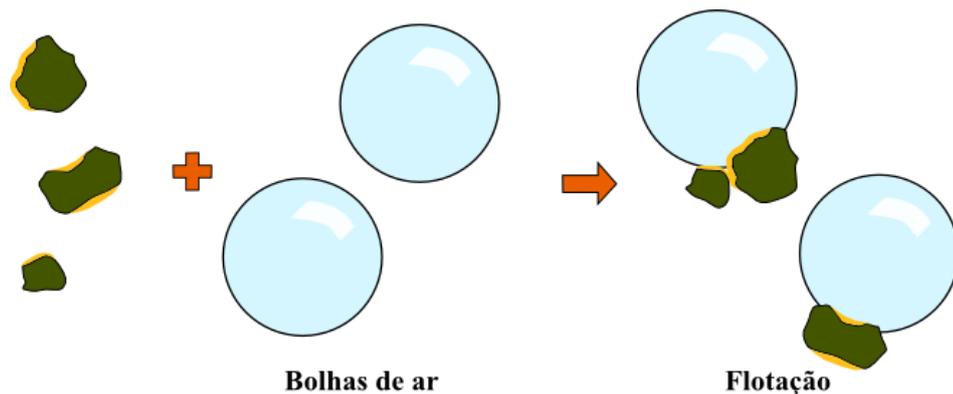


Figura 6. Adesão bolha/gota/partícula na flotação extensora (Testa, 2008)

Outro mecanismo provável apresentado por Capponi (2005) é o aumento do tamanho de partículas via interação hidrofóbica entre as próprias partículas (homoagregação) conforme mostrado na Figura 7.

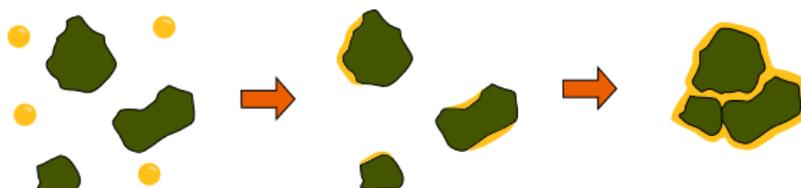


Figura 7. Fenômeno de agregação entre as partículas F-UF recobertas por um filme de óleo (Testa, 2008)

2.2.3.3 Flotação com bolhas de tamanho intermediário (BI)

Outra alternativa para melhorar a flotação das partículas F-UF é reduzir o tamanho das bolhas, o que corresponde a um aumento na área superficial de bolhas e, portanto num aumento da probabilidade de colisão com as partículas, para uma determinada vazão de gás. O tamanho de bolhas é uma das variáveis físicas de maior impacto na flotação, afetando principalmente a eficiência de captura de partículas pelas bolhas e o *hold up* de ar. (Rodrigues, 2004).

O diâmetro de bolhas geradas nas células convencionais varia entre 600-2000 μm , podendo ser um pouco menores em colunas de flotação, não sendo eficientes na coleta das frações F-UF. Assim, as alternativas neste sentido têm por meta ampliar a distribuição de tamanho das bolhas, injetando bolhas com diâmetros entre 100-600 μm (Rodrigues e Rubio, 2003). Os fundamentos de apoio a esta alternativa são baseados no aumento da probabilidade de colisão e adesão entre partículas e bolhas finas.

Em qualquer sistema de flotação existe uma faixa de tamanho de partículas ótima. Portanto, deve-se dispor de uma determinada distribuição de tamanho de bolhas para que a “captura” de partículas por bolhas seja maximizada. Para uma ampla distribuição granulométrica de partículas, teoricamente necessita-se de uma correspondente distribuição de tamanho de bolhas. Isto não ocorre nas condições atuais de flotação em usinas de tratamento de minérios e por isso, a recuperação das partículas minerais F-UF é normalmente baixa (Rubio *et al.*, 2004).

A geração de bolhas de tamanho intermediário, entre 100-600 μm , é possível através da aeração de soluções contendo baixas concentrações de espumantes (tensoativos). Um exemplo deste sistema é o gerador de bolhas da coluna de flotação MicrocelTM. Esta coluna utiliza dispersões de bolhas com 100 a 400 μm de diâmetro geradas pelo “*sparger*” MicrocelTM, que consiste de um misturador estático e uma bomba centrífuga. Parte da corrente dos rejeitos é recirculada da base da coluna e introduzida no misturador estático, onde o gás injetado e a polpa são misturados em condições altamente cisalhantes, resultando na dispersão das bolhas. Em seguida, a mistura ar bolha-partícula é introduzida próximo a base da coluna. O tamanho de bolhas é controlado pela velocidade do fluxo através do “*sparger*”, vazão de ar e concentração de tensoativo (Matiolo, 2005).

A célula Jameson também gera uma alta proporção de bolhas menores que 600 μm (Clayton *et al.*, 1991). Estas células Jameson têm mostrado que com o uso destas bolhas pequenas pode aumentar em 10-100 vezes a velocidade de coleta de partículas F-UF (Finch, 1995; Mohanty e Honaker, 1999). Outro exemplo são as colunas de flotação com tamanho de

bolhas controlado. Neste caso, o objetivo é aumentar as probabilidades de adesão e estabilidade das unidades bolha-partícula. Existem colunas com controle de tamanho de bolhas através de sistemas auto-aspirados, placas, *venturi*, injeção de tensoativos, entre outros (Tabosa, 2007).

A "captura" (colisão + adesão), portanto, aumenta com a diminuição do tamanho de bolhas e com o aumento do tamanho de partículas. Essa captura depende de fatores como: S_b , o fluxo da área superficial de bolhas disponível ("*lifting power*"), de parâmetros hidrodinâmicos, peso no campo gravitacional, pressão hidrostática e capilaridade, tensão, compressão e forças de cisalhamento, fatores termodinâmicos associados à interação hidrofóbica entre bolhas e partículas e de fatores cinéticos como a energia mínima de colisão para destruir a camada líquida de água que antecede a adesão (Rodrigues, 2004).

Embora a eficiência de coleção das bolhas seja melhorada com o aumento da área superficial de bolhas provocado pela diminuição do tamanho de bolha, este benefício pode não resultar em melhoria da flotação, pois bolhas menores possuem menor capacidade de carregamento e menor velocidade de ascensão, podendo ser arrastadas pelo fluxo (Rodrigues, 2004).

2.2.3.4 Floculação por cisalhamento ("*Shear flocculation*")

Warren (1975) desenvolveu um processo onde as partículas finas hidrofóbicas (com coletor), se agregam num campo de turbulência controlada. Neste processo, os agregados se formam por efeito hidrofóbico que resulta das interações entre as partículas hidrofobizadas com os coletores adsorvidos ou também entre partículas naturalmente hidrofóbicas, tornando possível a concentração destes em conjunto com processos convencionais, como sedimentação ou flotação (Rosa, 1997). Este processo foi denominado floculação por cisalhamento ("*shear flocculation*") para distinguir o efeito de outros como: coagulação por eletrólitos ou floculação por polímeros.

As características do processo de floculação por cisalhamento podem ser demonstradas pelos estudos de Fuerstenau *et al.* (1988). Nesses estudos, partículas finas de hematita foram mantidas em suspensão à pH 3, onde apresentam uma carga superficial positiva. Nestas condições, uma velocidade de 1600 rpm, por 60 minutos, não foi suficiente para obtenção de agregados destas partículas. Porém, após a adição de dodecil sulfato de sódio (10^{-4} M), com a hematita hidrofobizada e com carga superficial negativa, foi observada a formação de agregados, no intervalo de agitação de 800-1600 rpm, sendo que para velocidade abaixo de 800 rpm, não foi observada uma formação significativa de agregados.

Pascoe e Doherty (1997) avaliaram a separação de ultrafinos ($< 10 \mu\text{m}$) de hematita e quartzo utilizando oleato de sódio como hidrofobizante (coletor) em um estudo de “*shear flocculation*”. Segundo esses autores, os principais fatores que afetam a formação dos “flocos” hidrofóbicos de hematita são a concentração, pH, taxa de cisalhamento e o tempo de agitação.

Warren (1982), em estudo semelhante para finos de scheelita, em soluções de oleato de sódio, para partículas carregadas antes e depois da adsorção de oleato, concluiu que:

- as partículas devem ser hidrofóbicas para agregação ocorrer em uma velocidade e tempo de agitação determinados;
- uma energia de colisão mínima é necessária para iniciar o processo de agregação, uma vez que as partículas estão carregadas e necessitam vencer uma barreira de energia de repulsão, para que ocorra o efeito hidrofóbico;
- os agregados formados são mais resistentes do que aqueles obtidos nos processos de coagulação ou floculação, sendo que estes tendem a quebrar quando submetidos a altas agitações.

A necessidade de que partículas, que se desejam agregar estejam hidrofobizadas, sugere que a interação entre as mesmas é principalmente de natureza hidrofóbica. O conceito de hidrofobicidade está ligado à molhabilidade de uma superfície pela água e a sua polaridade. Partículas mais hidrofóbicas são mais apolares e menos ávidas pela água (polar) e possuem mais afinidade por reagentes como óleos e pelo ar (apolares).

Lu e Dai (1988) sugerem que há duas razões para a interação hidrofóbica entre partículas hidrofobizadas pela adsorção de reagentes. A primeira é o efeito da repelência da água que força as partículas hidrofóbicas a se agregarem que é causada pela perturbação da estrutura da água nas vizinhanças das partículas hidrofóbicas. A outra razão é a associação hidrofóbica das cadeias orgânicas dos surfactantes adsorvidos entre as partículas.

Existem dados industriais que mostram aumentos significativos de recuperação de sulfetos quando o condicionamento anterior à flotação é realizado sob intensa agitação (condicionamento em alta intensidade - CAI). É postulado que os agregados hidrofóbicos se formam pelo processo “*shear flocculation*”, o qual ocorre quando se emprega uma energia mínima para vencer barreiras de repulsão eletrostática permitindo, desta forma, a ação das forças hidrofóbicas de curto alcance (Valderrama, 1997; Rosa, 1997).

2.2.3.5 Condicionamento em Alta Intensidade (CAI) como etapa pré-flotação

O conceito de “*shear flocculation*” tem sido estendido também para o estágio de condicionamento da polpa antes da flotação. A energia transferida na etapa de condicionamento, freqüentemente expressa como tempo de condicionamento a uma velocidade de agitação constante ou como velocidade de agitação com tempo constante, tem um efeito significativo sobre a recuperação, teor e cinética de flotação.

O condicionamento normal da polpa, por meio do fornecimento da agitação e tempo de contato suficiente, permite aos reagentes (coletores, ativadores, depressores, espumantes, etc.) reagirem com as partículas minerais presentes no minério. O condicionamento em alta intensidade (CAI), por outro lado, visa exceder esta transferência mínima de energia, sob um adequado aumento da turbulência ou do tempo de agitação, para que ocorra a agregação seletiva induzida das partículas de tamanho fino. O limite mínimo de transferência de energia depende das propriedades superficiais das partículas finas, dos reagentes utilizados e da hidrodinâmica do sistema (velocidade de agitação, número de defletores, geometria das hélices impulsoras, etc.) (Testa *et al.*, 2009)

A energia transferida à polpa na etapa de condicionamento pode ser expressa em termos de kWh.m⁻³ de polpa, que representa o consumo de energia de um motor que emprega determinada potência, durante um dado tempo, para agitar um determinado volume de polpa. A potência empregada por esse motor é função da velocidade de rotação, do diâmetro e forma dos impelidores, das propriedades da polpa e da geometria do tanque de condicionamento (número de defletores, etc.) (Valderrama, 1997).

Para a agitação vigorosa de suspensões, se instalam defletores (“*baffles*”) nos tanques. Esses defletores são bordas planas verticais colocadas radialmente ao longo da parede do tanque. Quase sempre são utilizados quatro defletores. A largura desses defletores pode variar de 1/10 a 1/12 do diâmetro do tanque (Valderrama, 1997). Rosa (1997) estudou o condicionamento turbulento na flotação de minério sulfetado de chumbo e zinco, onde aplicou o CAI com quatro, dois e sem defletores, obtendo um ganho na recuperação da flotação com o aumento do número de defletores utilizados.

O aumento de recuperação através do CAI é atribuído por diferentes mecanismos, tais como “limpeza” da superfície das partículas evitando fenômenos de “*slime coating*”, aumento da difusão e distribuição de reagentes na polpa condicionada, “*shear flocculation*” (agregação hidrofóbica) das partículas e incorporação de microbolhas no condicionamento devido à cavitação causada pelas pás do impelidor (Valderrama, 1997; Rosa, 1997; Testa, 2008).

Com o acréscimo de energia transferida para o condicionamento, as colisões efetivas são otimizadas causando a agregação das partículas F-UF em partículas médias ou grossas. Quando as partículas finas são agregadas em partículas maiores de mesma composição mineralógica é chamado homoagregação e ocorrerá uma flotação autotransportadora (Figura 8). Se a agregação for de espécies minerais diferentes ocorrerá uma heteroagregação seguida por uma flotação transportadora (Figura 9).

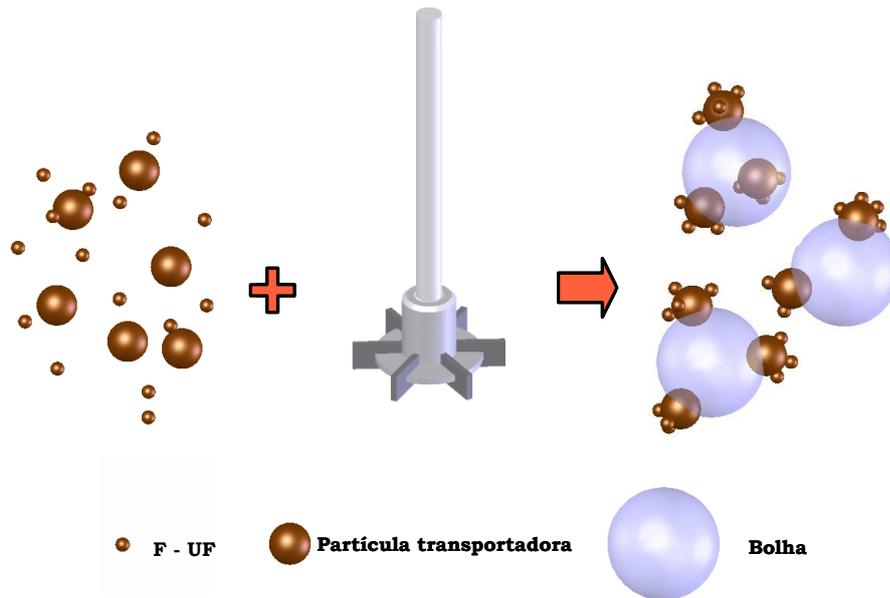


Figura 8. Adesão por homoagregação e flotação autotransportadora (Testa, 2008)

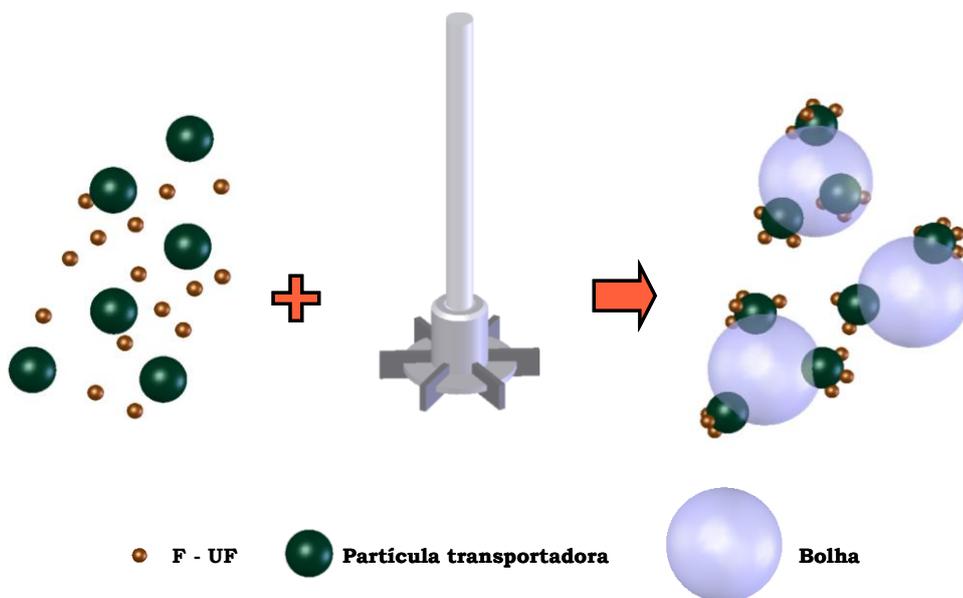


Figura 9. Adesão por heteroagregação e flotação transportadora (Testa, 2008)

2.2.4 Situação atual das alternativas de tratamento de F-UF

As alternativas tecnológicas descritas anteriormente apresentam potenciais variados, algumas se encontram em fase de adaptação, outras sendo implementadas, introduzindo inovações (flotação extensora e CAI) e outras, com dificuldade de aplicação (pouca confiabilidade operacional), algumas com problemas de escalonamento e outras em fase de pesquisa. A situação atual destas técnicas e tecnologias, em termos de escala, é mostrada na Tabela 5.

Tabela 5. Situação atual de alternativas de tratamento de F-UF (adaptado de Rubio *et al.*, 2003; Rubio *et al.*, 2004)

Processo	Laboratório	Piloto	Industrial
Floculação seletiva utilizando polímeros			
Flotação “extensora”, com óleos			
Flotação com ampla distribuição de tamanho de bolhas			
Floculação com alto cisalhamento			
Flotação com Condicionamento em alta intensidade (CAI), como etapa de pré-flotação			

2.3 Lamas de minérios de ferro

2.3.1 Geração das lamas de ferro (deslamagem)

Grande parte dos depósitos brasileiros de minérios de ferro contém porções altamente decompostas por ação do intemperismo, o que gera quantidades significativas de partículas minerais finas. Além dos finos naturais, presentes em grandes quantidades nos itabiritos friáveis, ocorrem também à geração de partículas finas durante as operações de lavra, bem como nos processos de cominuição (Mapa, 2006).

Visando contornar o problema da presença dos finos e lamas no beneficiamento de minérios de ferro, antes da etapa de concentração, é comum a realização da deslamagem do minério utilizando-se hidrociclones com capacidade de corte em torno de 10 μm . Na etapa de deslamagem, ocorre a geração de um *underflow* que é destinado ao processo posterior de concentração, podendo ser flotação convencional ou em coluna. O *overflow* desta etapa é enviado para espessamento, onde a água clarificada é reutilizada nas etapas de

beneficiamento. A lama, com uma maior percentagem de sólido, é destinada à barragem de rejeito para decantação final (Ferreira, 2002).

Segundo Carvalho (2003), a deslamagem torna-se importante e fundamental antes da flotação de minérios de ferro, pois evita que as lamas recubram as partículas liberadas e flotáveis, prejudicando a sua flotabilidade. Esse fenômeno é denominado “*slime coating*” e ocorre devido à atração eletrostática entre as partículas da lama e a partícula a ser flotada. Pode também ocorrer, se não houver repulsão entre essas partículas, apenas por efeito das forças de *van der Waals*.

O efeito de “*slime coating*” foi estudado por Araujo (1982) *apud* Ferreira (2002), em tubo de Hallimond, onde se verificou o efeito de lama de caulinita e de minério de ferro na flotabilidade de quartzo. Segundo o autor, a lama de caulinita provocou uma diminuição da flotação do quartzo, devido a um consumo de amina, sendo que a lama de minério de ferro atuou no sentido de recobrir as partículas de quartzo (“*slime coating*”).

Carvalho (2003) cita que para a obtenção de uma operação de deslamagem eficiente, o principal parâmetro a ser controlado é o grau de dispersão das espécies minerais contidas na polpa. Araujo *et al.* (2006) acrescentam dizendo que uma maneira simples e onerosa, é a elevação do pH utilizando-se NaOH, aumentando assim a repulsão eletrostática das partículas. Estudos realizados por Souza Jr. (1994) mostraram que, para o minério de ferro processado na usina de concentração da Samarco, o grau de dispersão das partículas contidas na lama varia com o pH, ou seja, aumentando-se o pH aumenta-se a estabilidade do sistema. Para valores de pH até 8,2 observa-se uma constância no grau de dispersão e para valores de pH na faixa de 8,2 até 8,7 tem-se um aumento súbito no grau de dispersão e a partir desse valor, o grau de dispersão mantém-se praticamente estável para qualquer acréscimo do valor do pH da polpa.

Souza Jr. (1994), estudando a influência da presença de lamas na flotação de minérios de ferro, verificou que quanto menor a recuperação metalúrgica na deslamagem, ou seja, quanto maior a perda de minerais de ferro e argilominerais ultrafinos na deslamagem, maiores foram os valores de recuperação metalúrgica na flotação e menores teores de sílica no concentrado. Isto mostra a influência negativa da presença de finos e lamas na flotação.

Em estudos semelhantes, Lima (2001) verificou a influência do percentual de lama na flotação de minérios de ferro e observou que a quantidade de lama afeta de modo diferente a seletividade de cada amostra testada. Em algumas amostras, um maior percentual de lama afetou somente o teor de fósforo no concentrado. Devido a esses fatos, a autora concluiu que o comportamento na flotação está associado às características químicas, granulométricas e mineralógicas das respectivas lamas.

De acordo com Oliveira (2006) as perdas de minérios nesta fração (lamas) nas usinas de beneficiamento de ferro podem variar de aproximadamente 5% a 30% do ferro contido na alimentação. No mundo, estima-se que as operações de deslamagem e concentração de minérios de ferro produzem dezenas de milhões de toneladas de rejeito por ano. No Brasil, esses rejeitos atingem cerca de 10 milhões de toneladas por ano.

Estas lamas possuem teores de ferro mais elevados e de sílica inferiores aos da alimentação. O aproveitamento desse material é muito interessante para sua utilização na pelotização, devido a sua adequada granulometria (Martins *et al.*, 2002). O descarte destas lamas em barragem de rejeito, além do problema econômico devido à perda de mineral-minério (Weissenborn *et al.*, 1994), causa, também, o problema ambiental de sua disposição (Schubert *et al.*, 2003). Isto deve ser feito obedecendo às legislações ambientais, as quais estão cada vez mais rigorosas, quer seja em relação ao quesito efluentes, quer seja em relação à construção e manutenção dessas barragens.

Todos esses fatos evidenciam a necessidade da deslamagem dos minérios de ferro no intuito de obter-se uma performance otimizada na etapa de flotação. Por outro lado, a deslamagem é uma etapa que causa perdas significativas das partículas de valor, junto às lamas removidas. Desta maneira, torna-se importante o desenvolvimento de rotas para a recuperação dessas frações para maximizar os ganhos, tanto ambientais como econômicos.

2.3.2 Caracterização das lamas de ferro

De acordo com Srivastava *et al.* (2001), um dos primeiros problemas que surge na recuperação de lamas de ferro estão na caracterização da composição destas lamas e da origem do minério. As características físicas e químicas dessas lamas dependem basicamente das operações de moagem e dos constituintes da água do processo (Ghose e Sen, 2001). Outros problemas encontrados estão associados ao tamanho fino dos grãos, presença de minerais argilosos e a baixa liberação do minério.

Segundo Oliveira (2006) as propriedades superficiais das lamas influenciam o fenômeno de recobrimento de lamas sobre as partículas (“*slime coating*”), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha-partícula e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes. Aplan e Fuerstenau (1962) *apud* Mapa (2006) citam que a flotação catiônica é dez vezes mais influenciada por esse fenômeno que a flotação aniônica.

Os principais constituintes destas lamas são a sílica, alumina e ferro na forma de óxidos. Outros constituintes, em menor proporção, na forma de óxidos de Mn, Cr, Co, Ni, Cu, Zn, etc., podem ser encontrados (Ghose e Sen 2001).

Estudos realizados por Wolff (2009) mostram a micrografia MEV-EDS da presença de aglomerados nas lamelas de minério de ferro da Mina Brucutu da Vale, contendo 16 % de Al, 13 % de Si e 71 do Fe. Observou-se ainda partículas de quartzo contaminadas com um pouco de ferro (97% SiO₂ e 3 % de Fe₂O₃).

Queiroz *et al.* (2004) citam que a composição mineralógica da lama de ferro também influencia na flotação. As lamelas constituídas por caulinita afetam muito menos a flotabilidade do quartzo com eteraminas do que lamelas naturais de minérios de ferro, constituídas por uma mistura de diversos minerais tais como goethita, hematita, caulinita e gibbsita.

A interferência efetiva de lama na flotação é usualmente atribuída a partículas de cerca de 5µm ou mais finas e sua magnitude depende não só da mineralogia como também da distribuição de tamanho de cada mineral na fração de lamelas (Oliveira, 2006).

Diversos estudos de caracterização de minérios deste tipo têm sido desenvolvidos no sentido de possibilitar um melhor aproveitamento e otimização das etapas de processamento destes minérios (Tabela 6).

Tabela 6. Estudos de caracterização das lamelas de ferro reportados na literatura

Autores	Origem da lama	Tamanho da partícula, µm	Teores, %		
			Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Mahiuddin <i>et al.</i> , 1989	Mina Rajhara (India)	45	61,4	5,7	5,4
	Mina Barsua (India)	53	55,5	9,6	4,8
(Khangaonkar e Bala Subramani, 1993	Mina Kudremukh (Karnataka, India)	23	66,5	2,8	1,4
Weissenborn <i>et al.</i> , 1994	Mina BHP IronOre (Australia)	13,8	47,1	15,4	11,4
Ghose e Sen, 2001	Mina Barsura (Orissa, India)	-	92,8	2,5	2,15
Tripathy <i>et al.</i> , 2001	Mina Kiriburu (Orissa, India)	-	56,4	7,5	7,0
	Mina Joda (Bihar, India)	-	61,4	3,5	6,6
Martins <i>et al.</i> , 2002	Quadrilátero Ferrífero (MG, Brasil)	40	63,7	-	-
Ferreira, 2002	Quadrilátero Ferrífero (MG, Brasil)	16,3	77,8	8,5	6,2
		12,5	76,5	13,4	2,7
Cruz <i>et al.</i> , 2005	Mina do Pico (MG, Brasil)	-	56,8	6,0	5,8
	Mina Vargem Grande (MG, Brasil)	-	59,4	5,6	4,5
Oliveira, 2006	Usina da Conceição-Vale (MG, Brasil)	45	42,0	27,6	7,1
Rocha e Peres, 2009	Mineração Casa de Pedra – CSN (MG, Brasil)	12,2	39,4	35,0	4,5

Silva (1999) *apud* Ferreira (2002) em estudos de caracterização de diversas tipologias de minério de ferro, provenientes de vários pontos da Mina do Pico, mostrou a presença dos minerais hematita, goethita, caulinita, gibbsita, quartzo e magnetita na faixa de tamanho abaixo de 9 μm , classificada como lamas.

Wolff (2009) realizou a caracterização dos rejeitos (lamas) de sete minas da Vale (Brucutu, Córrego de Feijão, Conceição, Cauê, Fábrica Nova, Alegria e Carajás). Estes rejeitos apresentaram uma granulometria essencialmente ultrafina com d_{80} variando de 10 a 30 μm e teores de ferro variando de 44 % a 64 %, encontrado principalmente nas formas de hematita e goethita. A autora afirma que os teores de contaminantes, fósforo (0,1 – 0,3 %) e alumina (1,0 – 3,0 %), aumentam com a diminuição do tamanho de partícula, estando de acordo com a literatura. Além dos oxi-hidróxidos de ferro, também estão presentes nestas lamas, a gibbsita, caulinita, quartzo, talco e muscovita. O rejeito de Carajás, que apresentou granulometria mais fina dentre todos (com $d_{80} = 10 \mu\text{m}$), se destaca por apresentar 64 % de ferro e apenas 9 % de minerais considerados contaminantes (essencialmente quartzo e gibbsita). O mineral predominante no rejeito desta mina foi a hematita (78 %), seguido pela goethita (13 %). Também estão presentes, em quantidades muito baixas, P (0,8 %), Al (0,9 %) e Mn (0,08 %). Em seu estudo, Ferreira (2002) realizou a caracterização de duas lamas de minério de ferro oriundas do Quadrilátero Ferrífero, em MG, as quais denominou lama “A” e lama “B”. A lama “A” era composta por hematita (61 %), goethita (22 %), quartzo (4,6 %), caulinita (10,5 %) e gibbsita (2,1 %) e seus parâmetros granulométricos foram: $d_{90} = 16,3 \mu\text{m}$, $d_{50} = 5,5 \mu\text{m}$ e $d_{10} = 0,9 \mu\text{m}$. Já a lama “B” era composta por hematita (43 %), goethita (41 %), quartzo (12 %) e caulinita (5 %), cujos parâmetros granulométricos foram: $d_{90} = 12,5 \mu\text{m}$, $d_{50} = 3,5 \mu\text{m}$ e $d_{10} = 0,7 \mu\text{m}$.

2.3.3 Processos de tratamento das lamas de ferro

Com a exploração e exaustão das reservas de minério de ferro de alto teor, tem-se tornado necessária a lavra de reservas com baixo teor, exigindo etapas de beneficiamento mais complexas, como flotação em coluna e flotação convencional, além dos processos de cominuição e separação sólido/líquido. Além disto, as usinas siderúrgicas têm demandado produtos com excelente qualidade e baixos teores de impurezas, como fósforo e alumínio (Ferreira, 2002). Estes minérios, na maioria dos casos, são bastante friáveis ocasionando, assim, a geração de finos e lamas durante o seu processamento.

O aumento da demanda de minérios incentiva o desenvolvimento de tecnologias para otimizar os processos existentes ou de novos processos para aproveitamento destes minérios, antes

tidos como rejeitos (Oliveira, 2006). Santos (2003) destaca o caso dos rejeitos, cujo estudo de tratamento tem despertado grande interesse por parte das empresas, pois além de conduzir ao máximo de aproveitamento das jazidas, propicia um ganho ambiental, onde se busca a redução de efluentes dispostos na natureza.

Esta mentalidade já ocorre com minérios portadores de metais nobres, como ouro, platina e prata, motivada pelo surgimento de novas técnicas de concentração, mas principalmente pelo elevado valor econômico desses metais. Para o caso do minério de ferro, estas iniciativas têm sido em menor proporção, devido à abundância das reservas no mundo e pelo baixo valor de mercado desse metal. Porém, nota-se que essa posição está tendendo a mudar, graças às inovações tecnológicas de concentração de finos, pela maximização de reservas minerais e também por cada vez mais crescentes demandas da sociedade em relação à preservação do meio ambiente (Santos, 2003).

O beneficiamento da lama de minério de ferro não é fácil e as técnicas a serem utilizadas devem corresponder à qualidade do minério e aos requisitos do produto final (Srivastava *et al.*, 2001). Até hoje não existe tecnologia economicamente viável para a concentração das lamas. A recuperação e aproveitamento do minério de ferro presente nas mesmas é um problema recorrente e de difícil solução. Técnicas convencionais para concentração dos minérios de ferro não são tão eficientes (Prakash *et al.*, 1999), mas a floculação seletiva e a flotação com bolhas de menor tamanho são técnicas promissoras que vêm sendo melhor investigadas para utilização na recuperação dos minerais de ferro das lamas (Wolff, 2009).

O minério hematítico-magnetítico da mina de Groveland, em Iron Mountain, Michigan (Hanna Mining Co), é deslamado por coagulação seletiva e concentrado por separação magnética e por flotação direta (aniônica) dos óxidos de ferro. Os concentrados obtidos são purificados também por coagulação seletiva. Na usina de Groveland a técnica é denominada “elutriação”. Observações “*in loco*” constataram que o processo envolve coagulação seletiva, pois a polpa é formada por sílica dispersa e coágulos de óxidos de ferro. Os coágulos se concentram preferencialmente no *underflow* (concentrado), enquanto a sílica segue o fluxo principal do elutriador *overflow* (rejeito). O minério hematítico-magnetítico da mina de Tilden, Michigan (Cleveland- Cliffs Iron Co), é concentrado por flotação catiônica reversa, após ser deslamado por floculação seletiva (Oliveira, 2006). A Tabela 7 resume alguns estudos em escala de laboratório e piloto de tratamento das lamas de minérios de ferro.

Tabela 7. Estudos de tratamento das lamas de minério de ferro

Autores	Escala de operação	Tipo de tratamento - Descrição
Khangaoonkar e Bala Subramani 1993	Laboratorial	Floculação seletiva da hematita utilizando polímeros aniônicos (Magnafloc 155, Magnafloc 1011 e Magnafloc LT 27, produzidos pela Allied Colloids). Os três polímeros estudados foram efetivos na floculação deste tipo de minério, em condições ácidas e para dosagens acima de 0,2 kg.ton ⁻¹ .
Weissenborn <i>et al.</i> , 1994	Laboratorial	Floculação seletiva de ultrafinos de ferro utilizando amidos de diferentes tipos (fornecidos pela N.B. Love Starches), Poliacrilamidas de vários pesos moleculares, fornecidos pela Allied Colloids (Magnafloc), Maxwell Chemicals (Maxfloc) e Cyanamid (Superfloc). Foi confirmado que a floculação seletiva é capaz de flocular a hematita. O amido de trigo (50 mg.L ⁻¹) apresentou a melhor eficiência, elevando o teor de ferro de 46,6% (alimentação) para 56-57%, com 65-75% de recuperação metalúrgica.
Tripathy <i>et al.</i> , 2001	Laboratorial	Floculação seletiva da hematita presente em duas lamas de minérios de ferro, utilizando polímeros desenvolvidos pelos autores à base de alginato de sódio (SAG I, II, III, IV, V e VI) e polímeros floculantes comerciais, fornecidos pela Suyog Chemicals (Sufloc), Richav Chemicals (Richfloc 225) e Allied Colloids (Magnafloc 351). Entre os polímeros floculantes utilizados, o SAG VI apresentou melhor desempenho na floculação. As lamas com menor tamanho de partículas foram melhores floculadas por floculantes neutros, quando comparadas com as lamas com maior tamanho de partículas.
Martins <i>et al.</i> , 2002	Laboratorial	Deslamagem (corte em 5µm), seguida de flotação reversa (célula mecânica e coluna) com reagentes convencionais (amido e amina). Os autores observaram que a deslamagem aumenta consideravelmente o teor de ferro e que a coluna de flotação apresenta uma melhor recuperação.
Oliveira, 2006	Laboratorial e Piloto	Deslamagem, concentração magnética e flotação catiônica reversa (célula mecânica) utilizando griz de mandioca gelatinizado e amina (EDA-B da Clariant). A deslamagem foi eficiente, eliminando os elementos deletérios como Al ₂ O ₃ , P e em alguns casos com redução da SiO ₂ . Melhores resultados foram obtidos com circuitos de deslamagem em hidrociclones, seguido de flotação. O concentrado produzido apresentou um elevado teor de hematita granular e um baixo teor de fósforo.
Rocha, 2008	Laboratorial e Piloto	Deslamagem, flotação catiônica reversa (célula mecânica e coluna) utilizando reagentes convencionais. A coluna de flotação com água de lavagem se mostrou a condição ideal para se concentrar ultrafinos de minério de ferro, condizendo com o exposto pela literatura. Os melhores resultados foram obtidos utilizando 1000 g/t de amido e 30 g/t de amina. O concentrado apresentou teores de sílica inferiores a 1%, teores de sílica + alumina abaixo de 2%, qualificando-o como <i>pellet feed fines</i> , e recuperação global (deslamagem + flotação) inferior a 40%.

No preparo e caracterização da amostra, as atividades realizadas incluíram:

- i. Desaguamento da amostra para retirada do excesso de água;
- ii. Secagem em estufa (24 h a 90 °C)
- iii. Desagregação
- iv. Homogeneização e quarteamento;
- v. Amostragem de material para caracterização;
- vi. Armazenamento da amostra para os estudos de flotação em tambores de 20 L.

As etapas de preparo (secagem) e desagregação se mostraram inviáveis devido à dificuldade na desagregação das amostras. Desta maneira optou-se por trabalhar com a amostra úmida (AM-U). Já as amostras secas foram armazenadas em baldes, sendo denominadas de AM-S, e utilizadas apenas em alguns ensaios (flotação com bolhas intermediárias).

Em cada amostra foi determinada a distribuição granulométrica por difração de raios *laser*, massa específica, umidade, e realizada a análise química para Fe, SiO₂, P, Al₂O₃, Mn, TiO₂ e MgO através da técnica de fluorescência de raios-X.

3.1.2 Reagentes

Na flotação direta foram utilizados ácido oléico emulsificado (P.A. – Marca Synth – C₁₈H₃₄O₂ – PM = 282,47), oleato de sódio (preparado segundo procedimento descrito no ANEXO 1) e *tall oil* bruto (Marca Miracema). Como agente dispersante, na flotação direta, foi utilizado o hexametáfosfato de sódio (P.A.), da marca Nuclear, com teor de P₂O₅ de 65 %. Para os estudos de flotação extensora foi utilizado óleo Diesel comercializados nos postos de combustíveis de Porto Alegre-RS. A dosagem dos reagentes foi realizada através de soluções preparadas com concentração de 10.000 mg.L⁻¹ com água desmineralizada (osmose reversa).

Nos estudos de flotação catiônica reversa foi utilizada a Eteramina (EDA), da Clariant, como coletor dos minerais de ganga, fornecido pela Vale, em solução com concentração de 50%. Como depressor na flotação catiônica reversa foi utilizado amido de milho gelatinizado, fornecido pela Vale, através da adição de hidróxido de sódio (proporção amido/soda de 4:1), com aquecimento a 84°C por 5 minutos. Ambos reagentes foram preparados a concentração de 10.000 mg.L⁻¹ com água desmineralizada (osmose reversa).

A umidade do amido de milho, analisada no LTM/UFRGS, foi de 11,6 %. O procedimento detalhado de preparo (gelatinização) do amido está descrito no ANEXO 2.

Como agentes reguladores de pH foram empregados NaOH e HCl, na forma de soluções 10 % em peso.

3.2 Métodos

3.2.1 Distribuição granulométrica (difração *laser*)

A distribuição de tamanho de partículas foi determinada com o analisador de tamanho de partículas da marca Cilas, modelo 1064. O princípio de funcionamento deste equipamento está baseado na difração da luz *laser* (*Light Amplification by Stimulate Emission of Radiation*). Segundo este princípio o ângulo de difração da luz *laser* é inversamente proporcional ao tamanho da partícula. O analisador de tamanho de partículas Cilas 1064 permite a análise de amostras em poucos segundos fornecendo a distribuição dos tamanhos por número, área e volume, bem como o diâmetro médio. A distribuição de tamanho de partículas adotado em todas as análises foi do tipo volume.

3.2.2 Classificação (sedimentação em proveta)

Esta técnica foi adotada devido à amostra apresentar grande proporção de partículas na faixa de tamanho abaixo do praticado em micro peneiramento. Como alternativa ao micro peneiramento e para que fosse possível a separação do material em frações de tamanho específicas para a realização das análises granulométricas, foi então realizado a separação em 3 faixas granulométricas através da técnica de sedimentação. Deste modo as amostras foram classificadas em três frações (A, B e C), segundo sua velocidade terminal conforme apresentado na Tabela 8.

A técnica utilizada foi similar à descrita por Luz e Lima (2001) e Wills e Napier Munn (2006), conforme esquema apresentado na Figura 11. O material foi disperso em água desmineralizada (osmose reversa), com pH = 10,5 em uma proveta de 1 L. A concentração de sólidos foi de 10 % em peso. Posteriormente a proveta foi colocada em repouso e ao final de um tempo pré-determinado foi coletado, cuidadosamente, metade do volume da proveta (500 mL), com o auxílio de um sifão de 6 mm de diâmetro. O sifão foi imerso na polpa até a profundidade “ h_1 ” (17 cm) abaixo do nível da polpa, correspondendo a 50 % da profundidade “ h ” (34 cm). A proveta foi preenchida novamente até o volume de 1 L e agitada, repetindo-se o procedimento. Este procedimento foi realizado 20 vezes (ou até que a amostra coletada não apresentasse quantidade significativa de sólidos em suspensão). O tempo de sedimentação aguardado para a coleta do material sobrenadante foi de 2 horas para a fração “A”

(“coloidal”), correspondendo a 1ª etapa. Posteriormente, o tempo de sedimentação aguardado foi de 10 minutos para a fração “B”(“ultrafina”). A fração “C”(“fina”) corresponde ao material sedimentado ao final do procedimento (2ª etapa).

Tabela 8. Parâmetros utilizados para classificação por sedimentação.

Parâmetro	Fração A (“coloidal”)	Fração B (“ultrafina”)	Fração C (“fina”)
Tempo de sedimentação (T_s), min	> 120	$120 < T_s < 10$	< 10
Velocidade Terminal de sedimentação (V_t), $\text{cm}\cdot\text{min}^{-1}$	$< 0,142$	$0,142 < V_t < 1,7$	$> 1,7$
Diâmetro hidráulico (D_{Stokes}) para quartzo, μm	$< 5,2$	$5,2 > D > 18,0$	$> 18,0$
Diâmetro hidráulico (D_{Stokes}) para hematita, μm	$< 3,2$	$3,2 > D > 11,0$	$> 11,0$

* a distância percorrida durante a sedimentação relativo aos 500 mL foi de 17 cm ($h = 17$ cm);
Densidades adotadas: $\rho_{\text{quartzo}} = 2600 \text{ kg}\cdot\text{m}^{-3}$ e $\rho_{\text{hematita}} = 5300 \text{ kg}\cdot\text{m}^{-3}$.

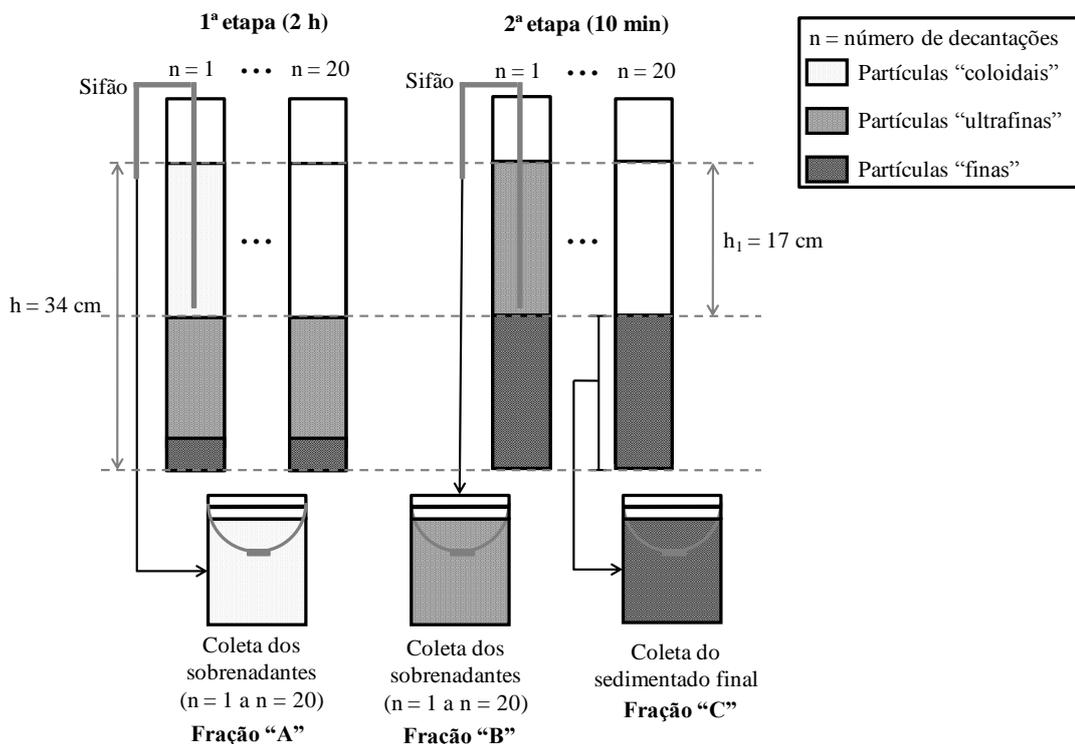


Figura 11. Desenho esquemático do processo de sedimentação

Esta técnica separa as partículas com base na resistência ao movimento em um fluido. Esta resistência determina a velocidade terminal (V_t) que a partícula atingirá quando

em sedimentação em um fluido sob a ação da gravidade. A velocidade terminal pode ser obtida pela equação de Stokes:

$$V_t = \frac{d_p^2 g (\rho_p - \rho_L)}{18\eta} \quad \text{Eq.(3)}$$

onde:

V_t = velocidade terminal da partícula (m.s^{-1}), d_p = diâmetro da partícula (m), g = aceleração da gravidade (m.s^{-2}), ρ_p = densidade da partícula (kg.m^{-3}), ρ_L = densidade do fluido (kg.m^{-3}) e η = viscosidade do fluido (N.s.m^{-2}) ($\eta = 0,001 \text{ N.s.m}^{-2}$ para água a 20°C).

Esta equação foi desenvolvida para partículas esféricas. Partículas não-esféricas também possuem uma velocidade terminal, mas essa velocidade será influenciada pela forma das partículas. Entretanto, esta velocidade pode ser substituída na equação de Stokes para obter-se um valor de “diâmetro”, que pode ser usado para caracterizar as partículas. Este diâmetro é denominado de “Diâmetro de Stokes”. A Lei de Stokes é válida somente para fluxos laminares, o qual implica num tamanho máximo de partícula em um determinado fluido. Este limite superior é determinado pelo “número de Reynolds” da partícula, um número adimensional definido por:

$$\text{Re} = \frac{V_t d_p \rho_L}{\eta} \quad \text{Eq.(4)}$$

onde,

Re = número de Reynolds, V_t = velocidade terminal de sedimentação da partícula (m.s^{-1}), d_p = diâmetro da partícula (m), ρ_L = densidade do fluido (kg.m^{-3}) e η = viscosidade do fluido (N.s.m^{-2}) ($\eta = 0,001 \text{ N.s.m}^{-2}$ para água a 20°C).

Em geral a Lei de Stokes é válida para partículas de até 40 micrômetros, sendo assim, partículas maiores devem ser separadas, por exemplo, por peneiramento, previamente. O limite inferior está na faixa de 1 micrômetro, a partir deste valor os tempos de sedimentação passam a se tornar muito longos e qualquer distúrbio passa a interferir significativamente, aumentando o erro.

Wills e Napier Munn (2006) citam que teoricamente é necessário um número infinito de decantações para obter uma eficiência de separação (remoção) de 100% das frações mais finas, e o número de decantações deve ser escolhido de acordo com a precisão requerida, bem como a faixa de tamanho em cada uma das frações. Para “n” etapas de decantação, a eficiência de remoção da partícula de tamanho “ d_1 ” para um diâmetro de corte “ d_c ” é definida por:

$$Eficiência \ de \ remoção = 1 - \left\{ 1 - a \cdot \left[1 - \left(\frac{d_1}{d_c} \right)^2 \right] \right\}^n \quad Eq.(5)$$

onde,

$a = h/h_1$, h = altura total da polpa, h_1 = altura (profundidade) de sifonação, d_1 = diâmetro da partícula a ser removida, d_c = diâmetro de corte, n = número de etapas de decantação.

3.2.3 Massa específica dos sólidos

A massa específica do minério foi medida através do procedimento padrão de picnometria. Esse método consiste na determinação da densidade de materiais sólidos por meio da medição indireta da massa e do volume do sólido em balão volumétrico de fundo chato (picnômetro), utilizando água (ou outro líquido). O detalhamento do procedimento experimental de picnometria é apresentado no ANEXO 3.

3.2.4 Caracterização química e mineralógica

As amostras selecionadas foram secas em estufa por 24 horas a 90 °C, homogeneizadas e coletadas alíquotas para realização das análises necessárias. A determinação química e mineralógica foi realizada pela VALE, através das técnicas de Fluorescência de raios-X (método de pastilhas fundidas) e Microscopia Eletrônica de Varredura (tecnologia QEMSCAN), respectivamente. O sistema QEMSCAN (*Quantitative Evaluation of Mineralogy by Scanning Electron Microscopy*), anteriormente conhecido como QEM-SEM, é uma técnica desenvolvida pelo CSIRO Minerals (Austrália) para análise mineralógica quantitativa automatizada por análise de imagens que pode fornecer de forma detalhada a mineralogia, tamanho de partícula e liberação, além de fornecer rapidamente informações sobre a composição da superfície e interior das partículas, intercrescimentos e associações de minerais (Gottlieb, 2000; Goodall, 2005; Goodall, 2007). Para a análise de imagem (micrografias) e caracterização química, ainda foi utilizado um Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV) acoplado com um detector de energia dispersiva de raios-X (EDS ou EDX) JEOL JSM 5800, do Centro de Microscopia Eletrônica (CME-UFRGS), com tensão de aceleração de 20 kV e tempo de aquisição de 30 segundos. Neste equipamento, a formação da imagem pode ser feita a partir dos elétrons secundários (SEI) ou retroespalhados (BEI) dos elétrons emitidos pela amostra quando submetida ao feixe eletrônico, os quais

fornece principalmente o relevo da amostra (morfologia) e demonstram as diferenças de composição química na região de observação da amostra (Aoki *et al.*, 2006).

Também foi realizada a caracterização mineralógica por Difração de raios-X, no Laboratório de Difractometria de raios-X (LDRX) no Instituto de Geociências da UFRGS, em um difratômetro SIEMENS – BRUKER-AXS D5000 com goniômetro θ - θ com radiação $K\alpha$ em tubo de cobre nas condições de 40 kV e 25 mA seguindo o procedimento experimental para análise total, onde todas as estruturas (fases) cristalinas dos minerais foram identificadas pelas medidas das distâncias interplanares (valores de “d”) e das intensidades relativas dos picos nos difratogramas. Os minerais identificados nesta análise foram comparados à padrões de um banco de dados do software PDF2 e referenciados sobre os picos mais significativos. Os dados obtidos foram interpretados através do programa DIFFRAC^{PLUS} indexando os picos no difratograma e, desta forma, indicando as principais fases minerais da amostra.

3.2.5 Estudos de flotação convencional em coluna

Os estudos foram realizados em uma coluna convencional de laboratório, como mostrado na Figura 12. A água utilizada nos estudos de flotação foi do sistema de abastecimento de Porto Alegre-RS. A coluna possuía diâmetro interno de 27 mm e 200 cm de altura total (volume = 1,15 L), composta por 3 módulos. A polpa com 40 % de sólidos em peso e com pH ajustado em 10,5, foi condicionada por 10 minutos com cada reagente, em um tanque com capacidade de 10 L, dotado de um motor com uma hélice para manter a polpa sob agitação com velocidade regulada em 350 rpm. Após o tempo de condicionamento com os reagentes, a polpa foi diluída para 15 % de sólidos em peso e a velocidade de agitação alterada para 500 rpm por 5 minutos. Em seguida a polpa foi alimentada à coluna a 1/3 da altura com o auxílio de uma bomba peristáltica. O afundado foi extraído pelo fundo da coluna com uma bomba peristáltica e o flotado coletado em um recipiente de fundo inclinado (calha) situado no topo da coluna. O ar foi injetado na base da coluna através de um tubo poroso (porosidade de 10 μm), fabricado em pó de aço inox sinterizado (ANEXO 4), que permite a formação de um grande número de bolhas com diâmetro médio entre 500 e 1200 μm (dependendo da concentração de espumante). A vazão de ar foi monitorada com um rotâmetro de vazão máxima de 500 mL.min⁻¹, calibrado para pressão de 20 Psi.

A velocidade superficial do fluxo da alimentação (J_a) foi mantida em 0,66 cm.s⁻¹, da água de lavagem (J_w) em 0,30 cm.s⁻¹ e a do gás (J_g) em 0,66 cm.s⁻¹. A altura da camada de espuma foi fixada em 30 cm e controlada pela variação do fluxo da corrente do afundado. Os

fluxos da alimentação, do afundado e da água de lavagem foram controlados de forma a se ter sempre um “*bias*” positivo. Os dados sobre a coluna de flotação e condições operacionais são apresentados na Tabela 9.

Segundo Aquino *et al.* (2004) o tempo de residência das partículas sólidas na coluna de flotação é função da sua taxa de sedimentação e portanto, aumenta com o decréscimo da granulometria, aproximando-se do tempo de residência do líquido para partículas muito finas. O tempo de residência médio da fase líquida na coluna pode ser estimado pela relação entre o volume efetivo da seção de recuperação e a taxa volumétrica da fração não flotada:

$$T_R = \frac{A_c \cdot H_{rec} \cdot (1 - \varepsilon_g)}{Q_{NF}} \quad \text{Eq.(7).}$$

Onde: T_R = tempo de residência (retenção) da fase líquida (min); A_c = área da seção transversal da coluna (cm^2); H_{rec} = altura da seção de recuperação da coluna (cm); ε_g = *hold up* de gás (%); Q_{NF} = vazão volumétrica de polpa da fração não flotada ($\text{mL} \cdot \text{min}^{-1}$).

Os ensaios tiveram duração de 20 minutos, sendo 10 minutos para tempo de estabilização do sistema e 10 minutos para a amostragem simultânea dos fluxos do concentrado e rejeito. Em seguida, as amostras foram pesadas, floculadas, filtradas, secas em estufa a 90°C por 24h, quarteadas e separadas alíquotas para análise química.

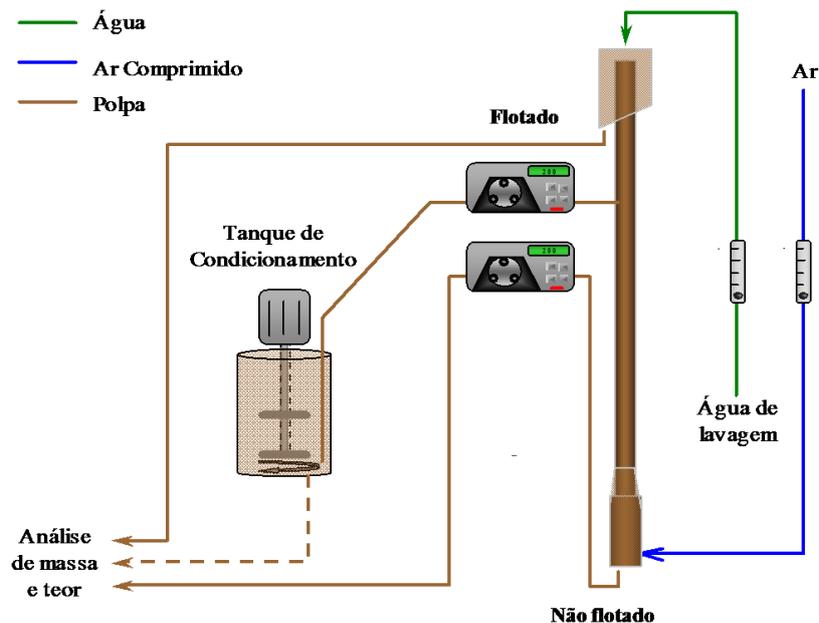


Figura 12. Sistema experimental dos estudos de flotação em coluna convencional.

Tabela 9. Dados sobre a coluna e parâmetros operacionais utilizados nos ensaios de flotação.

Diâmetro da coluna (D_c), mm	27
Área da seção transversal (A_c), cm^2	5,72
Altura da coluna (H_c), cm	200
Altura da seção de recuperação da coluna (H_{rec}), cm	170
Volume total da coluna (V_c), mL	1145
Vazão de ar (Q_g), $\text{mL}\cdot\text{min}^{-1}$	225
Velocidade superficial de gás (J_g), $\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$	0,66
Vazão volumétrica de polpa (Q_a), $\text{mL}\cdot\text{min}^{-1}$	225
Velocidade superficial de polpa (J_a), $\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$	0,66
Vazão de água de lavagem (Q_w), $\text{mL}\cdot\text{min}^{-1}$	100
Velocidade superficial da água de lavagem (J_w), $\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$	0,30
% sólidos na flotação (%p/p)	15
Altura da camada de espuma (H_F), cm	30
*Tempo de retenção médio (T_R), min	3 - 4

*Considerando como valor de *Hold up* (ϵ_g) = 15%.

3.2.6 Estudos de flotação extensora com óleo emulsificado e CAI

Esses estudos foram realizados com a adição de uma emulsão óleo/água no tanque de condicionamento, imediatamente após a adição do coletor e posteriormente bombeado até o tanque de condicionamento em alta intensidade (CAI). A Figura 13 apresenta a montagem experimental.

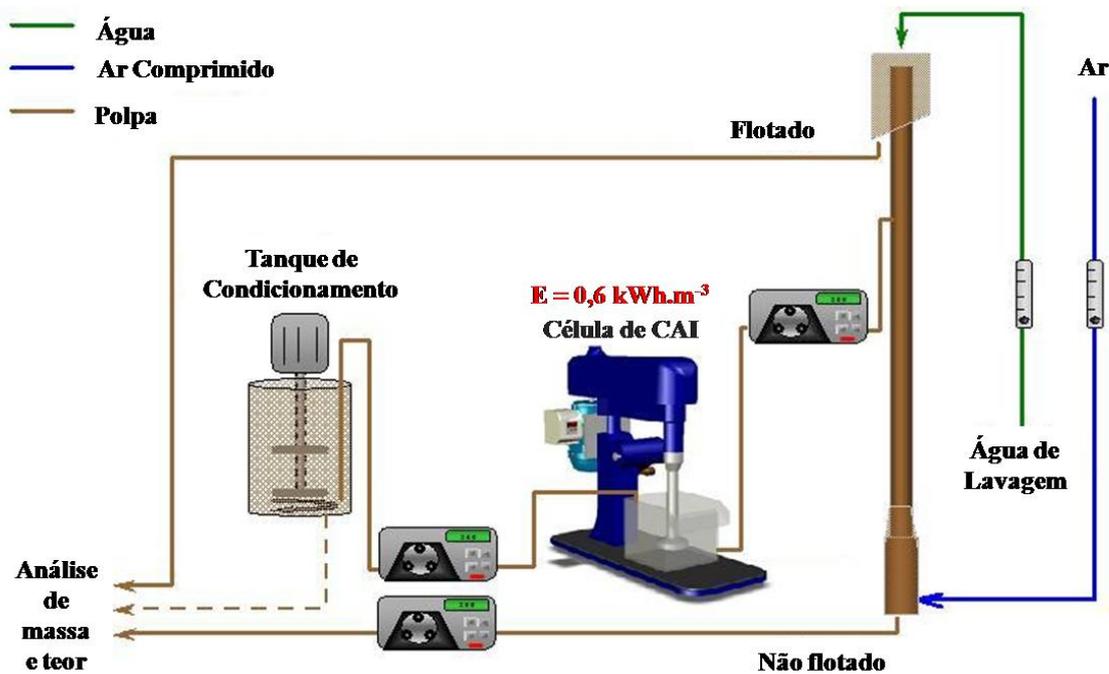


Figura 13. Sistema experimental dos estudos de flotação extensora com óleo emulsificado e CAI

As emulsões de óleo diesel/água (Figura 14 (a)), preparadas na concentração de 1% e com diâmetro médio de gota de 4 μm foram geradas com auxílio de um “Turrax” (agitador emulsificador de alta rotação marca INGENIERBÜRO CAT, modelo CAT NR6413) sob agitação na rotação de 19.000 rpm durante 10 minutos (Figura 14 (b)). A Tabela 10 apresenta o diâmetro médio volumétrico das gotas das emulsões de óleo diesel gerados pelo agitador Turrax. O tamanho de gota foi determinado no granulômetro a *laser* (CILAS).

Tabela 10. Tamanho de gota das emulsões óleo diesel/água gerado mecanicamente (emulsificador “Turrax”).

Condição	D ₁₀ , μm	D ₅₀ , μm	D ₉₀ , μm	Diâmetro médio, μm
Turrax 19.000 rpm	1,2	3,1	7,5	3,8

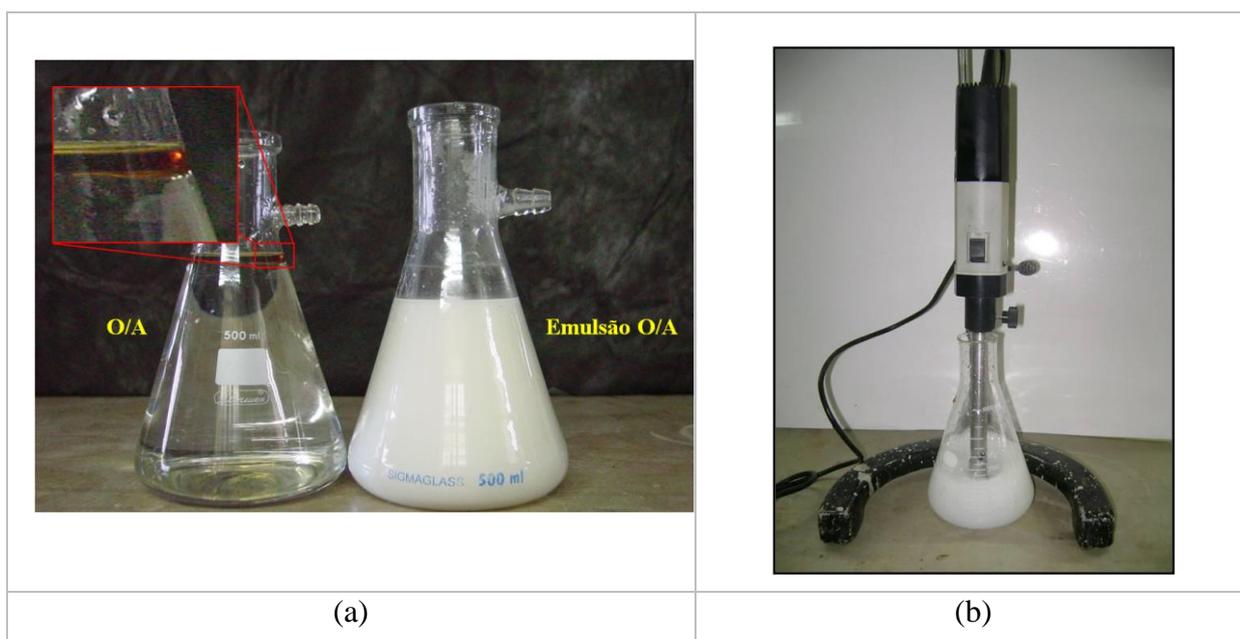


Figura 14. (a) Aspecto visual do óleo diesel antes e após sua emulsificação. [Óleo Diesel] = 10.000 mg.L^{-1} ; (b) Agitador emulsificador de alta rotação (Turrax).

A aplicação do CAI foi realizada em uma máquina de flotação tipo “Denver” de laboratório, com uma célula de 1L de capacidade adaptada com quatro defletores (Figura 15), dimensionados de tal forma que permitia um condicionamento em alta intensidade (elevada turbulência).

O modelo de impelidor utilizado foi do tipo turbina “Rushton” de 6 aletas (Figura 16), com diâmetro de 50 mm. Este tipo de impelidor possui um disco central com pás verticais montadas nas suas extremidades e gera um fluxo predominantemente radial que pode ser utilizado em sistemas que requerem elevados níveis de turbulência e cisalhamento. Construído normalmente com quatro ou seis aletas, tem sua principal aplicação na dispersão de gases em líquidos. Segundo Testa (2008) o CAI é mais eficiente com o uso de um impelidor que provoque um fluxo radial no reator, entretanto em escala industrial é indispensável o uso de impelidor que promova fluxo axial na parte superior do agitador, para promover o bombeamento no reator.

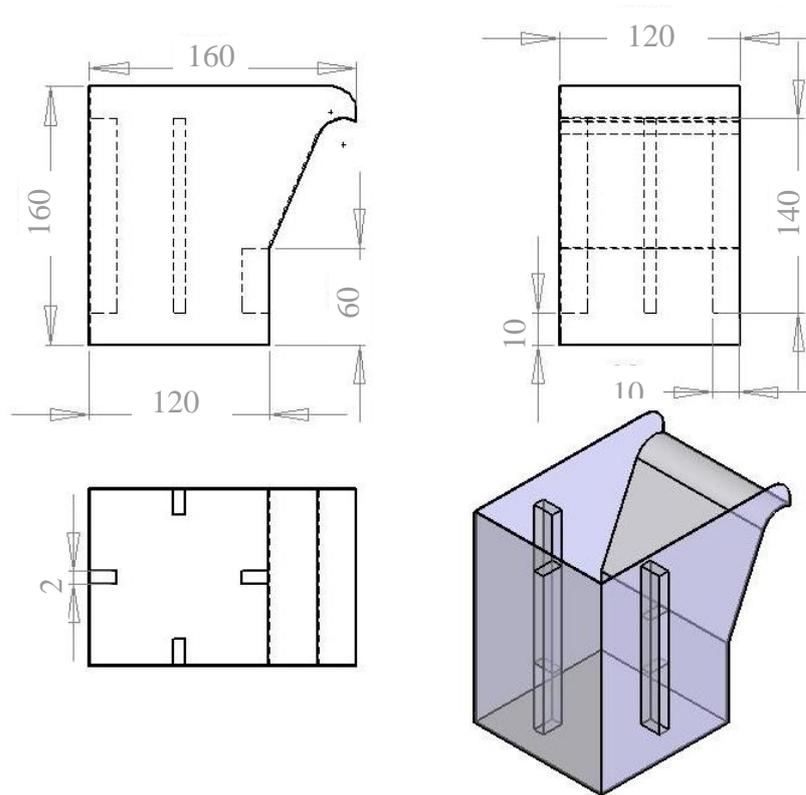


Figura 15. Tanque de condicionamento com perfil retangular

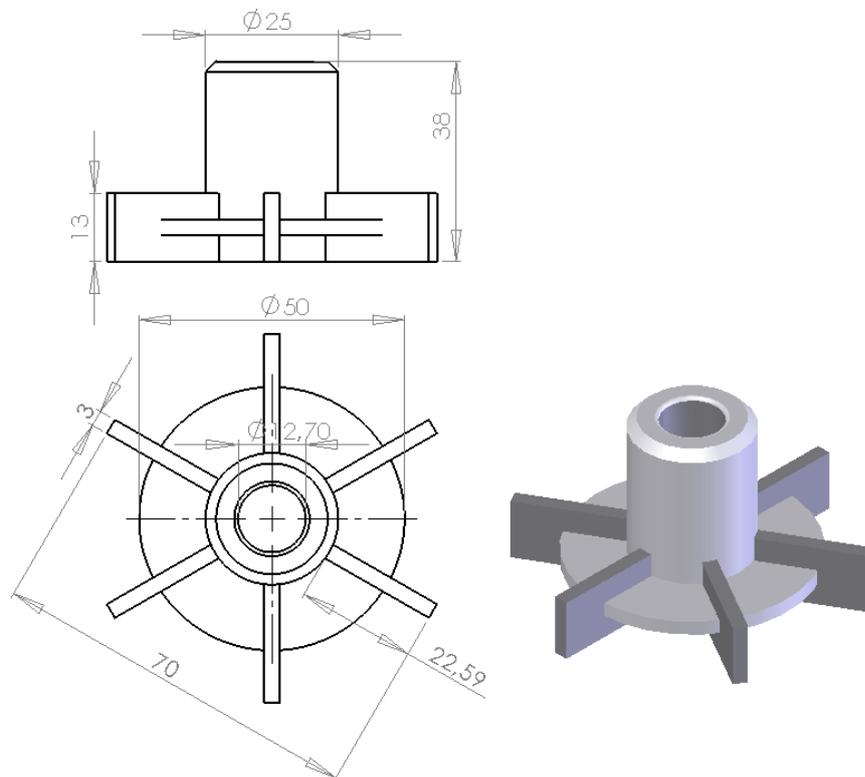


Figura 16. Impelidor tipo turbina Rushton de 6 aletas.

A polpa, após o condicionamento convencional (e com óleo diesel emulsificado), foi bombeada para a célula de CAI onde sofria um regime turbulento, sendo em seguida bombeada para a coluna de flotação. A rotação do rotor do CAI utilizada foi de 800 rpm, que corresponde a uma energia transferida de $0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$, calculada segundo as equações (6) e (7). A Tabela 11 apresenta os dados sobre as condições operacionais do condicionamento em alta intensidade (CAI).

Tabela 11. Dados das condições operacionais do CAI

Volume total da célula CAI, mL	1000
Volume de polpa utilizado nos ensaios, mL	800
Vazão volumétrica de polpa (entrada), mL.min^{-1}	225
Velocidade superficial de polpa (entrada), cm.s^{-1}	0,66
Vazão volumétrica de polpa (saída), mL.min^{-1}	225
Velocidade superficial de polpa (saída), cm.s^{-1}	0,66
Tempo de residência da polpa na célula CAI, min	3,5
Potência com sistema mineral, W	117,8
Potência com motor livre, W	109,7
Potência transmitida à polpa, W	8,2
Rotação do rotor do CAI, rpm	800
Energia transferida à polpa, kWh.m^{-3}	0,6

A potência fornecida ao sistema foi medida com o auxílio de um amperímetro digital na entrada do variador de frequências que controla o motor e calculadas conforme expressão a seguir:

$$P = V \cdot I \cdot \cos \varphi \cdot \eta_1 \quad \text{Eq.(7).}$$

onde,

P = potência (W); V = tensão medida no sistema (V); I = corrente medida no sistema (A); φ = fator de potência ($\cos \varphi = 0,8$); η_1 = rendimento do motor (0,93).

A potência transmitida à polpa foi calculada como:

$$P_{\text{transmitida}} = P_{\text{com sistema mineral}} - P_{\text{com motor livre}} \quad \text{Eq.(8).}$$

$$E_{transferida} = \frac{P_{transmitida} \cdot T_R}{V_{célula}} \quad \text{Eq.(9).}$$

onde,

$E_{transferida}$ = energia transferida à polpa (kWh.m⁻³); $P_{transmitida}$ = potência transmitida à polpa (kW); $V_{célula}$ = volume da célula CAI (m³); T_r = tempo de residência da polpa na célula CAI (h);

3.2.7 Estudo de flotação direta com bolhas intermediárias (BI)

Os estudos de flotação com injeção de BI, entre 100 e 600 µm (dependendo da concentração de espumante), foram realizados utilizando a amostra AM-S (amostra previamente seca), substituindo apenas o sistema de geração de bolhas (Figura 17 (a)). A polpa a 40 % sólidos em peso foi preparada em um multiprocessador da marca Arno, por aproximadamente 5 minutos, para facilitar a segregação das partículas, sendo em seguida transferida para o tanque de condicionamento. Após esta etapa, foi seguido o mesmo procedimento utilizado nos estudos anteriores.

O sistema utilizado neste estudo consiste de um Venturi (fabricado em aço inox, $\varnothing_{entrada} = 1,5 \text{ mm}$ e $\varnothing_{saída} = 2,5 \text{ mm}$) e uma bomba centrífuga. Parte da corrente do rejeito foi recirculada da base da coluna e introduzida no *venturi* (Figura 17 (b)), onde o gás injetado e a polpa eram misturados em condições cisalhantes, resultando na dispersão das bolhas. Em seguida, a mistura ar (bolhas)-partículas foi introduzida próximo a base da coluna. A velocidade superficial de reciclo no *venturi* ($J_{reciclo}$) foi fixada em $18,5 \text{ m.s}^{-1}$. Nessas condições é gerada uma perda de carga de 2 kgf.cm^{-2} no *venturi*.

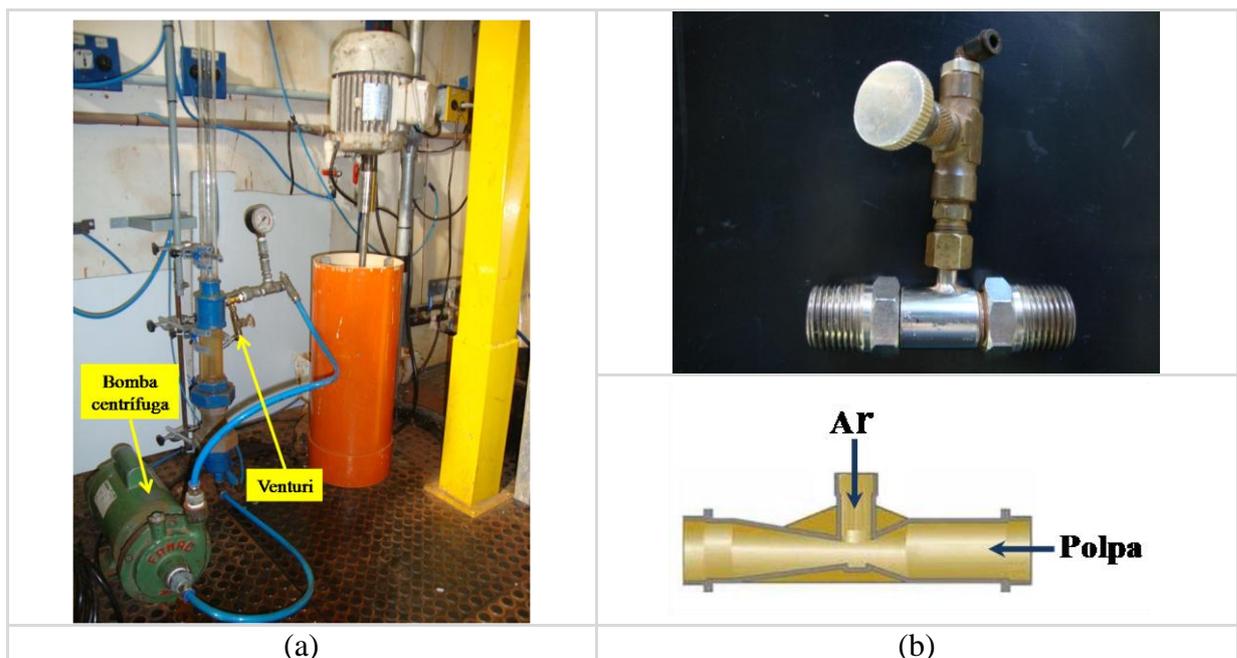


Figura 17. (a) Sistema montado para ensaios com injeção de bolhas intermediárias e (b) construção do tipo *venturi*.

3.2.8 Estudo de flotação com amostra classificada

As amostras para os estudos de flotação catiônica reversa foram obtidas após realização de deslamagem (classificação) por sedimentação da amostra AM-U. Foram geradas dois tipos de amostras classificadas, denominados I e II.

3.2.8.1 Amostra classificada I

Nesta etapa a amostra foi preparada seguindo a mesma metodologia utilizada no preparo da amostra para caracterização granuloquímica, ou seja, a classificação foi realizada visando obter um produto (*underflow*) bem selecionado, através de 20 decantações, para a eliminação quase que completa da fração “coloidal” ($< 1\mu\text{m}$).

A classificação da amostra foi realizada acondicionando a lama em um tanque de 100 L, onde foi preparado 80 L de polpa a 20 % de sólidos. A polpa foi agitada mecanicamente a 900 rpm e o pH foi ajustado em 11 com a utilização de NaOH (10 % p/v). Cessada a agitação, o material foi deixado em repouso por 2 horas. Após este tempo, o sobrenadante foi sifonado até 40 L (metade do volume), correspondendo a uma altura de 23 cm, sendo este descartado. Adicionou-se água ao tanque até 40 L, sendo novamente agitado e regulado o pH em 11, e o procedimento repetido 20 vezes. Nestas condições, a velocidade terminal de sedimentação (V_t) é igual a $0,192 \text{ cm}\cdot\text{min}^{-1}$, e os diâmetros de corte previstos são: D_{stokes} para o quartzo = $6,05 \mu\text{m}$ e D_{stokes} para a hematita = $3,7 \mu\text{m}$. A eficiência de remoção de partículas finas, com tamanhos relativos de partícula (d_1/d_c) é mostrada na Tabela 12.

Tabela 12. Número de decantações necessário para remoção das partículas finas (amostra classificada I)

Tamanho relativo de partícula (d_1/d_c)	Número de repetições (decantações)					
	10 % eficiência	30 % eficiência	50 % eficiência	70 % eficiência	90 % eficiência	98 % eficiência
0,95	2	7	14	24	46	78
0,9	1	4	7	12	23	39
0,8	-	2	3	6	12	20
0,5	-	-	1	3	5	8
0,1	-	-	1	2	3	6

3.2.8.2 Amostra classificada II

A classificação da amostra foi realizada de modo similar ao realizado por Rocha (2008) visando obter o produto afundado (*underflow*) mais próximo de uma situação prática industrial. A lama foi acondicionada em baldes de 20 L, onde foi preparado 15 L de polpa a

10 % de sólidos. A polpa foi agitada manualmente e o pH foi ajustado em 11 com a utilização de NaOH (10 % p/v). Cessada a agitação, o material foi deixado em repouso para sedimentação por 20 minutos. Após este tempo, o sobrenadante foi sifonado, correspondendo a uma altura de 23 cm, tomando cuidado para não arrastar o material sedimentado, e armazenado. Em seguida adicionou-se água ao balde até 15 L, sendo novamente agitado e regulado o pH em 11, deixando sedimentar por 20 minutos. Após este tempo, o sobrenadante foi novamente sifonado e armazenado. Em seguida colocou-se o afundado e o flutuado para secar em estufa. Nestas condições, a velocidade terminal de sedimentação (V_t) é igual a $1,15 \text{ cm}\cdot\text{min}^{-1}$, e os diâmetros de corte previstos são: D_{stokes} para o quartzo = $14,8 \text{ }\mu\text{m}$ e D_{stokes} para a hematita = $9 \text{ }\mu\text{m}$. A eficiência de remoção de partículas finas, com tamanhos relativos de partícula (d_1/d_c) é mostrada na Tabela 13.

Tabela 13. Número de decantações necessário para remoção das partículas finas (amostra classificada II)

Tamanho relativo de partícula (d_1/d_c)	Número de repetições (decantações)					
	10 % eficiência	30 % eficiência	50 % eficiência	70 % eficiência	90 % eficiência	98 % eficiência
0,95	1	4	8	14	27	45
0,9	-	2	4	7	13	22
0,8	-	1	2	3	6	11
0,5	-	-	-	1	2	4
0,1	-	-	-	-	1	2

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 Caracterização dos ultrafinos (lamas) de minério de ferro

A umidade da amostra (AM-U) foi de 41 % (base úmida) e a densidade do minério, determinada por picnometria, foi de $3,54 \text{ g.cm}^{-3}$.

4.1.1 Distribuição granulométrica (difração *laser*)

A lama de minério de ferro apresentou uma distribuição granulométrica (em volume) do tipo bimodal, com picos em 1 e 10 μm . Os diâmetros característicos da amostra foram 90 % passante em 13,1 μm , 50 % passante em 2,7 μm , 10 % passante em 0,5 μm e diâmetro médio (*sauter*) igual a 5,0 μm . A Figura 18 apresenta o resultado das análises de distribuição granulométrica determinada por difração *laser* – equipamento Cilas 1064.

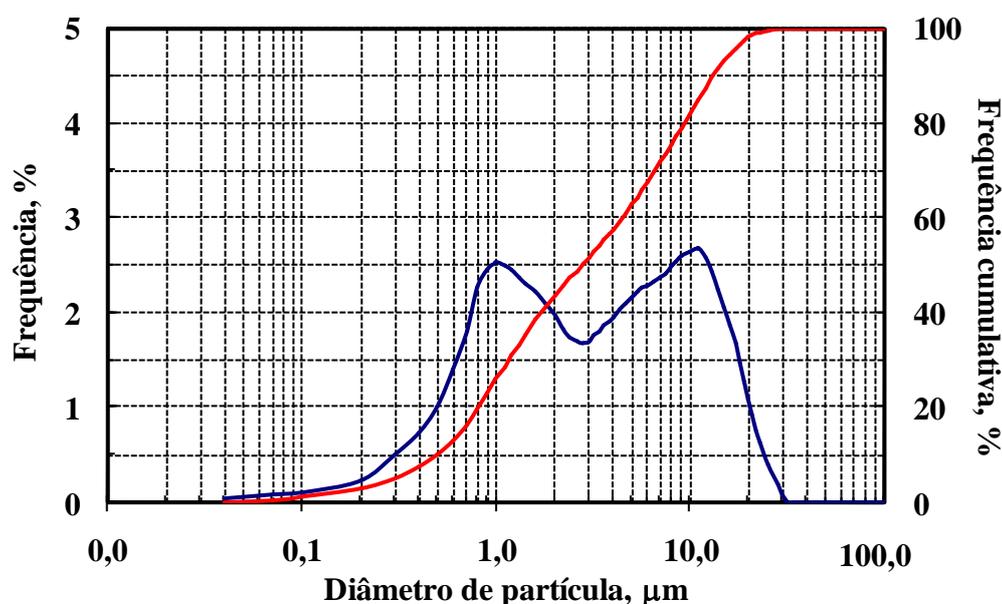


Figura 18. Distribuição granulométrica da amostra de lama de minério de ferro da Mina do Pico (em volume passante) determinada por difração *laser*.

4.1.2 Caracterização química e mineralógica

A Tabela 14 apresenta a análise química de 6 vias, escolhidas aleatoriamente, da amostra total (22 baldes). Os teores médios dos principais elementos que compõe a lama de ferro foram os seguintes: Fe (49,1 %); SiO_2 (10,0 %); P (0,23 %); Al_2O_3 (9,2 %); Mn (0,34 %); TiO_2 (0,42 %); CaO (0,08 %); MgO (0,12 %).

Tabela 14. Caracterização química da amostra de lama da Mina do Pico.

Amostra	Análise Química (%)									
	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Fecham.
03	48,5	10,1	0,23	9,3	0,32	0,42	0,08	0,12	8,8	99,1
09	49,5	9,8	0,22	8,8	0,36	0,42	0,08	0,13	8,6	99,6
10	48,7	10,1	0,23	9,5	0,33	0,43	0,08	0,12	8,7	99,5
15	49,2	9,9	0,23	9,3	0,35	0,42	0,08	0,12	8,6	99,7
18	49,3	10,0	0,23	9,3	0,35	0,42	0,09	0,12	8,6	99,9
21	49,2	9,9	0,23	9,2	0,35	0,41	0,09	0,12	8,6	99,6
Média	49,1	10,0	0,23	9,2	0,34	0,42	0,08	0,12	8,6	99,6
Desvio Padrão	0,39	0,13	0,00	0,23	0,01	0,00	0,00	0,01	0,09	0,28

A Figura 19 apresenta o resultado da análise mineralógica por difração de raios-X. O difratograma de raios-X indicou a presença de hematita, quartzo, goethita, gibbsita e argilominerais do grupo das caulinitas, como os principais minerais presentes na lama de minério de ferro.

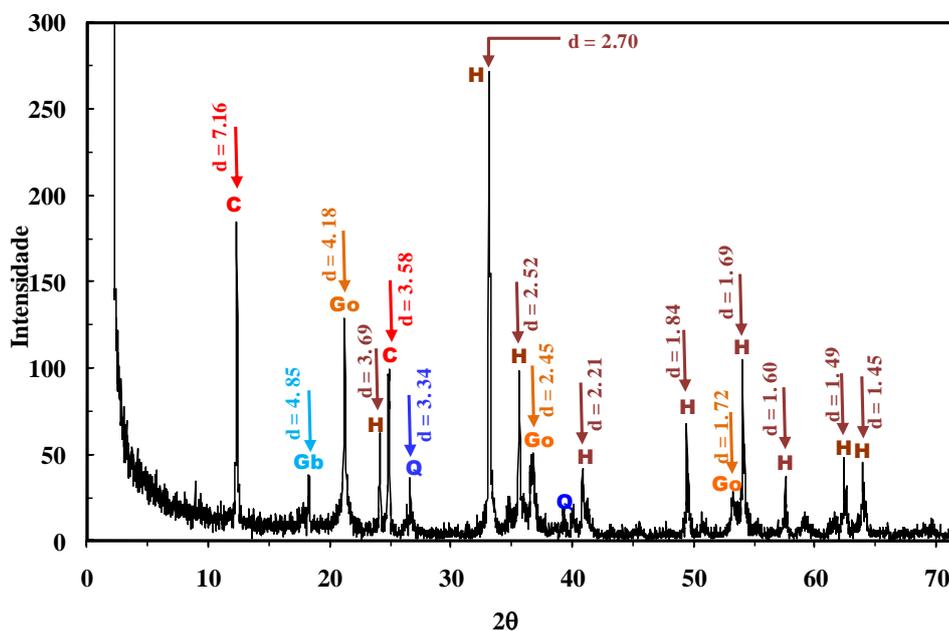


Figura 19. Difratograma de Raios-X da lama de minério de ferro, Mina do Pico.
C = caulinita; Gb = gibbsita; Go = goethita; H = hematita; Q = quartzo.

A análise mineralógica quantitativa por MEV (QEMSCAN), apresentado na Tabela 15, mostrou que 80 % da amostra é constituída por Fe oxi/hidróxidos (hematita e goethita), além de caulinita, quartzo e gibbsita. Devido à fina textura de associação entre caulinita e Fe-óxidos (principalmente goethita), grande parte da caulinita foi reconhecida como uma mistura

com goethita, sendo representada pela fase textura caulinita/goethita. A análise mineralógica por MEV também mostrou a presença, não significativa de outros minerais como: silicatos de Fe e Mg, ilmenita, muscovita, entre outros. A Tabela 16 apresenta a análise química medida e calculada da amostra a partir da análise mineralógica por MEV (QEMSCAN).

Tabela 15. Caracterização mineralógica por MEV (QEMSCAN) da amostra de ultrafinos de minério

Mineral	%, em massa
Caulinita	1,2
Quartzo	0,68
Fe oxi/hidróxidos	80,0
Gibbsita	0,56
Caulinita/goethita	16,0

Tabela 16. Análise química medida e calculada da amostra de ultrafinos de minério a partir da mineralogia por QEMSCAN

Elemento	Alimentação, %	Alimentação calculada, %
Alumínio (Al)	4,1	4,7
Ferro (Fe)	51,3	49,5
Silício (Si)	4,6	4,6

4.2 Caracterização das amostras classificadas por sedimentação (granuloquímica)

Foram executadas análises de distribuição de tamanho de partícula por difração *laser*, química (fluorescência de raios-X) e mineralógica (difração de raios-X e MEV-QEMSCAN) das três frações (A, B e C) obtidas após classificação por sedimentação. As frações A, B e C apresentaram os percentuais em massa, relativo à massa total da amostra, de 60,5 %, 24,8 % e 14,7 %, respectivamente.

A Figura 20 mostra o aspecto visual das três frações classificadas. Observou-se uma grande diferença de cor entre as frações, evidenciando uma concentração de minerais em determinadas faixas de tamanho.



Figura 20. Aspecto das frações classificadas por sedimentação.

4.2.1 Distribuição granulométrica (difração *laser*)

A Figura 21 mostra o resultado das análises granulométricas das frações separadas por sedimentação. A fração “A” apresentou diâmetros característicos de $D_{90} = 3,9 \mu\text{m}$, $D_{50} = 1,0 \mu\text{m}$, $D_{10} = 0,26 \mu\text{m}$ e $D_{\text{sauter}} = 1,6 \mu\text{m}$. A fração “B” apresentou diâmetros característicos de $D_{90} = 18,4 \mu\text{m}$, $D_{50} = 9,3 \mu\text{m}$, $D_{10} = 2,6 \mu\text{m}$ e $D_{\text{sauter}} = 10,0 \mu\text{m}$. A fração “C” apresentou diâmetros característicos de $D_{90} = 22,1 \mu\text{m}$, $D_{50} = 11,9 \mu\text{m}$, $D_{10} = 5,4 \mu\text{m}$ e $D_{\text{sauter}} = 13,0 \mu\text{m}$.

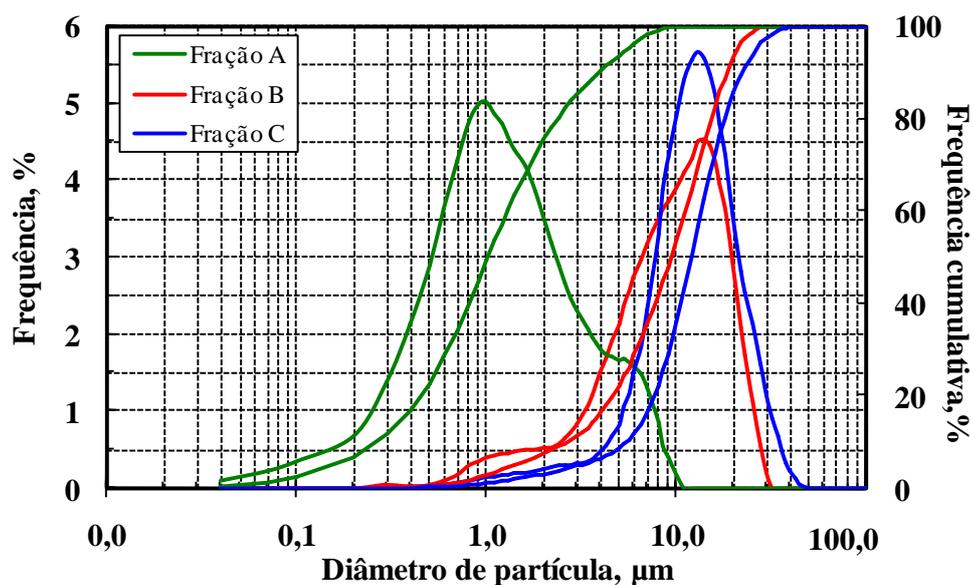


Figura 21. Distribuição granulométrica das frações A, B e C, classificadas por sedimentação, da lama de minério de ferro (em volume passante) determinada por difração *laser*

4.2.2 Caracterização química e mineralógica

As Tabelas 17 e 18 apresentam os resultados das análises químicas por fluorescência de raios-X e do balanço metalúrgico referente à etapa de classificação por sedimentação das frações “A”, “B” e “C”. Foi observado que nas frações mais “grosseiras” (afundados) ocorre um aumento do teor de ferro, uma redução do teor de sílica e uma grande redução no teor de alumina.

Tabela 17. Composição química das frações granulométricas A, B, C e da alimentação (fluorescência de raios-X)

Amostra	Análise Química (%)									
	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Fecham.
Fração A	44,5	10,3	0,31	11,8	0,51	0,53	0,07	0,14	11,9	99,7
Fração B	54,5	9,6	0,11	5,7	0,18	0,30	0,04	0,10	5,8	100,0
Fração C	63,6	6,6	0,02	0,8	0,06	0,15	0,02	0,02	1,0	99,7
Fração B + C (calculado)	57,9	8,5	0,08	3,9	0,14	0,24	0,03	0,07	4,0	99,9
Alimentação	49,1	10,0	0,23	9,2	0,34	0,42	0,08	0,12	8,6	99,6
Alimentação (calculada)	49,8	9,6	0,22	8,7	0,36	0,42	0,05	0,11	8,8	99,8

Tabela 18. Balanço metalúrgico relativo às frações granulométricas A, B e C

Amostra	% em relação à alimentação							
	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO
Fração A	54,1	65,0	86,1	82,3	85,2	76,9	76,7	75,3
Fração B	27,1	24,8	12,5	16,3	12,3	17,8	18,0	22,1
Fração C	18,8	10,1	1,4	1,4	2,4	5,3	5,3	2,6
Fração B + C	45,9	35,0	13,9	17,7	14,8	23,1	23,3	24,7

* Valores calculados a partir da Tabela 17 e dos percentuais em massa das frações

Os difratogramas das amostras (frações) “A” (Figura 22), “B” (Figura 23) e “C” (Figura 24) mostram hematita e quartzo como principais minerais presentes nas frações “C” (aumento na intensidade dos picos de difração da hematita e quartzo, com diminuição na intensidade dos picos da goethita, caulinita e gibbsita), na fração “B”, hematita, quartzo, gibbsita e caulinita e na fração “A” (“mais fina”), goethita e caulinita.

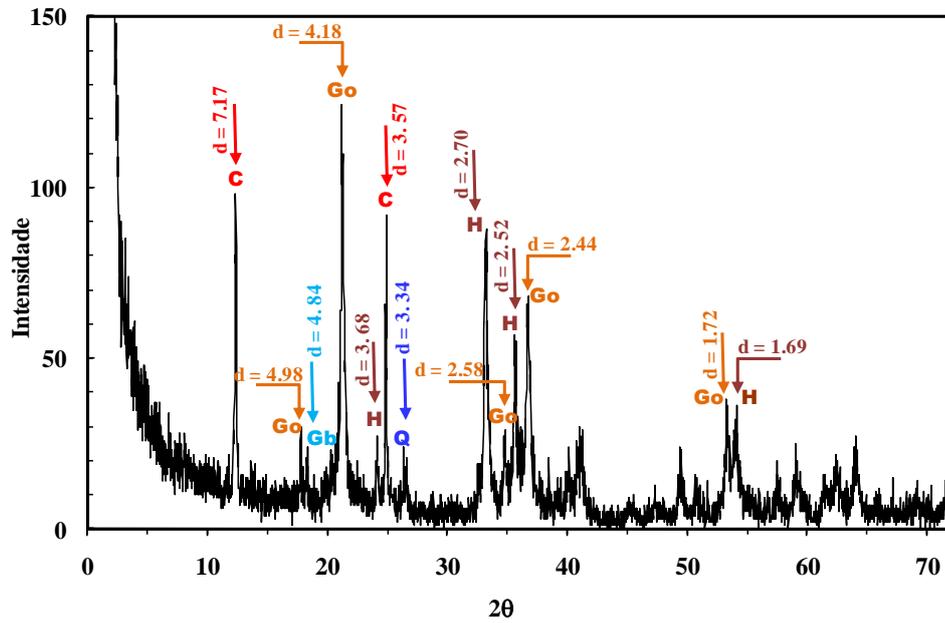


Figura 22. Difratoograma de raios-X da fração “A”. C = caulinita; Gb = gibbsita; Go = goethita; H = hematita; Q = quartzo.

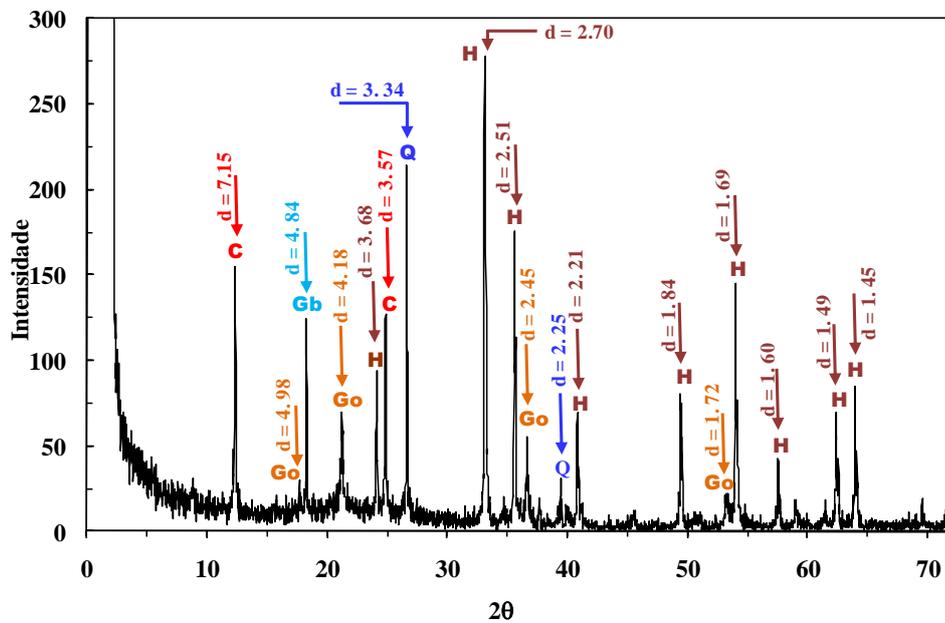


Figura 23. Difratoograma de raios-X da fração “B”. C = caulinita; Gb = gibbsita; Go = goethita; H = hematita; Q = quartzo.

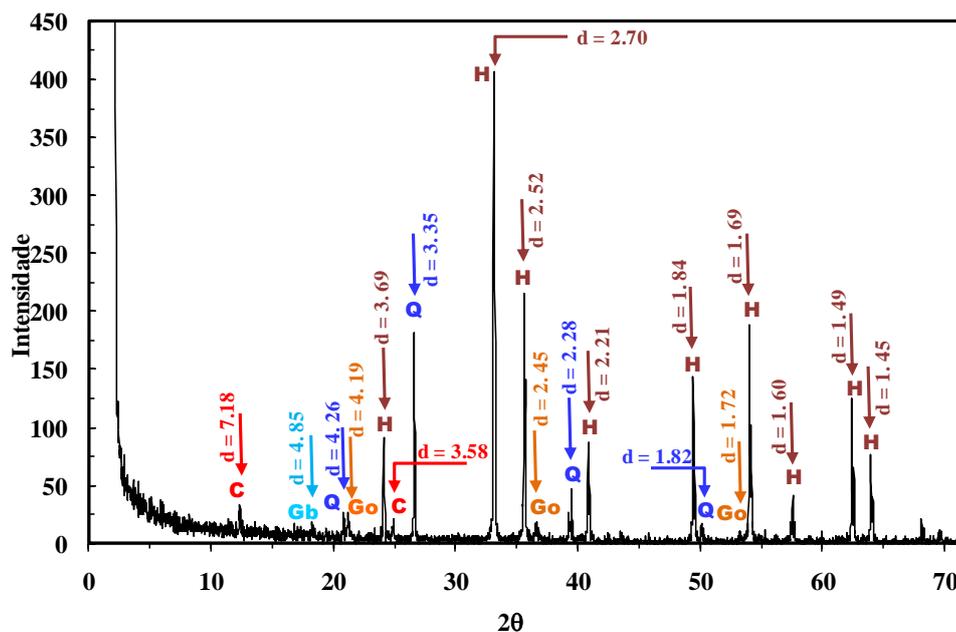


Figura 24. Difratoograma de raios-X da fração “C”. C = caulinita; Gb = gibbsita; Go = goethita; H = hematita; Q = quartzo.

As Tabelas 19 e 20 apresentam a caracterização mineralógica e da análise química medida e calculada das frações granulométricas classificadas, respectivamente, obtidas com a técnica QEMSCAN realizadas pela Vale. Os resultados obtidos corroboram com os resultados da difração de raios-X, onde a fração “C” é constituída basicamente de Fe oxi/hidróxidos (94,2 %), possivelmente a hematita, e quartzo (3,6 %), a fração “B” de Fe oxi/hidróxidos (89,1 %), caulinita (3,3 %), quartzo (2,4 %) e gibbsita (1,2 %), e a fração “A” de caulinita (26,3), e Fe oxi/hidróxidos (72,5 %), possivelmente a goethita.

Tabela 19. Caracterização mineralógica por MEV (QEMSCAN) das frações granulométricas obtidas por classificação por sedimentação (principais minerais)

Mineral	%, em massa					
	Fração A	Fração B	Fração C	B + C (Calculado)	Alimentação	Alimentação (Calculada)
Caulinita	0,2	3,3	0,75	2,3	1,2	1,0
Quartzo	ND	2,4	3,6	2,8	0,68	1,1
Fe oxi/hidróxidos	72,5	89,1	94,21	91,0	80,0	79,8
Gibbsita	0,2	1,2	0,35	0,86	0,56	0,46
Caulinita/goethita	26,3	3,1	0,56	2,1	16,0	16,8

*ND – não detectado

Tabela 20. Análise química medida e calculada das frações granulométricas classificadas obtidas a partir da mineralogia por QEMSCAN

Elemento	Análise química, %				Análise química calculada, %			
	Fração A	Fração B	Fração C	Alimentação	Fração A	Fração B	Fração C	Alimentação
Alumínio (Al)	5,8	2,2	0,9	4,1	6,3	3,0	0,4	4,7
Ferro (Fe)	47,1	56,4	59,4	51,3	44,5	54,5	63,6	49,5
Silício (Si)	6,0	3,1	2,5	4,6	4,8	4,5	3,1	4,6

O tamanho de partícula dos principais minerais presentes nas frações classificadas por sedimentação, obtidas pela técnica MEV-QEMSCAN, está apresentado na Tabela 21. Os resultados corroboram com os valores de tamanho de partícula encontrados neste trabalho por outras técnicas e mostram que o tamanho de partícula do quartzo e de Fe oxi/hidróxido, foram maiores nas frações classificadas “B” e “C”. Como os tamanhos são valores médios por amostra, alguns minerais mostram tamanhos maiores em frações onde era esperado o oposto. Isso, provavelmente, foi devido à baixa importância estatística destas fases em determinadas frações e a tendência a formação de aglomerados dos argilominerais.

Tabela 21. Tamanho de partícula (MEV-QEMSCAN) das frações granulométricas obtidas por classificação por sedimentação (principais minerais)

Mineral	Tamanho de partícula, μm			
	Fração A	Fração B	Fração C	Alimentação
Caulinita	2,39	4,46	3,50	1,67
Quartzo	0,00	8,22	18,19	7,43
Fe oxi/hidróxidos	3,74	5,38	8,91	4,78
Gibbsita	2,81	5,15	8,67	3,77
Caulinita/goethita	4,61	2,69	3,24	4,24

A micrografia realizada no MEV da fração “A” (Figura 25) apresenta partículas bastante “finas”, favorecendo a formação de aglomerados. Estes aglomerados apresentam tamanhos, em sua maioria, inferiores a 5 μm . A análise química (EDS) mostrou a presença de O (52 %), Fe (41 %), Al (4 %) e Si (2,3 %), como principais elementos.

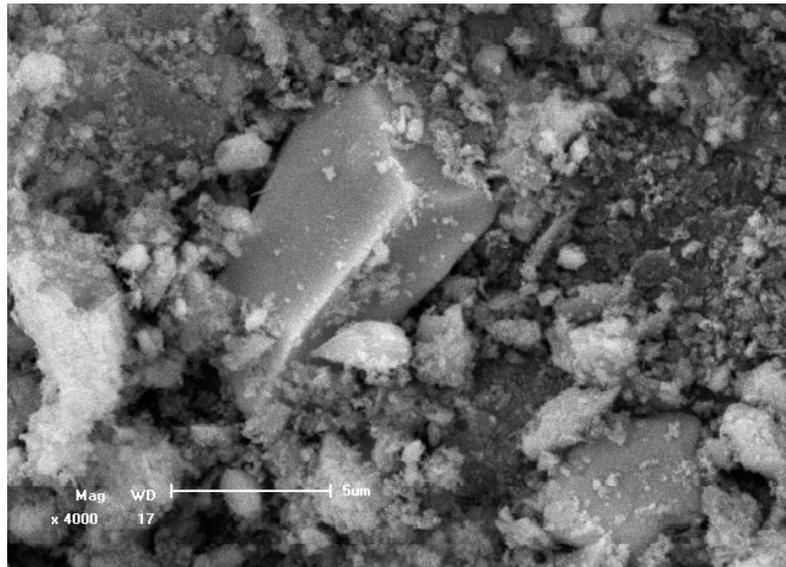


Figura 25. Micrografia da fração “A” realizada no MEV-EDS. Condições: Imagem com elétrons secundários (SEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 4000x.

As Figuras 26 (a) e (b) mostram as micrografias da fração “B” utilizando elétrons secundários e retroespalhados, respectivamente. Observou-se grande quantidade de partículas menores que 10 μm e o EDS, para o ponto assinalado em verde (Figura 26 (a)), mostrou a presença de Si (90 %) e Fe (10 %). O EDS dos pontos assinalados na Figura 26 (b) apresentaram diferentes composições químicas, onde o ponto assinalado em azul apresentou Si (61,1 %) e Fe (38,9 %), e o ponto em vermelho apresentou Fe (96 %) e O (4 %). Já o ponto assinalado em laranja apresentou uma mistura de elementos, Si (32,4 %), Al (20,7 %), Fe (16,1 %), O (15,6 %) e K (15,2 %).

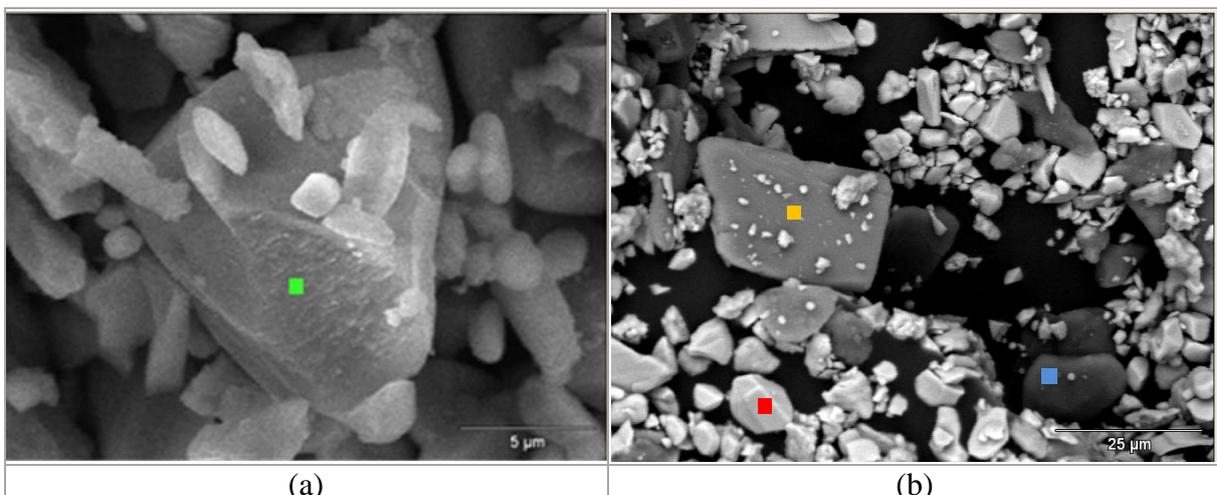


Figura 26. Micrografia da fração “B” realizada no MEV-EDS: Condições: (a) Imagem com elétrons secundários (SEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 6000x. (b) Imagem com elétrons retroespalhados (BEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 1300x.

As Figuras 27 (a) e (b) mostram as micrografias da fração “C” utilizando elétrons secundários e retroespalhados, respectivamente. Observou-se grande quantidade de partículas maiores que 10 μm e o EDS dos pontos assinalados na Figura 27 (a) indicaram a presença de Si (40,3 %), Al (28,5 %), O (28,8) e Fe (2,4 %) para o ponto em verde, e Fe (89,3 %), O (9,7 %) e Al (1 %) para o ponto em amarelo. O EDS dos pontos assinalados na Figura 27 (b) mostrou a presença de grande quantidade de Fe e Si, apresentando partículas de diferentes composições químicas, indicados pela coloração das mesmas com BEI, onde o ponto assinalado em azul apresentou Si (96,1 %) e Fe (3,9 %), e o ponto em laranja apresentou Si (55,8 %), O (30,8 %) e Fe (13,5 %), possivelmente quartzo. Já o ponto assinalado em vermelho apresentou 100 % Fe, possivelmente hematita.

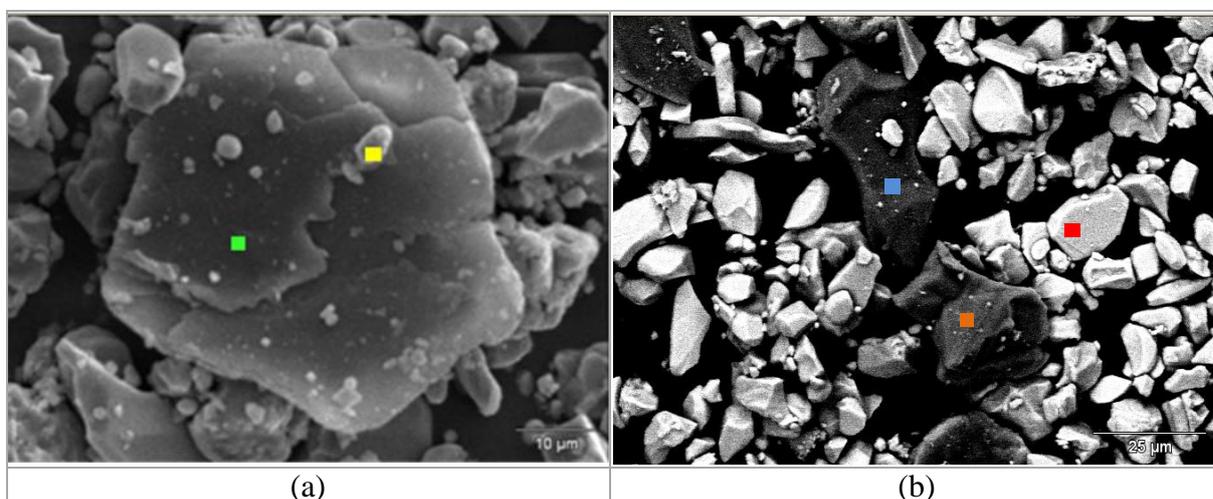


Figura 27. Micrografia da fração “C” realizada no MEV-EDS. Condições: (a) Imagem com elétrons secundários (SEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 1800x. (b) Imagem com elétrons retroespalhados (BEI); Aceleração de voltagem = 20 kV; Tempo de aquisição = 20 segundos; Magnificação = 1000x.

As Figuras 28, 29, 30 e 31 apresentam os resultados de liberação nas frações classificadas por sedimentação, obtidas pela técnica QEMSCAN, para os minerais de Fe oxi/hidróxidos, quartzo, caulinita e mistura de caulinita/goethita, respectivamente. A hematita e o quartzo apresentaram maior liberação nas frações “B” e “C”, nas quais estão mais abundantes. Pelo fato de mostrar-se bastante fina, a caulinita e sua associação com Fe-óxidos apresentou baixa liberação em todas as amostras, sendo a maioria das partículas classificadas abaixo da faixa de 60% de liberação.

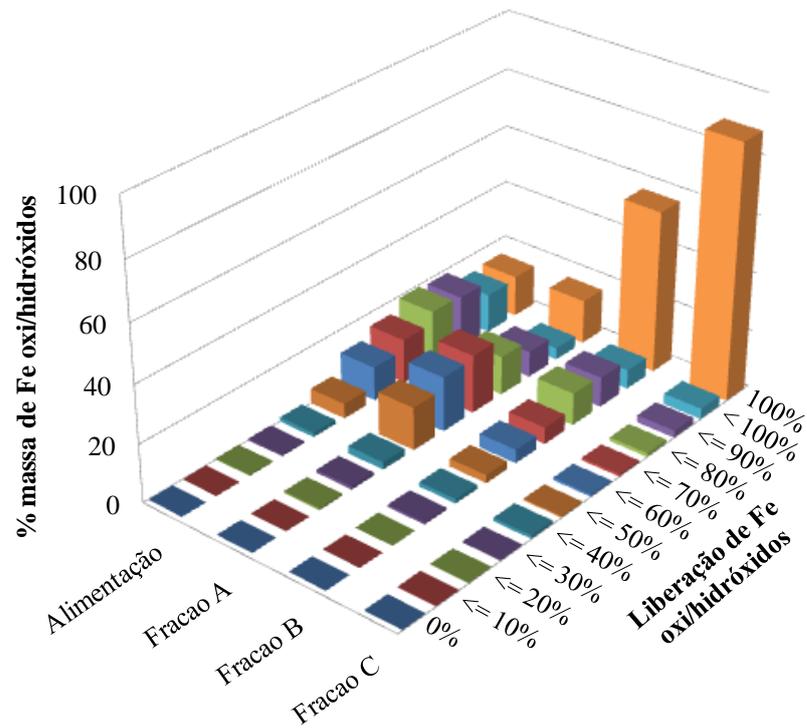


Figura 28. Liberação de Fe oxi/hidróxidos, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas

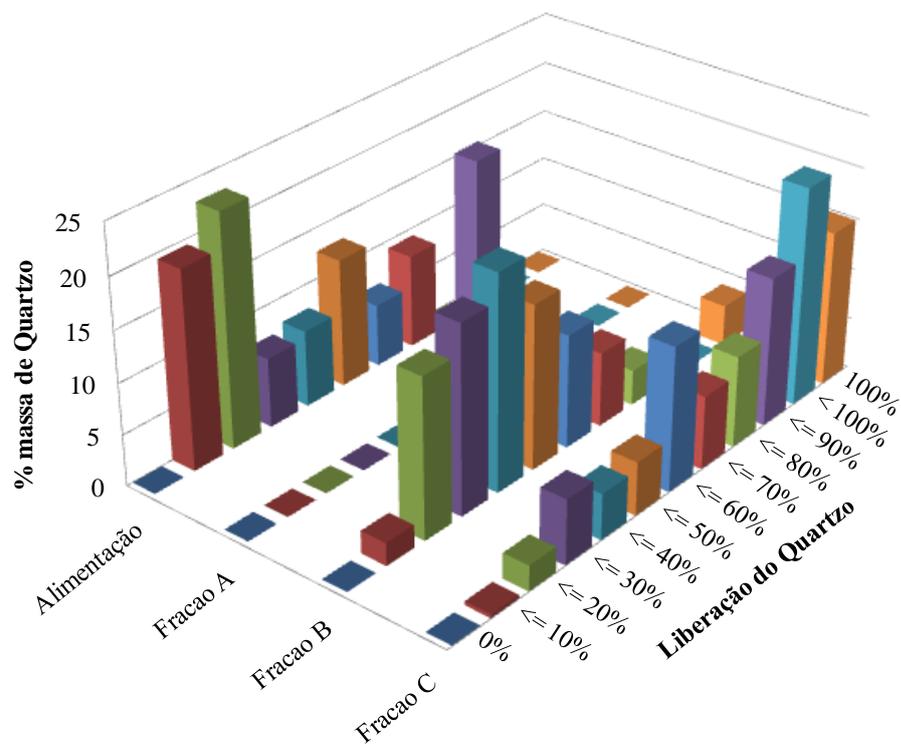


Figura 29. Liberação do quartzo, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas

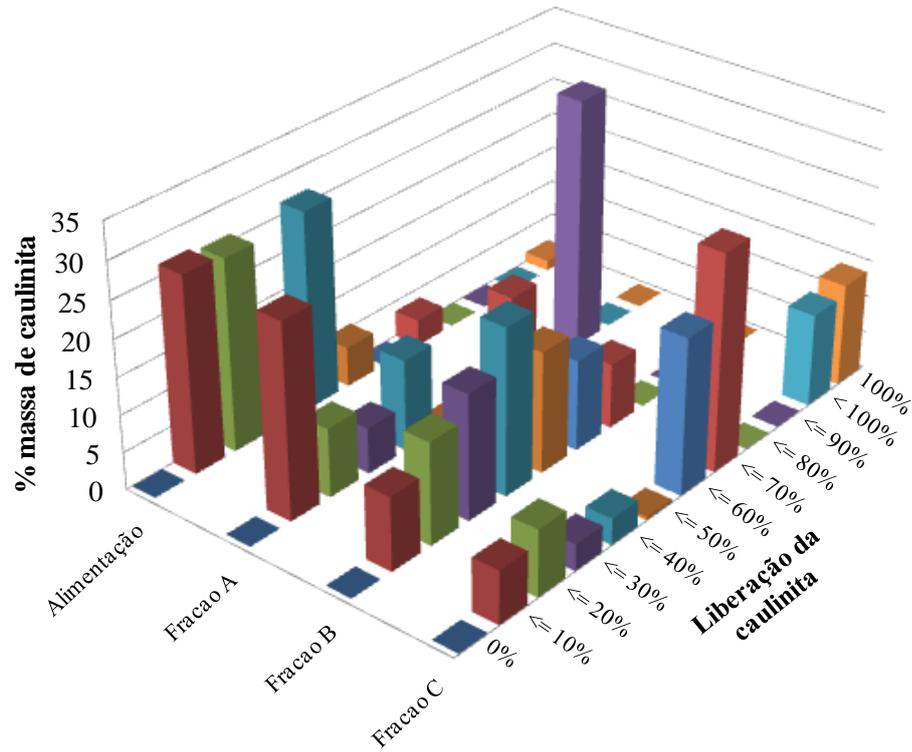


Figura 30. Liberação da caulinita, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas

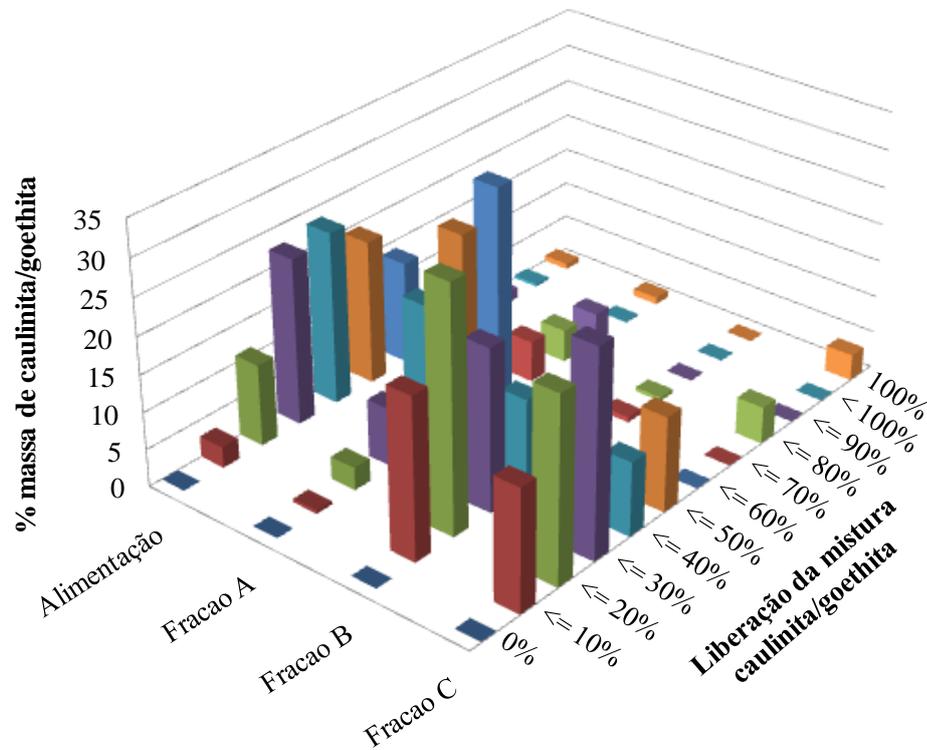


Figura 31. Liberação da mistura caulinita/goethita, obtidas através da técnica MEV (QEMSCAN), nas frações granulométricas classificadas

Com base nos resultados apresentados foi possível concluir que:

- i. A fração granulométrica “C” apresenta a maior proporção de hematita e quartzo.
- ii. A fração “B” apresenta a maior proporção de gibbsita.
- iii. A fração “A” comporta a maior proporção de argilominerais (caulinita + mistura caulinita/goethita) e goethita.
- iv. A hematita mostrou uma maior liberação nas amostras onde está mais abundante, frações “B” e “C”; da mesma forma, o quartzo também mostrou maior liberação nessas amostras.
- v. Pelo fato de mostrar-se bastante fina, a caulinita e sua associação com Fe-óxidos apresentou baixa liberação em todas as amostras, sendo a maioria das partículas classificadas abaixo da faixa de 60 % de liberação.

4.3 Estudos de flotação em coluna de ultrafinos de minério de ferro

Nos estudos de flotação em coluna foram avaliadas as seguintes rotas:

- Flotação aniônica direta (AM-U) com coletores das partículas portadoras de ferro, do tipo ácido graxo (oleato de sódio, *tall oil* e ácido oléico emulsificado);
- Flotação aniônica direta (AM-S) com injeção de bolhas intermediárias (BI), utilizando ácido oléico emulsificado como coletor;
- Flotação catiônica reversa com amostras “classificadas”, com amido de milho como depressor das partículas portadoras de ferro e amina como coletor da sílica. Também foi avaliada a flotação catiônica reversa de finos de minério de ferro com amostra bruta (sem classificação), porém os resultados não foram apresentados neste trabalho devido à baixa seletividade do processo;
- Flotação “*extender*” com óleo diesel emulsificado e com condicionamento em alta intensidade (CAI).

Os estudos de flotação direta foram realizados em duplicatas, e os resultados apresentados correspondem às médias dos mesmos. Já os estudos de flotação reversa com amostras classificadas, apenas algumas condições foram realizadas em duplicatas e outras em triplicatas. Os detalhamentos dos estudos de flotação, bem como as fórmulas utilizadas para o cálculo dos balanços metalúrgicos e de água, estão apresentados no ANEXO 5 e ANEXO 6, respectivamente.

4.3.1 Estudos de flotação direta com Oleato de Sódio

As Figuras 32 e 33 mostram o efeito da concentração do oleato de sódio, variando entre 250 e 2750 g.t^{-1} , sobre a recuperação metalúrgica de ferro e teor de ferro, na presença (500 g.t^{-1}) e na ausência do hexametáfosfato de sódio (dispersante), respectivamente. A elevação da concentração do oleato de sódio (desde 250 até 1500 g.t^{-1}) resultou em um aumento da recuperação de ferro, variando de 7,5% para 12% nos estudos com adição do dispersante e de 13,4% para 22,3% nos estudos sem adição do dispersante. Nas mesmas condições, o teor de ferro apresentou um leve decréscimo, passando de 64,6% para 63,5% e de 62,3% para 61,4%, respectivamente. Para os teores de impurezas, SiO_2 e Al_2O_3 , na presença e na ausência do hexametáfosfato de sódio (Figura 34 (a) e (b), respectivamente), foi observado uma tendência de aumento conforme elevação da concentração do oleato de sódio, variando de 2,9% a 4% ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) nos estudos com a adição do dispersante e sendo superiores a 5% nos estudos sem a adição do dispersante. Apesar de obter concentrados com maiores teores de ferro e menores teores de contaminantes, os estudos com a utilização do dispersante apresentaram baixas recuperações metalúrgicas.

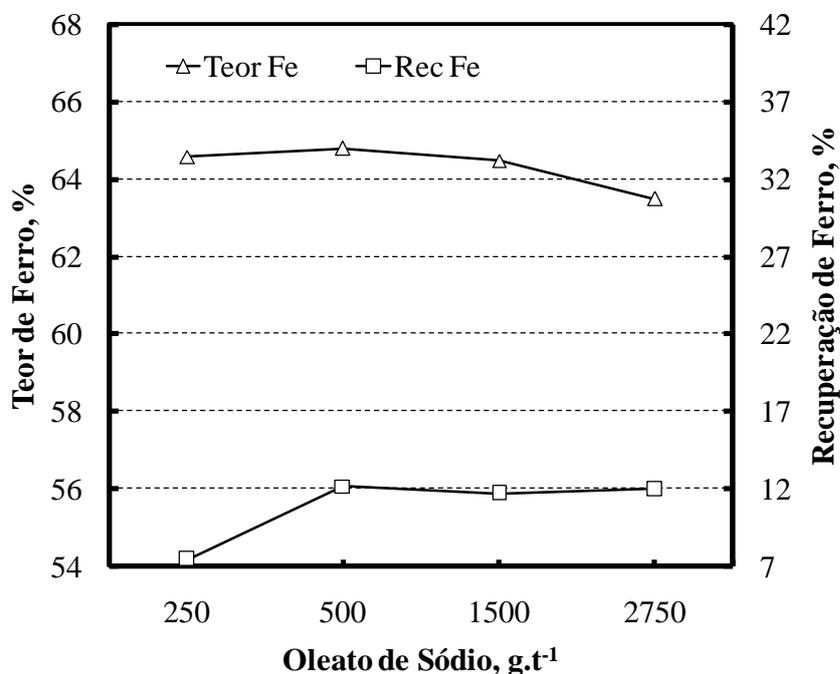


Figura 32. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do oleato de sódio, na presença do dispersante. Condições: reagentes: [Oleato de Sódio] = 250, 500, 1500 e 2750 g.t^{-1} ; [Hexametáfosfato de Sódio] = 500 g.t^{-1} ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

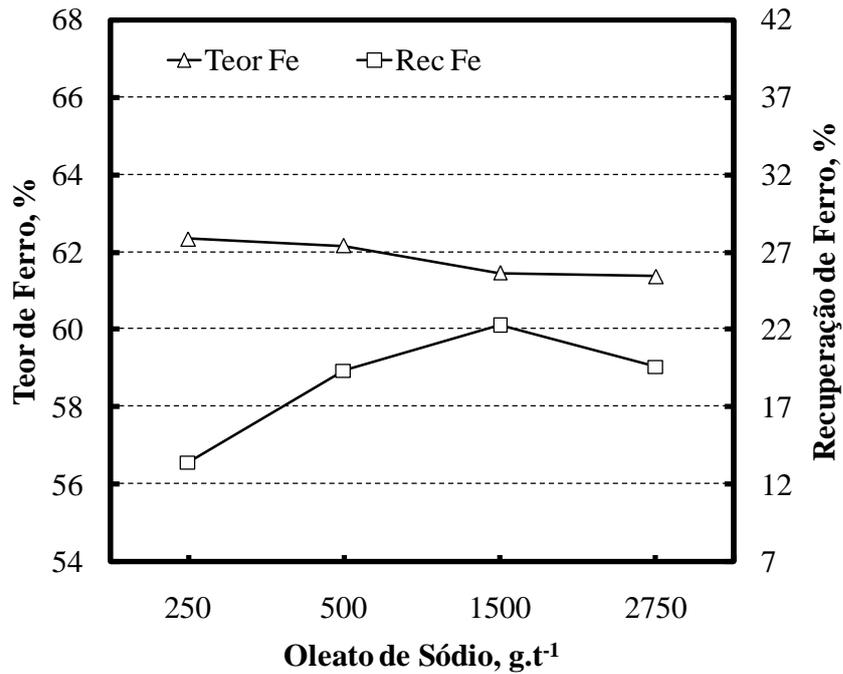


Figura 33. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do oleato de sódio, na ausência do dispersante. Condições: reagentes: [Oleato de Sódio] = 250, 500, 1500 e 2750 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

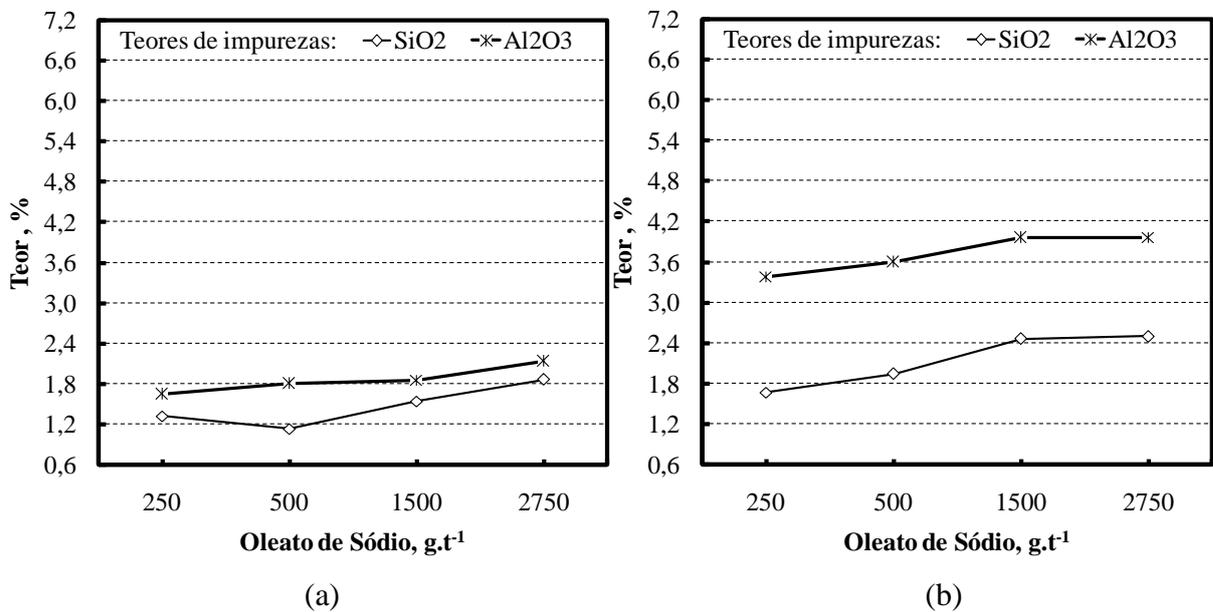


Figura 34. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teor de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do oleato de sódio, na presença (a) e na ausência (b) do dispersante. Condições: reagentes: [Oleato de Sódio] = 250, 500, 1500 e 2750 g.t⁻¹; [Hexametáfosfato de Sódio] = 0 e 500 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

4.3.2 Estudos de flotação direta com *Tall Oil*

As Figuras 35 e 36 mostram o efeito da concentração do *tall oil* como coletor das partículas portadoras de ferro, variando entre 250 e 1000 g.t^{-1} , sobre a recuperação metalúrgica de ferro e teor de ferro, na presença (500 g.t^{-1}) e na ausência do hexametáfosfato de sódio (dispersante), respectivamente. Apesar dos concentrados apresentarem maiores teores de ferro e menores teores de contaminantes, os estudos com a utilização do dispersante apresentaram recuperações metalúrgicas muito inferiores, quando comparados aos estudos sem a adição do mesmo. A elevação da concentração do *tall oil* (para o intervalo testado) resultou em um aumento da recuperação de ferro, variando de 10,5% para 21,8% nos estudos com adição do dispersante e de 17,3% para 36,5% nos estudos sem adição do dispersante. Nas mesmas condições, o teor de ferro apresentou uma diminuição, variando de 64,2% para 60,7% e de 62,2% para 56,7%, respectivamente.

Para os teores de impurezas, SiO_2 e Al_2O_3 , na presença (500 g.t^{-1}) e na ausência do hexametáfosfato de sódio (Figura 37 (a) e (b), respectivamente), é visualizada uma tendência de aumento conforme elevação da concentração do *tall oil*. O somatório destas impurezas ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) variaram de 3,3% a 7,4% nos estudos com a adição do dispersante e de 5,4% a 11,5% nos estudos sem a adição do dispersante.

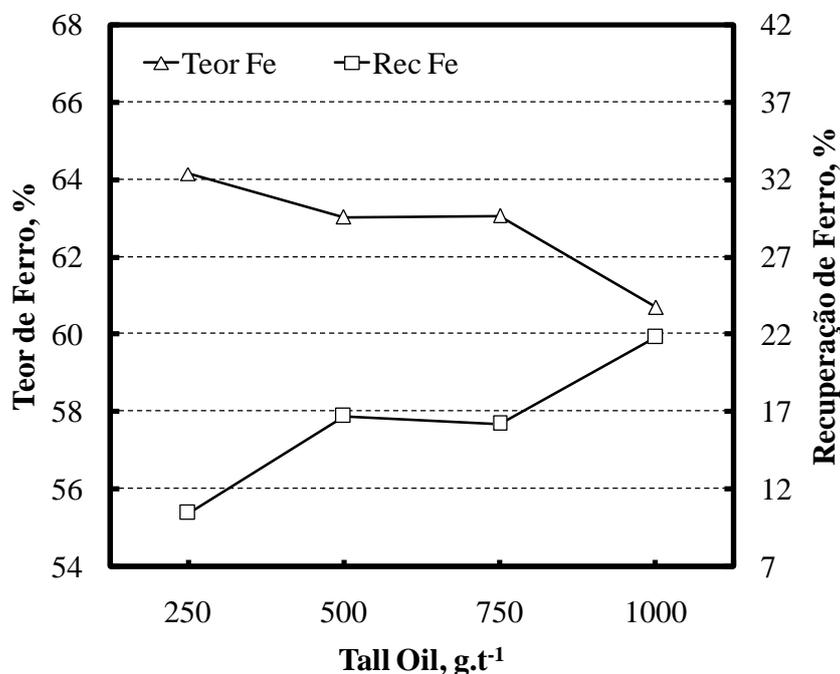


Figura 35. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do *tall oil*, na presença de dispersante. Condições: reagentes: [*Tall Oil*] = 250, 500, 750 e 1000 g.t^{-1} ; [Hexametáfosfato de Sódio] = 500 g.t^{-1} ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

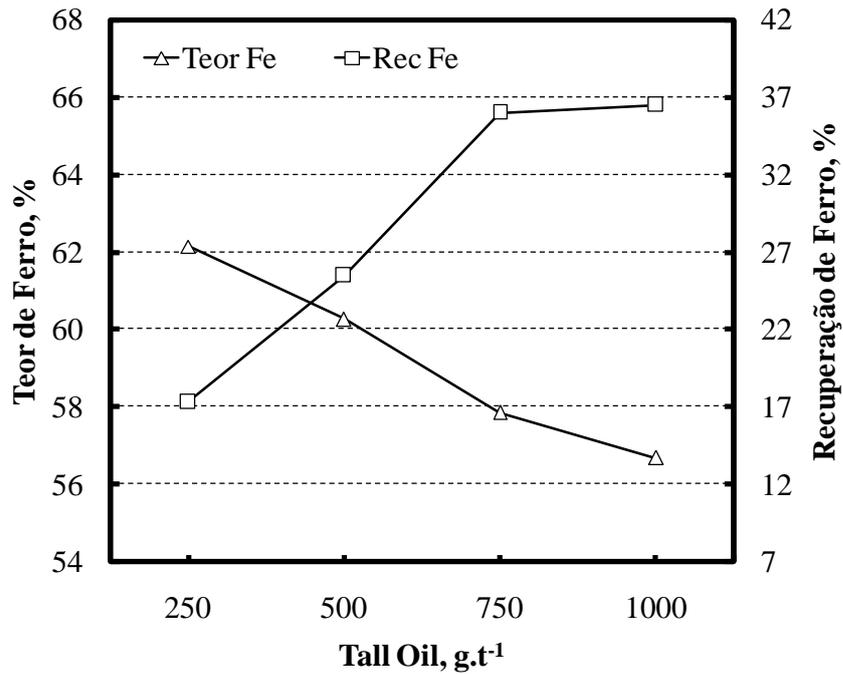


Figura 36. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração de *tall oil*, na ausência de dispersante. Condições: reagentes: [Tall Oil] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

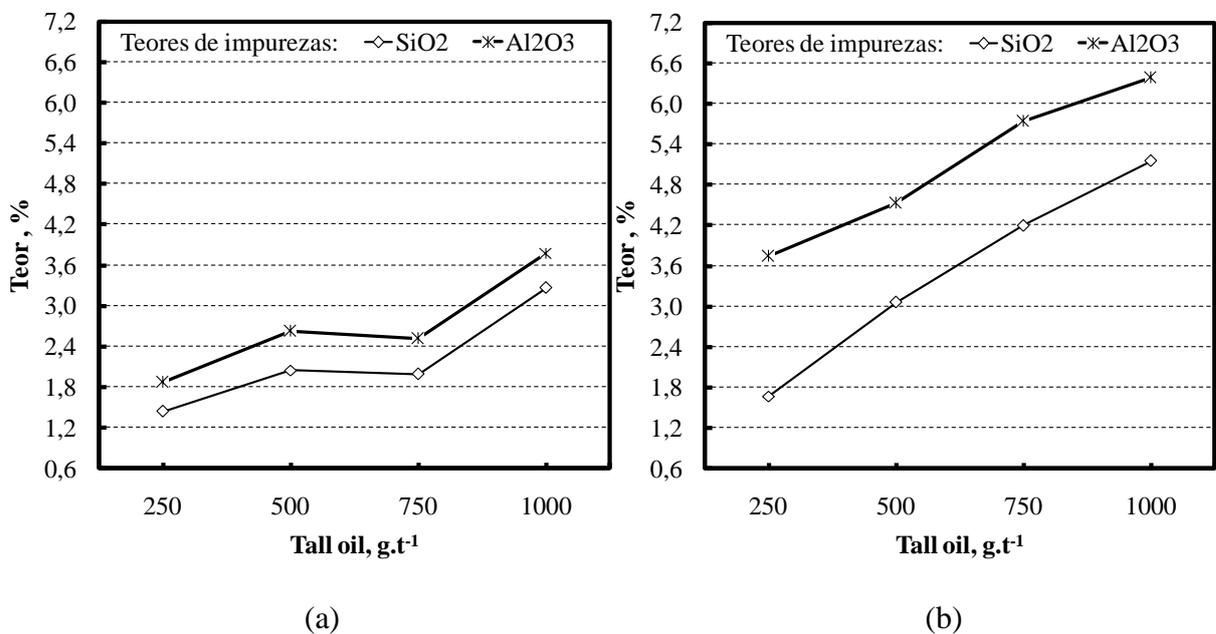


Figura 37. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teor de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração de *tall oil*, na presença (a) e na ausência (b) de dispersante. Condições: reagentes: [Tall Oil] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; [Hexametáfosfato de Sódio] = 0 e 500 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

De acordo com Rashchi e Finch (2000), no processamento mineral, os polifosfatos (dentre eles, o hexametáfosfato de sódio) podem ser utilizados como depressores, agentes dispersantes de lamas, estabilizantes de suspensões minerais, agentes precipitantes de alguns íons metálicos, entre outros. Os autores enfatizam que a formação de complexos íons metálicos polifosfatos pode controlar a ação de íons interferentes no processo de flotação, prevenindo efeitos de ativação inadvertida ou de depressão.

Carioca *et al.* (2009) citam que o hexametáfosfato de sódio atua como agente quelante, capturando os cátions presentes em solução. Uma vez que os cátions não mais estabilizam os sítios negativos da superfície mineral, a resultante das cargas tenderia naturalmente a um valor negativo superior a do mineral in natura. Os autores acrescentam que, compartilhando dos mesmos sinais, as partículas minerais tenderão naturalmente a se repelir.

Os baixos resultados de recuperação metalúrgica do ferro nos estudos de flotação direta com ácidos graxos, utilizando o hexametáfosfato de sódio, podem ser explicados por uma possível ação depressora do reagente sobre as partículas portadoras de ferro. Qun e Heiskanen (1990) estudaram o efeito depressor do hexametáfosfato de sódio na flotação da apatita em um minério contendo óxidos de ferro e silicatos, onde os resultados mostraram que a adição do hexametáfosfato de sódio favoreceu o efeito depressor tanto da apatita como dos óxidos de ferro (não seletivo). Os autores observaram também que quanto maior a dosagem do hexametáfosfato de sódio, maior foi a depressão dos óxidos de ferro, obtendo menores recuperações (~ 5%) para uma concentração de 1000g.t^{-1} do reagente.

4.3.3 Estudos de flotação direta com Ácido oléico emulsificado

A Figura 38 mostra o efeito da concentração do ácido oléico emulsificado, entre 250g.t^{-1} e 1000g.t^{-1} , sobre a recuperação de ferro e teor de ferro. O aumento da dosagem de ácido oléico emulsificado resultou em uma elevação da recuperação de ferro, variando de 19,5% para 26,9%, porém ocorreu uma leve diminuição do teor de ferro, variando de 61,9% para 60,5%. Nas mesmas condições, para os teores de impurezas, SiO_2 e Al_2O_3 (Figura 39), foi observado uma tendência de aumento conforme elevação da concentração do ácido graxo. O somatório destas impurezas ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) variaram de 5,8% para 7,4%.

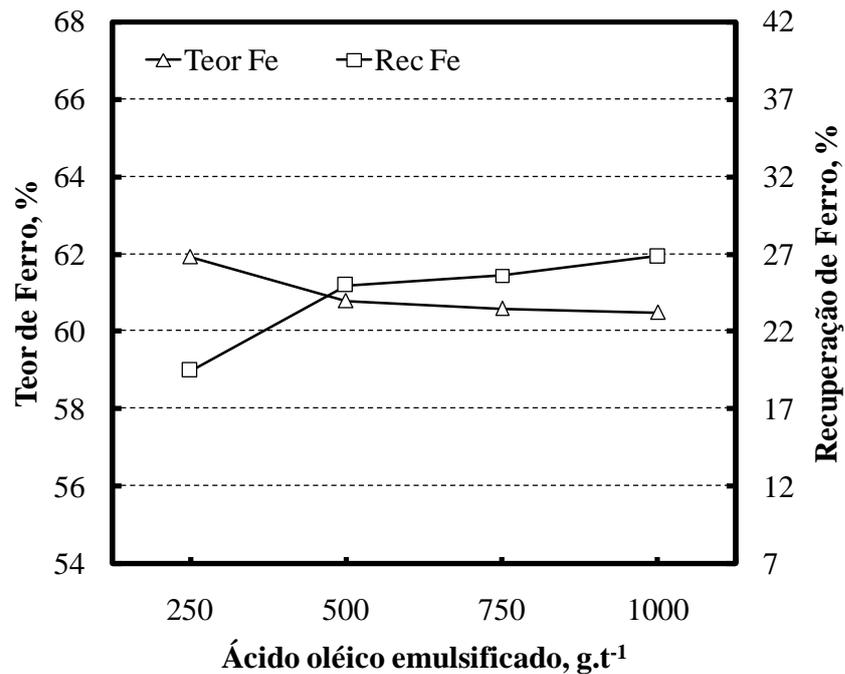


Figura 38. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do Ácido oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

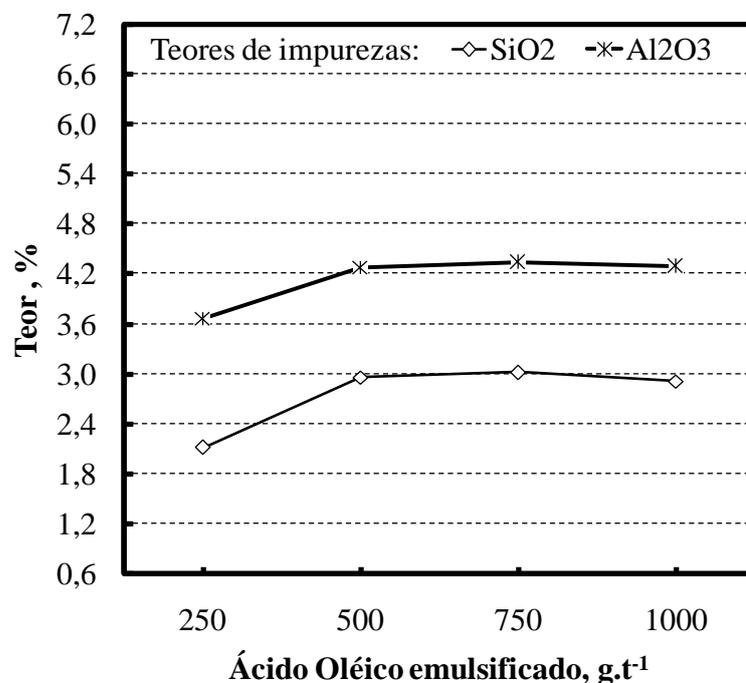


Figura 39. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teores de impurezas, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do Ácido oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 250, 500, 750 e 1000 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

Os resultados dos estudos com ácido oléico emulsificado, em baixas concentrações, apresentaram melhores desempenhos metalúrgicos quando comparados com os demais ácidos graxos estudados (oleato de sódio e *tall oil*). Desta forma optou-se por trabalhar com o ácido oléico emulsificados, numa concentração de 250 g.t^{-1} , nos estudos com técnicas para aumento da recuperação de finos.

4.3.4 Estudos de flotação extensora com óleo diesel emulsificado e condicionamento em alta intensidade na flotação direta (EXT-CAI)

As Figuras 40 e 41 mostram o efeito da concentração de óleo diesel emulsificado como reagente “extensor” para aumento da hidrofobicidade das partículas portadoras de ferro, variando entre 0 e 80 g.t^{-1} , sobre a recuperação metalúrgica de ferro e teor de ferro, na presença do CAI ($0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$) e na ausência, respectivamente. O coletor utilizado nestes estudos foi o ácido oléico emulsificado (AOE), numa concentração de 250 g.t^{-1} .

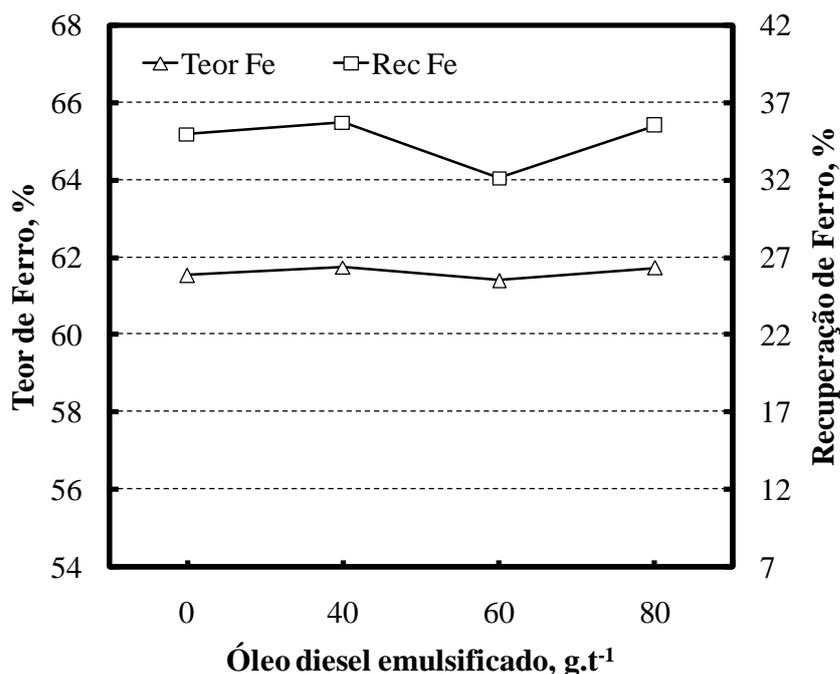


Figura 40. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do Óleo Diesel emulsificado, na presença do CAI. Condições: reagentes: [Ácido Oléico emulsificado] = 250 g.t^{-1} ; [Óleo Diesel emulsificado] = 0, 40, 60 e 80 g.t^{-1} ; CAI = $0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

O aumento da dosagem de óleo diesel emulsificado (ODE) resultou em um aumento da recuperação de ferro, variando de 19,5% para 26,9% nos estudos sem o CAI. Para os

estudos com CAI, o aumento da dosagem de óleo diesel emulsificado (ODE) não apresentou variação significativa na recuperação de ferro, obtendo-se valores em torno de 35%, possivelmente pelo fato de haver um limite para a atuação destas técnicas. Os teores de ferro apresentaram valores semelhantes, variando de 61,2% a 61,9% para os estudos sem a utilização do CAI e de 61,4 % a 61,8% para os estudos com o CAI. Os valores de recuperação de ferro dos ensaios com o CAI apresentaram um elevado desvio padrão, devido à diminuição da quantidade de polpa alimentada à coluna em um dos ensaios, ocorrendo uma oscilação na vazão de alimentação. Os teores de ferro e de impurezas não apresentaram desvios significativos.

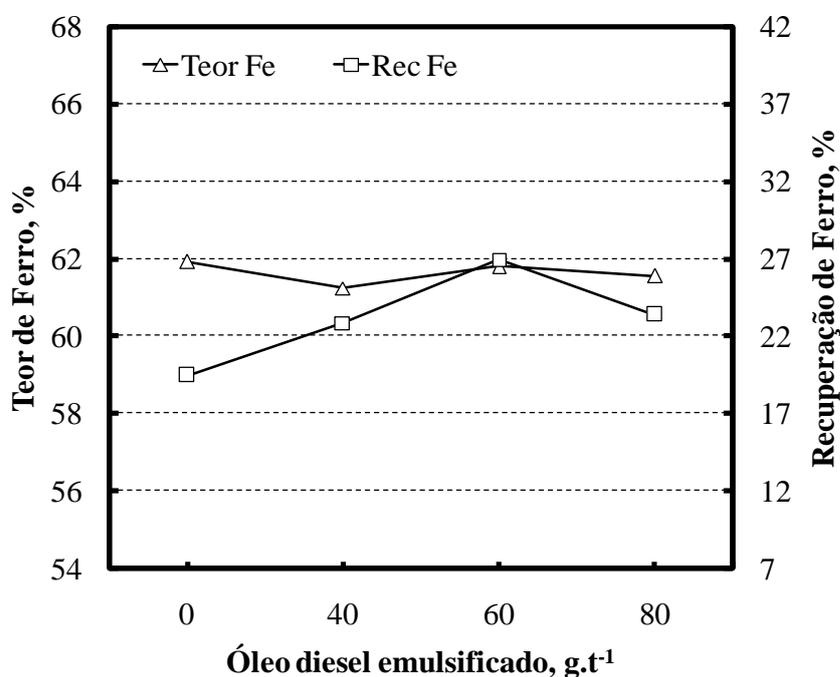


Figura 41. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro em função da concentração do Óleo Diesel emulsificado, na ausência do CAI. Condições: reagentes: [Ácido Oléico emulsificado] = 250 g.t⁻¹; [Óleo Diesel emulsificado] = 0, 40, 60 e 80 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

Os teores de impurezas, SiO₂ e Al₂O₃, não apresentaram uma variação significativa conforme elevação da concentração de óleo diesel emulsificado, na presença e na ausência do CAI (Figuras 42 (a) e (b), respectivamente). Na melhor condição experimental, ácido oléico emulsificado (250 g.t⁻¹) + óleo diesel emulsificado (40 g.t⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m⁻³), a recuperação de ferro foi de 35,7%, com teor de ferro da ordem de 61,7% e teores de contaminantes de < 2 % de SiO₂ e < 4 % de Al₂O₃.

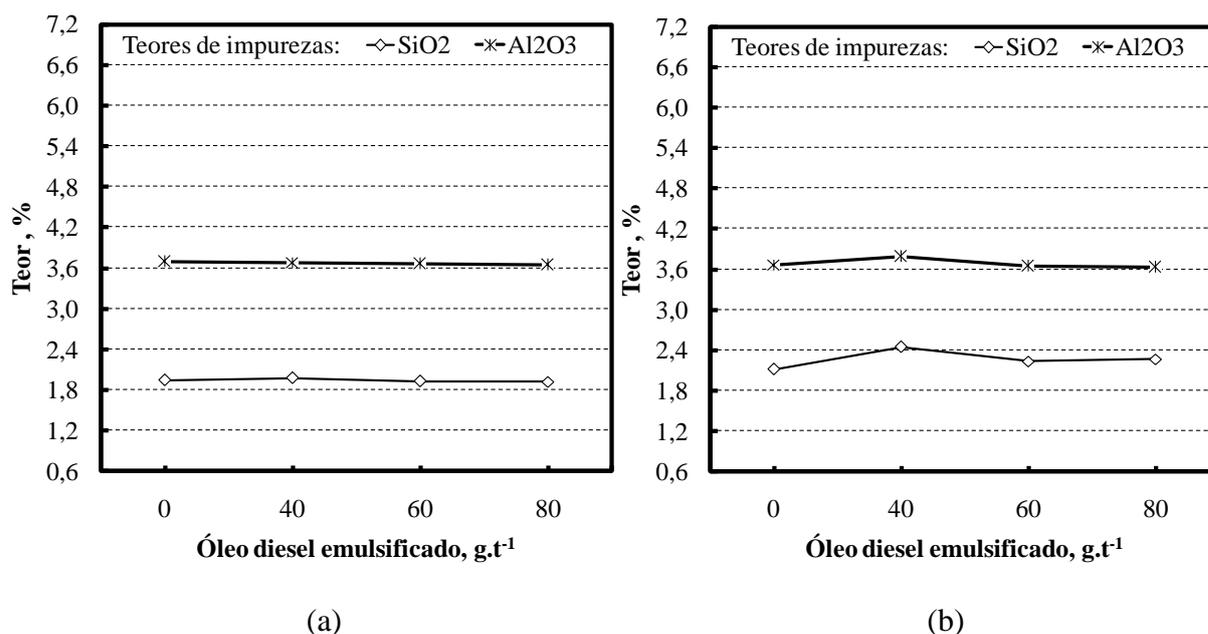


Figura 42. Estudos de flotação direta com amostra AM-U: Resultados de teores de impurezas, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do óleo diesel emulsificado, na presença (a) e na ausência (b) do CAI. Condições: reagentes: [Ácido Oléico emulsificado] = 250 g.t⁻¹; [Óleo Diesel emulsificado] = 0, 40, 60 e 80 g.t⁻¹; CAI = 0,6 kWh.m⁻³; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm.

4.3.5 Estudos de flotação direta com bolhas intermediárias (BI)

A Figura 43 mostra o efeito da concentração do ácido oléico emulsificado, entre 125 g.t⁻¹ e 250 g.t⁻¹, sobre a recuperação de ferro e teor de ferro, com a injeção de bolhas de tamanho intermediário (J_g = 0,22 cm.s⁻¹), utilizando a amostra previamente seca (AM-S). O aumento da concentração do ácido oléico emulsificado resultou na elevação da recuperação de ferro, variando de aproximadamente 22,4% para 30,1%, e no leve aumento do teor de ferro, variando de 55,6 % e 56,2 %. Nas mesmas condições, os teores de impurezas, SiO₂ e Al₂O₃ (Figura 44), apresentaram valores elevados, sem uma tendência definida. O somatório destas impurezas (SiO₂ + Al₂O₃) variaram de 11,9% a 12,8%.

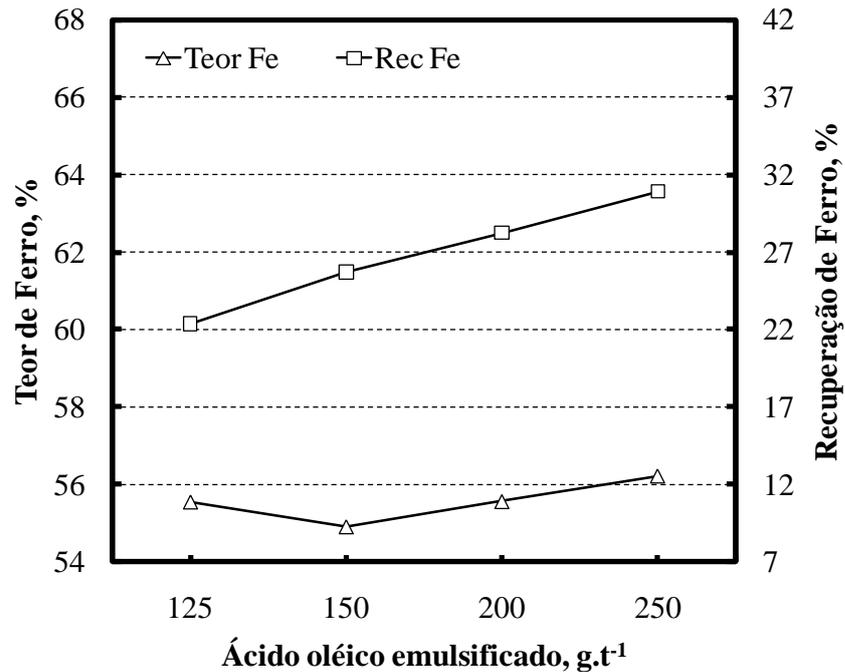


Figura 43. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Resultados de recuperação metalúrgica de ferro e de teor de ferro no concentrado em função da concentração do Ácido Oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125, 150, 200, 250 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,22 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

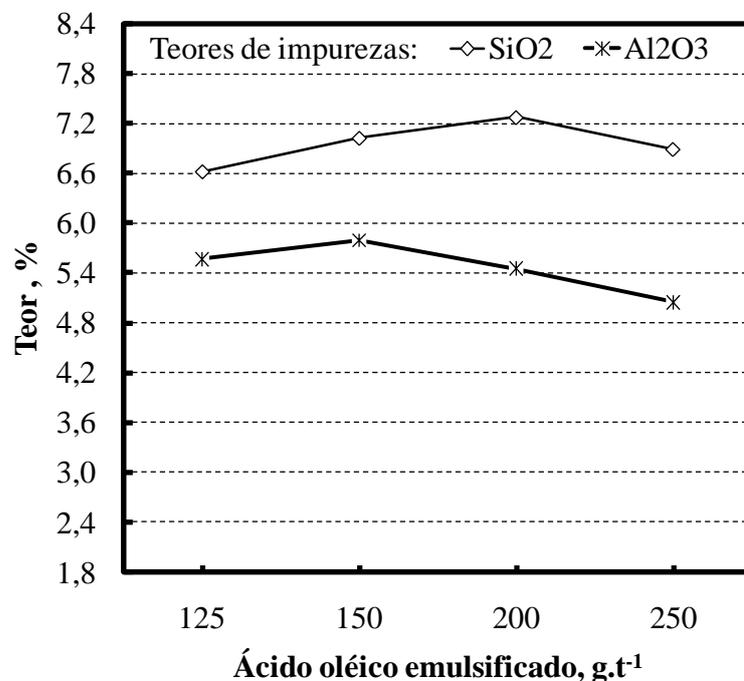


Figura 44. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Resultados de teores de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado em função da concentração do Ácido Oléico emulsificado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125, 150, 200, 250 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,22 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

A Figura 45 mostra o efeito da variação da velocidade superficial do ar (J_g), entre $0,22 \text{ cm}^{-1}$ e $0,35 \text{ cm}^{-1}$ sobre a recuperação de ferro e o teor de ferro. O aumento da velocidade superficial do ar resultou em uma elevação da recuperação de ferro, variando de 22,4% para 28%, com teor de ferro da ordem de 55,5%. Nas mesmas condições, os teores de impurezas (Figura 46), $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$, apresentaram valores elevados, em torno de 12,2%.

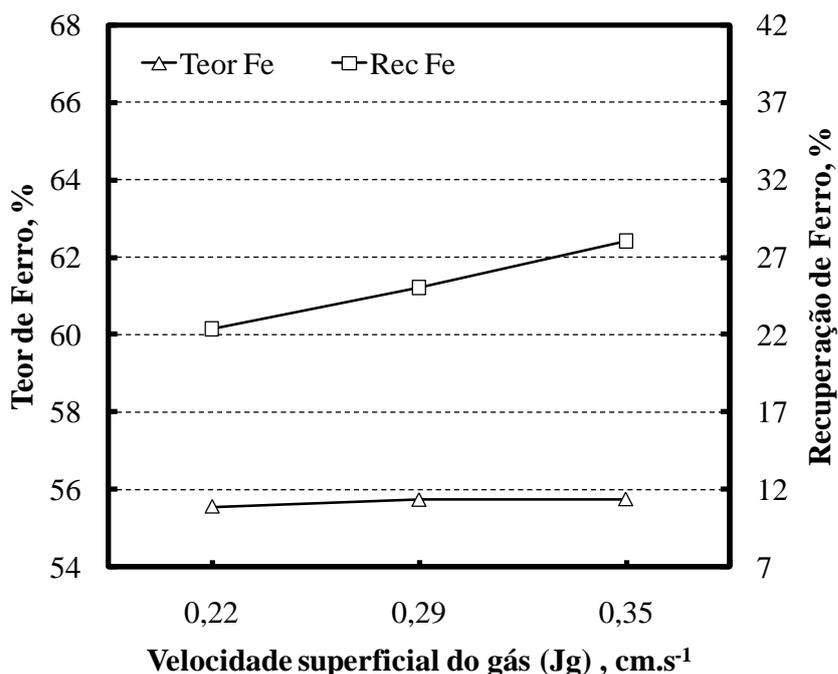


Figura 45. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da velocidade superficial do ar (J_g) sobre a recuperação metalúrgica de ferro e do teor de ferro no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t^{-1} ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

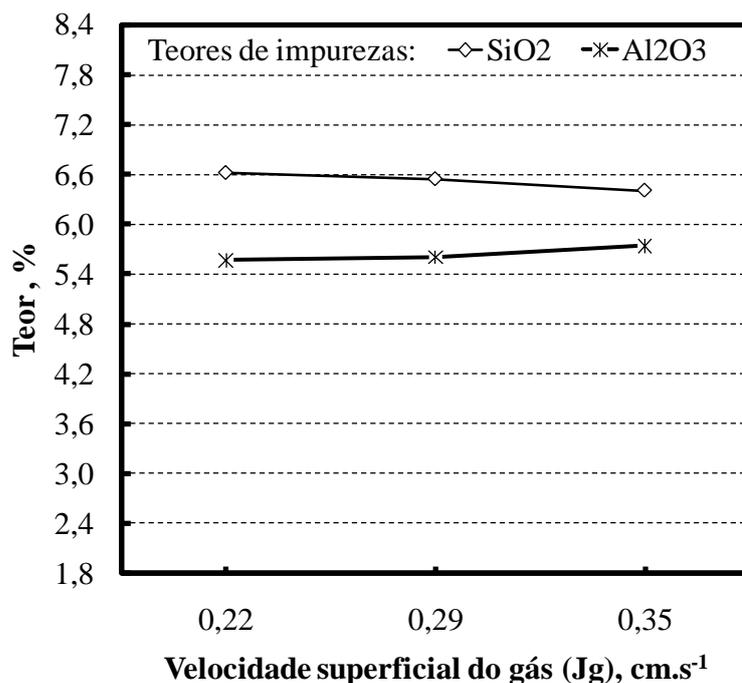


Figura 46. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da velocidade superficial do ar (J_g) sobre a os teores de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t^{-1} ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

Os estudos com bolhas intermediárias apresentaram resultados de teores de ferro inferiores e teores de contaminantes mais elevados, quando comparados com os estudos anteriores, provavelmente pelo tipo de amostra utilizado. A amostra previamente seca (AM-S) utilizada nestes estudos apresentou difícil dispersão, o que pode ter ocasionado a diminuição da seletividade no processo de flotação.

4.3.6 Estudos de flotação extensora com óleo diesel emulsificado e bolhas intermediárias (BI-EXT)

A Figura 47 mostra o efeito de óleo diesel emulsificado como reagente “extensor” (0 e 60 g.t^{-1}), com a injeção de bolhas de tamanho intermediário ($J_g = 0,22 \text{ cm.s}^{-1}$). O coletor utilizado neste estudo foi o ácido oléico emulsificado, numa concentração de 125 g.t^{-1} . A elevação da concentração do óleo diesel emulsificado resultou em uma elevação da recuperação de ferro, variando de 22,4% para 26,6%, e em um leve decréscimo do teor de ferro, variando de 55,6 % para 54,6 %. Nas mesmas condições, os teores de impurezas, SiO₂ e Al₂O₃ (Figura 48), apresentaram valores elevados, sem uma tendência definida. O somatório destas impurezas (SiO₂ + Al₂O₃) variaram de 12,5% a 13%.

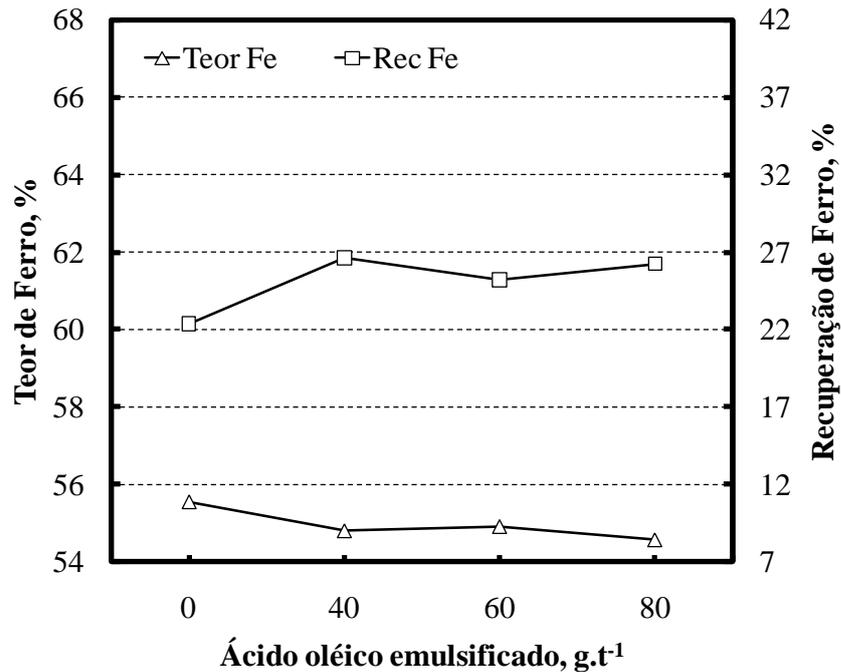


Figura 47. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da concentração de Óleo Diesel emulsificado sobre a recuperação metalúrgica de ferro e do teor de ferro no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,22 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

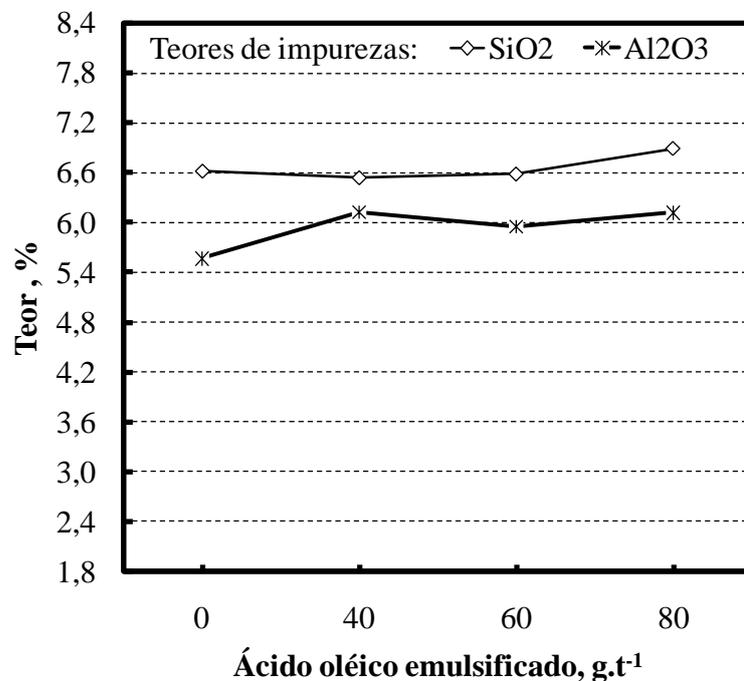


Figura 48. Estudos de flotação direta com amostra AM-S com injeção de bolhas intermediárias (BI): Efeito da concentração de Óleo Diesel emulsificado sobre os teores de contaminantes, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado. Condições: reagente: [Ácido Oléico emulsificado] = 125 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,22 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm.

4.3.7 Estudos de flotação reversa da lama classificada I

As amostras utilizadas nesses estudos foram obtidas a partir da classificação da lama de ferro, conforme descrito na parte experimental. A Figura 49 mostra o resultado da análise granulométrica da lama classificada I, onde apresentou diâmetros característicos de $D_{90} = 19,3 \mu\text{m}$, $D_{50} = 10,2 \mu\text{m}$, $D_{10} = 2,8 \mu\text{m}$ e $D_{\text{sauter}} = 10,8 \mu\text{m}$.

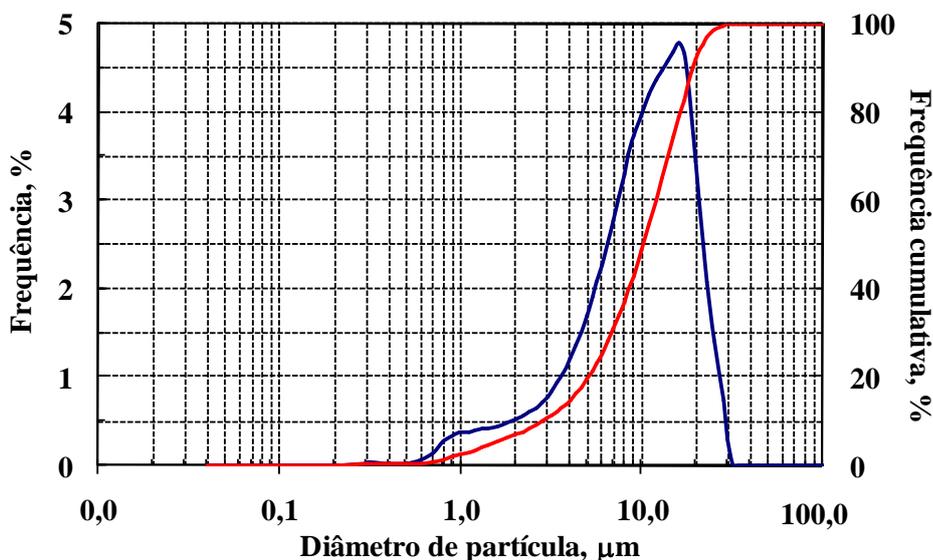


Figura 49. Distribuição granulométrica da amostra classificada I (em volume passante) determinada por difração *laser*.

A Tabela 22 mostra a recuperação mássica e metalúrgica, bem como os teores de Fe, SiO_2 , Al_2O_3 , P e Mn, dos produtos obtidos da classificação I. Com esta etapa de classificação da lama de ferro, foi possível a obtenção de um aumento no teor de Fe de aproximadamente 8% e redução dos teores de impurezas, SiO_2 e Al_2O_3 , em torno de 1% e 5%, respectivamente.

Tabela 22. Resultados da classificação da lama por sedimentação – amostra classificada I

Produtos	Recuperação mássica (%)	Recuperação Fe (%)	Teores (%)				
			Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	Mn
Alimentação	100	100	49,1	10,0	9,2	0,23	0,34
Underflow	37,4	43,6	57,3	9,0	4,0	0,08	0,11
Overflow (calculado)	62,6	56,4	44,2	10,5	12,3	0,32	0,48

A Tabela 23 mostra o efeito da concentração da amina como coletor das partículas de ganga, variando de 20 a 60 g.t^{-1} , sobre a recuperação de ferro e teores de Fe, SiO_2 e Al_2O_3 , no concentrado e rejeito da lama classificada I. O depressor das partículas de ferro utilizado foi o

amido de milho, numa concentração de 1000 g.t^{-1} . Com o aumento da concentração da amina, ocorreu uma diminuição da recuperação de ferro, variando de aproximadamente 99% para 94,9% e de 43,2% para 41,4% (Fe global). Na melhor condição experimental (40 g.t^{-1}) foi possível obter um concentrado com recuperação de ferro global de 42,3%, teor de ferro de 63,4% e teores de impurezas ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) da ordem de 4,8%.

Tabela 23. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada I: Efeito da concentração da Eteramina sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t^{-1} ; [Eteramina] = 20, 30, 40, 50 e 60 g.t^{-1} ; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; $J_a = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_g = 0,66 \text{ cm.s}^{-1}$; $J_w = 0,30 \text{ cm.s}^{-1}$; Camada de espuma = 30 cm

Amina (g.t^{-1})	Recuperação Fe (%)	Recuperação Fe global (%)	Teores no concentrado (%)			Teores no rejeito (%)		
			Fe	SiO_2	Al_2O_3	Fe	SiO_2	Al_2O_3
20	98,95	43,17	61,04	5,09	2,88	8,31	66,96	14,90
30	98,73	43,08	60,67	5,28	3,03	11,37	64,95	12,99
40*	97,04	42,34	63,38	2,65	2,16	13,49	57,96	16,33
50	95,09	41,49	61,94	3,76	2,76	21,18	51,87	12,63
60	94,88	41,40	62,59	3,04	2,65	20,57	52,21	12,80

* Condição realizada em triplicata

4.3.7.1 Estudos de flotação extensora e condicionamento em alta intensidade na flotação reversa (EXT-CAI)

A Tabela 24 mostra o efeito da concentração de óleo diesel emulsificado (ODE) como reagente “extensor” para aumento da hidrofobicidade das partículas de ganga (0 a 80 g.t^{-1}), na ausência e na presença do condicionamento em alta intensidade como etapa pré-flotação. O coletor das partículas de ganga utilizado nestes estudos foi a eteramina (50 g.t^{-1}) e o depressor das partículas portadoras de ferro foi o amido de milho (1000 g.t^{-1}). O aumento da concentração do óleo diesel emulsificado resultou em uma leve tendência de aumento da recuperação de ferro, variando de aproximadamente 95,1% para 97,6% (41,5% para 42,6%, Fe global), nos estudos sem o CAI. Para os estudos com CAI, os aumentos destas recuperações variaram de 95,8% para aproximadamente 98% (41,7% para 42,7%, Fe global). Nas mesmas condições, os teores de ferro variaram de 61,9% a 63,7% para os estudos sem a utilização do CAI e de 62,4 % a aproximadamente 64,1% para os estudos com o CAI. Na melhor condição experimental, amido de milho (1000 g.t^{-1}) + eteramina (50 g.t^{-1}) + óleo diesel emulsificado (60 g.t^{-1}) + CAI ($0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$), foi possível obter um concentrado com recuperação de ferro global de 42,7%, teor de ferro de 64,1% e teores de impurezas de $< 2\% \text{ SiO}_2$ e $< 2\% \text{ Al}_2\text{O}_3$.

Tabela 24. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada I, com e sem a utilização do condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação: Efeito da concentração do óleo diesel emulsificado sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t⁻¹; [Eteramina] = 50 g.t⁻¹; [ODE] = 0, 40, 60 e 80 g.t⁻¹; CAI = 0,6 kWh.m⁻³; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm

CAI (kWh.m ⁻³)	ODE (g.t ⁻¹)	Rec. Fe (%)	Rec. Fe global (%)	Teores no concentrado (%)			Teores no rejeito (%)		
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
-	0	95,09	41,49	61,94	3,76	2,76	21,18	51,87	12,63
	40	96,37	42,05	63,36	2,83	2,06	16,93	52,03	16,82
	60*	97,39	42,49	63,18	2,97	2,05	13,48	55,51	18,10
	80	97,62	42,59	63,73	2,74	2,12	12,54	57,49	17,57
0,6	0	95,77	41,78	62,98	2,61	2,51	16,91	54,60	14,63
	40	96,74	42,21	62,47	3,38	2,67	15,06	57,88	14,70
	60**	97,95	42,74	64,08	1,76	1,85	11,29	59,59	17,50
	80	97,62	42,59	62,39	3,52	2,57	12,20	60,80	15,86

* Condição realizada em triplicata; ** Condição realizada em duplicata

4.3.8 Estudos flotação reversa com a lama classificada II

As amostras utilizadas nesses estudos foram obtidas a partir da classificação da lama de ferro, conforme descrito na parte experimental. A Figura 50 mostra o resultado da análise granulométrica da lama classificada II, onde apresentou diâmetros característicos de D₉₀ = 24,3 µm, D₅₀ = 9,4 µm, D₁₀ = 1,4 µm e D_{sauter} = 11,4 µm.

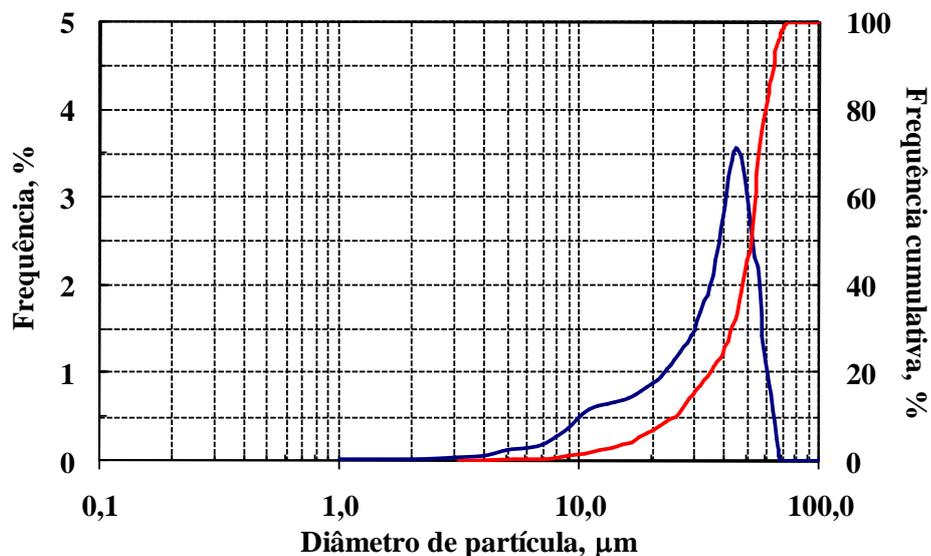


Figura 50. Distribuição granulométrica da amostra classificada II (em volume passante) determinada por difração *laser*.

A Tabela 25 mostra a recuperação mássica e metalúrgica, bem como os teores de Fe, SiO₂, Al₂O₃, P e Mn, dos produtos obtidos da classificação II. Apenas com a etapa de classificação da lama de ferro, foi possível a obtenção de um aumento no teor de ferro de aproximadamente 7% e redução do teor Al₂O₃, em torno de 4%. Para o teor de SiO₂ não foi constatado variação significativa.

Tabela 25. Resultados da classificação da lama por sedimentação – amostra classificada II

Produtos	Recuperação mássica (%)	Recuperação metalúrgica (%)	Teores (%)				
			Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn
Alimentação	100	100	49,1	10,0	9,2	0,23	0,34
Alimentação calculada	100	100	48,5	10,6	9,6	0,23	0,36
Underflow	31,2	35,7	56,4	9,8	5,0	0,1	0,15
Overflow	68,8	64,3	44,98	11,03	11,65	0,29	0,45

A Tabela 26 mostra o efeito da concentração da amina como coletor das partículas de ganga, variando de 20 a 60 g.t⁻¹, sobre a recuperação de ferro e teores de Fe, SiO₂ e Al₂O₃, no concentrado e rejeito da lama classificada II. O depressor das partículas de ferro utilizado foi o amido de milho, numa concentração de 1000 g.t⁻¹. Com o aumento da concentração da amina, ocorreu uma tendência de diminuição da recuperação de ferro global, variando de aproximadamente 34,7% para 29,8%, porém ocorreu um aumento do teor de ferro, variando de 56,9% para 59,4%. Nas mesmas condições, foi observado uma diminuição dos teores de impurezas (SiO₂ + Al₂O₃), variando de 13,3% para 9,4%.

Tabela 26. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada II: Efeito da concentração da Eteramina sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t⁻¹; [Eteramina] = 20, 30, 40, 50 e 60 g.t⁻¹; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm

Amina (g.t ⁻¹)	Recuperação Fe (%)	Recuperação Fe global (%)	Teores no concentrado (%)			Teores no rejeito (%)		
			Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
20	97,13	34,68	56,88	8,60	4,65	37,27	27,28	12,13
30	96,20	34,34	58,39	6,40	4,39	26,50	43,99	12,01
40*	87,43	31,21	59,13	5,63	4,19	39,09	29,64	8,82
50*	83,41	29,78	59,42	5,23	4,21	41,51	26,79	7,99
60	96,08	34,30	58,71	5,79	4,44	27,32	42,07	12,42

* Condições realizadas em duplicatas

Em estudos semelhantes realizados por Rocha (2008), utilizando uma lama de ferro (D_{90} igual a $12,2 \mu\text{m}$) com 38,2 % de ferro, 37,1 % de SiO_2 e 4,4 % de Al_2O_3 , foi observado apenas na etapa de classificação da lama de ferro (deslamagem), um aumento no teor de ferro de aproximadamente 14,6 % e diminuição nos teores de SiO_2 e Al_2O_3 de 16,1 % e 3,6 %, respectivamente. De acordo com o autor, na etapa de flotação reversa utilizando reagentes convencionais, amido (1200 g.t^{-1}) e amina (30 g.t^{-1}), foi possível obter concentrado com recuperação de ferro global da ordem de 30 %, teor de ferro de 67,9 % e de contaminantes, SiO_2 e Al_2O_3 de 0,76 % e 0,50 %, respectivamente.

Oliveira (2006) estudou uma rota para a recuperação do ferro fino contido no *underflow* de um espessador de lama. A análise química da alimentação mostrou a presença de 42,0 % de Fe, 27,6 % de SiO_2 e 7,1 % de Al_2O_3 , e após duas etapas de deslamagem em hidrociclones, foi possível obter um aumento no teor de ferro de aproximadamente 10 % e redução nos teores de SiO_2 e Al_2O_3 de 3,2 e 5,8 %, respectivamente. O autor utilizou a flotação reversa para o tratamento destas lamas, utilizando reagentes convencionais, amido (1200 g.t^{-1}) e amina (30 g.t^{-1}), onde foi possível obter concentrado com recuperação de ferro de 61,7 %, teor de ferro de 68,6 % e de contaminantes, SiO_2 e Al_2O_3 de 0,55 % e 0,42 %, respectivamente.

4.3.8.1 Estudos de flotação extensora e condicionamento em alta intensidade (EXT-CAI)

A Tabela 27 mostra o efeito da concentração de óleo diesel emulsificado (ODE) como reagente “extensor” para aumento da hidrofobicidade das partículas de ganga (0 a 80 g.t^{-1}), na ausência e na presença do condicionamento em alta intensidade como etapa pré-flotação. O coletor das partículas de ganga utilizado nestes estudos foi a eteramina (50 g.t^{-1}) e o depressor das partículas portadoras de ferro foi o amido de milho (1000 g.t^{-1}). O aumento da concentração do óleo diesel emulsificado resultou em um aumento da recuperação de ferro na flotação e da recuperação de ferro global, variando de aproximadamente 83,4% a 85,3% e de 29,8% a 30,5%, respectivamente, nos estudos sem o CAI. Para os estudos com CAI, os aumentos destas recuperações foram um pouco superiores, variando de 88,3% para aproximadamente 92,7% e de 31,5% para 33,1%, respectivamente. Nas mesmas condições, os teores de ferro apresentaram valores semelhantes, obtendo valores de aproximadamente 59% para os estudos sem a utilização do CAI e de 60 % para os estudos com o CAI. Na melhor condição experimental, amido de milho (1000 g.t^{-1}) + eteramina (50 g.t^{-1}) + óleo diesel emulsificado (40 g.t^{-1}) + CAI ($0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$), foi possível obter um concentrado com

recuperação de ferro global de 32,6%, teor de ferro de 60,5% e teores de impurezas de < 4% SiO₂ e < 4% Al₂O₃.

Tabela 27. Estudos de flotação reversa em coluna de 1” com amostra classificada II, com e sem a utilização do condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação: Efeito da concentração do óleo diesel emulsificado sobre a recuperação de ferro e teores no concentrado e rejeito. Condições: reagentes: [Amido de milho] = 1000 g.t⁻¹; [Eteramina] = 50 g.t⁻¹; [ODE] = 0, 40, 60 e 80 g.t⁻¹; CAI = 0,6 kWh.m⁻³; 15% sólidos p/p; pH = 10,5; J_a = 0,66 cm.s⁻¹; J_g = 0,66 cm.s⁻¹; J_w = 0,30 cm.s⁻¹; Camada de espuma = 30 cm

CAI (kWh.m ⁻³)	ODE (g.t ⁻¹)	Rec. Fe (%)	Rec. Fe global (%)	Teores no concentrado (%)			Teores no rejeito (%)		
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
-	0	83,41	29,78	58,71	5,79	4,44	27,32	42,07	12,42
	40	83,95	29,97	59,18	5,10	4,19	41,68	26,69	8,43
	60*	81,04	28,93	59,52	4,98	4,00	43,99	23,84	7,38
	80	85,31	30,46	58,74	6,03	4,07	44,46	23,55	7,37
0,6	0	88,34	31,54	60,48	3,62	3,90	33,16	35,85	10,84
	40	91,28	32,59	60,51	3,65	3,83	29,45	38,94	11,76
	60*	88,99	31,77	59,93	4,49	3,87	34,65	33,97	10,00
	80	92,72	33,10	59,59	4,99	3,94	32,96	35,08	11,10

* Condições realizadas em duplicatas

Os resultados obtidos na flotação catiônica reversa com a lama classificada II foram piores, quando comparados aos resultados com a lama classificada I, provavelmente pela maior quantidade de argilominerais e pela possível ativação da ganga com íons Ca, Al, Mg ou mesmo íons Fe. A dificuldade de concentração por floculação-flotação reversa deveu-se, provavelmente, à baixa seletividade na etapa de floculação.

5. CONSIDERAÇÕES FINAIS

Os concentrados de flotação obtidos neste estudo, salientando que foi empregado apenas uma etapa de concentração *Rougher*, não atingiram as especificações de *pellet feed*, porém uma avaliação da utilização em blendagens (“*blending*”) deve ser melhor estudada. Outro aspecto que merece atenção é o fato de que os concentrados, por serem muito finos, podem apresentar maior dificuldade de processamento durante as operações de espessamento e filtração.

Relativo às rotas de concentração por flotação estudadas neste trabalho, a flotação direta apresenta como vantagem o fato de não ser necessário uma deslamagem prévia, o que, em se tratando da faixa granulométrica em questão, pode ser impraticável. Já a flotação reversa, com a amostra deslamada, requererá equipamentos muito menores devido à eliminação de grande quantidade da massa a ser processada (algo em torno de 50 % em lamas com alto percentual de partículas na faixa de tamanho coloidal, como os argilo minerais).

6. CONCLUSÕES

Os resultados obtidos neste estudo permitiram estabelecer as seguintes conclusões:

1. Em função dos resultados obtidos, conclui-se que tanto a rota de flotação direta, quanto a flotação catiônica reversa, apesar de não atingirem os teores de *pellet feed*, foram capazes de enriquecer consideravelmente os ultrafinos (lamas) de minério de ferro.

2. A amostra de ultrafinos de minério de ferro apresentou um diâmetro médio (D_{sauter}) = 5 μm , elevado percentual de ferro (49 % Fe; 10 % SiO_2 e 9,2 % Al_2O_3), sendo constituída, principalmente, por hematita, goethita, caulinita, quartzo e gibbsita.

3. A fração “C” (“fina”) da amostra ($D_{90} = 22,1 \mu\text{m}$, $D_{50} = 11,9 \mu\text{m}$, $D_{10} = 5,4 \mu\text{m}$, 14,7 % da massa) era composta, quase que exclusivamente, por partículas de hematita e quartzo, ao passo que a fração “A” (“coloidal”) da amostra ($D_{90} = 3,9 \mu\text{m}$, $D_{50} = 1,0 \mu\text{m}$, $D_{10} = 0,26 \mu\text{m}$, 60,5 % da massa) era formada principalmente por goethita e caulinita.

4. A fração “A” (“coloidal”) da amostra (aproximadamente 60,5 % da massa) possuía 54,1 % do Fe total (teor de 44,5%), 65 % da sílica (teor de 10,3 %) e 82,3 % da alumina (teor de 11,8 %). A eliminação da fração “A” (“coloidal”) da amostra resultou num aumento do teor de ferro (49 % para 57,9 %) e diminuição dos teores de alumina (9,2 % para 3,9 %) e em menor proporção de sílica (10 % para 8,5 %) com uma recuperação mássica e metalúrgica de 39,5 e 45,9 %, respectivamente.

5. Estudos de MEV – QEMSCAN indicaram elevado grau de liberação da hematita e do quartzo na fração “C” (“fina”). A caulinita apresentou forte associação com a goethita e apresentou baixa liberação em todas as frações.

6. Os estudos de flotação direta com ácidos graxos (oleato de sódio, *tall oil* e ácido oléico emulsificado) mostraram que é possível obter concentrados com teores de ferro acima de 60 % e teores de contaminantes < 3 % de SiO_2 e < 5 % de Al_2O_3 com recuperações metalúrgicas variando entre 20 e 26 %. A adição do hexametáfosfato de sódio reduziu significativamente as recuperações metalúrgicas, possivelmente pela ação depressora do reagente sobre as partículas portadoras de ferro.

7. O condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação nos estudos de flotação direta, juntamente com a adição de óleo diesel emulsificado proporcionou um aumento na recuperação metalúrgica, sem redução significativa no teor de ferro e diminuição dos teores de contaminantes. O melhor resultado foi obtido no sistema ácido oléico emulsificado (250 g.t^{-1}) + óleo diesel emulsificado (40 g.t^{-1}) + CAI ($0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$), com recuperação metalúrgica de aproximadamente 35 %, teor de ferro da ordem de 62% e com uma leve diminuição dos teores de contaminantes ($< 2 \%$ de SiO_2 e $< 4 \%$ de Al_2O_3).

8. Os estudos de flotação direta com bolhas intermediárias utilizando amostra AM-S (lama previamente seca) com ácido oléico emulsificado apresentaram concentrados com baixos teores de ferro e elevados teores de contaminantes, possivelmente pelo tipo da amostra, que apresentou difícil dispersão (segregação), o que pode ter ocasionado uma diminuição da seletividade no processo de flotação. As recuperações metalúrgicas variaram entre 22 % e 30 %, os teores de ferro foram da ordem de 56 %, e os teores de contaminantes variaram entre 6 % e 7 % de SiO_2 e entre 5 % e 6 % de Al_2O_3 .

9. A floculação seletiva com amido de milho seguida de flotação reversa (processo convencional), com a amostra de ultrafinos de minério de ferro, não apresentou seletividade. Essa baixa seletividade pode ser explicada devido a uma possível ativação, na etapa de floculação, da ganga com íons Ca, Al, Mg ou mesmo íons Fe. A dificuldade de concentração por floculação-flotação apresentadas deve-se, principalmente, à baixa seletividade na etapa de floculação.

10. Com a etapa de classificação prévia a flotação reversa, denominada de classificação I, foi possível um aumento no teor de ferro de 8,2 %, redução do teor de SiO_2 em torno de 1 % e redução no teor de Al_2O_3 de 5,2 %. Após flotação reversa em coluna foi possível obter concentrados com teores superiores a 61 % de Fe e teores de contaminantes em torno de 3,0 % de SiO_2 e 2,5 % de Al_2O_3 , para recuperações metalúrgicas globais superiores a 40 %. Na melhor condição experimental, amido de milho (1000 g.t^{-1}) + eteramina (50 g.t^{-1}) + óleo diesel emulsificado (60 g.t^{-1}) + CAI ($0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$), foi possível obter um concentrado com recuperação de ferro global de 42,7%, teor de ferro de 64,1% e teores de impurezas de 1,8 % de SiO_2 e 1,9 % de Al_2O_3 .

11. Com a etapa de classificação prévia a flotação reversa, denominada de classificação II, foi possível um aumento no teor de ferro de 7,3 % e redução do teor de Al_2O_3 de 4,2 %. O

teor de SiO_2 praticamente não variou. Após flotação reversa em coluna foi possível obter concentrados com teores superiores a 59 % de Fe e teores de contaminantes < 6 % de SiO_2 e 5 % de Al_2O_3 , para recuperações metalúrgicas globais superiores a 30 %. Na melhor condição experimental, amido de milho (1000 g.t^{-1}) + eteramina (50 g.t^{-1}) + óleo diesel emulsificado (40 g.t^{-1}) + CAI ($0,6 \text{ kWh.m}^{-3}$), foi possível obter um concentrado com recuperação de ferro global de 32,6 %, teor de ferro de 60,5 % e teores de 3,7 % de SiO_2 e de 3,8 % de Al_2O_3 .

12. A flotação catiônica reversa com a amostra classificada II apresentou resultados inferiores, provavelmente pela presença de maior quantidade de argilominerais.

7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Os resultados obtidos sugerem a realização dos seguintes estudos futuros:

1. Estudos de alternativas para a classificação ultrafina de lamas de minério de ferro;
2. Estudos de flotação direta com ácido oléico emulsificado, utilizando o condicionamento em alta intensidade (CAI) e óleo diesel emulsificado (EXT), com amostras classificadas;
3. Estudos avançados de otimização da energia transferida à polpa (CAI) nos estudos de flotação direta e reversa das lamas de minério de ferro;
4. Estudos em escala piloto para validação dos resultados.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AHMED, N. e JAMESON, G. J. Flotation kinetics. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**. Vol. 5 (1-4), pp. 77-99, 1989.

AOKI, C. S.C., SARAIVA, C. P., COMAR, R. C.G., ARAGÃO, B. J.G., DANTAS, F. B.H. e LAZARINI, J. C. **Validação metrológica de microscópio eletrônico de varredura por comparação interlaboratorial**. In: Congresso e Feira de Qualidade em Metrologia. São Paulo-SP. 2006.

AQUINO, J. A., OLIVEIRA, M. L.M. e FERNANDES, M. D. Flotação em Coluna. **Tratamento de Minérios**. Ed. Luz, *et al.*, 4ª Edição. Rio de Janeiro : CETEM/MCT, pp. 459-494, 2004.

ARAUJO, A. C., VIANA, P. R.M. e PERES, A.E.C. Reagents in iron ores flotation. **Minerals Engineering**. Vol. 18, pp. 219-224, 2005.

ARAUJO, A.C. e PERES, A.E.C. Froth Flotation: relevant facts and the Brazilian case. **Série Tecnologia Mineral**. Rio de Janeiro : CETEM/CNPq, Vol. 70, p. 38, 1995.

ARAUJO, A. C., PERES, A. E.C., VIANA, P. R.M. e OLIVEIRA, J. F. Flotação de Minérios de Ferro. **Flotação: o estado da arte no Brasil**. Ed. Chaves A.P. São Paulo : Signus, Vol. 4, p. 444, 2006.

BALTAR, C. A.M. Flocculação. **Tratamento de Minérios**. Ed. Luz, *et al.*, 4ª Edição. Rio de Janeiro : CETEM/MCT, pp. 497-531, 2004.

BOS, J. L. e QUAST, K. B. Effects of oils and lubricants on the flotation of copper sulphide minerals. **Minerals Engineering**. Vol. 13 (14-15), pp. 1623-1627, 2000.

CAPPONI, F. **Avanços na recuperação de finos de minérios pelo processo de flotação "extensora", o caso da mina de Chuquicamata**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRRGS, p. 93, 2005.

CAPPONI, F., MATIOLO, E. e RUBIO, J. **Flotação extensora de finos de cobre e molibdênio**. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Natal-RN. Vol. 1, pp. 235- 242, 2005.

CARIOCA, A.C., SOARES, G.A.B. e PEREIRA, C.A. **Estudo de dispersão de hematita e quartzo**. In: XXIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Gramado-RS. Vol. 1, pp. 257-264, 2009.

CARVALHO, M. R. **Interferência de cátions Ca^{2+} nas etapas de deslamagem e flotação de minérios de ferro**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, EM/UFOP, p. 67, 2003.

CLAYTON, R., JAMESON, G. J. e MANLAPIG, E. V. The development and application of the Jameson cell. **Minerals Engineering**. Vol. 4 (7-11), pp. 925-933, 1991.

COLLINS, D. N. e READ, A. D. The treatment of slimes. **Mineral Science and Engineering**. Vol. 3, pp. 19-31, 1971.

COLLINS, G. L. e JAMESON, G. J. Experiments on the flotation of fine particles: The influence of particle size and charge. **Chemical Engineering Science**. Vol. 31 (11), pp. 985-991, 1976.

COSTA, T. M.H. **Estudos de floculação seletiva em um sistema Amilopectina Hematita / Quarto**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 135, 1985.

CRUZ, M. R., BORGES, A. A.M., AMARANTE, S. C. e SOUZA, C. C. **Aproveitamento de rejeitos MBR - Etapa lama**. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Natal-RN. Vol. 1, pp. 55-59, 2005.

DMTRIEVA, G. M., SOLNYSHKIN, V. I. e SHMIDT, O. V. The influence of certain nonpolar reagents on the flotation of chalcopyrite. **Flotation Agents and Effects**. Ed. Solnyshkin, G.M. Israel Program for Scientific Translations, Jerusalem. pp. 25-32, 1970.

DOBBY, G. S. **A fundamental flotation model and flotation column scale-up**. Doctor thesis – Department of Mining and Metallurgical Engineering – McGill University, Montreal-Canada. p. 259, 1984.

DOBBY, G.S. e FINCH, J.A. Column flotation: a selected review, Part II. **Minerals Engineering**. Vol. 4 (7-11), pp. 911–923, 1991.

DUONG, C., CHOUNG, J., XU, Z. e SZYMANSKI, J. A novel process for recovering clean coal and water from coal tailings. **Minerals Engineering**. Vol. 13, 2, pp. 173-181, 2000.

EK, C. Flotation kinetics. **Innovations in flotation technology**. Ed. Mavros, P e Matis, K. A. pp. 183-210, 1992.

ENGLERT, A. H. **Flotação por ar dissolvido (FAD) de micropartículas, caracterização de microbolhas e medidas de força de interação bolha-partícula**. Tese de Doutorado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 139, 2008.

FERREIRA, E. E. **Lamas de Minérios de Ferro: Agregação/Dispersão e Reologia**. Tese de Doutorado - Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, - EE/UFGM, p. 193, 2002.

FINCH, J. A. Column flotation: A selected review - part IV: Novel flotation devices. **Minerals Engineering**. Vol. 8 (6) pp. 587-602, 1995.

FLINT, I. M., WYSLOUZIL, H. E., DE LIMA ANDRADE, V. L. e MURDOCK, D. J. Column flotation of iron ore. **Minerals Engineering**. Vol. 5 (10-12), pp. 1185-1194, 1992.

FUESTENAU, D.W., CHANDER. S. e ABOUZEID. A.M. The recovery of fine particles by physical separation methods. **Beneficiation of Mineral Fines: Problems and Research Needs**. Ed. Somasundaran, P. e Arbiter N. AIME. New York, p. 3, 1978.

FUERSTENAU, D. W., LI, C. e HANSON, J. S. **Shear-flocculation and carrier flotation of fine hematite**. In: Proceedings of Symposium on the Production and Processing of fine particles. Vol. 17, pp. 329-335, 1988.

GHOSE, M. K. e SEN, P. K. Characteristics of iron ore tailing slime in India and its test for required pond size. **Environmental Monitoring and Assessment**. Vol. 68, pp. 51-61, 2001.

GOODALL, W. R., SCALES, P. J. e BUTCHER, A. R. The use of QEMSCAN and diagnostic leaching in the characterisation of visible gold in complex ores. **Minerals Engineering**. Vol. 18, pp. 877-886, 2005.

GOODALL, W. R. e SCALES, P. J. An overview of the advantages and disadvantages of the determination of gold mineralogy by automated mineralogy. **Minerals Engineering**. Vol. 20, pp. 506-517, 2007.

GOTTLIEB, P., WILKIE, G., SUTHERLAND, D., HO-TUN, E., SUTHERS, S., PERERA, K., JENKINS, B., SPENCER, S., BUTCHER, A., RAYNER, J. Using quantitative electron microscopy for process mineralogy application. **Journal of the Minerals, Metals and Materials Society**. Vol. 52 (4), pp. 24-25, 2000.

HOUOT, R. Beneficiation of iron ore by flotation - review of industrial and potential applications. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 10, pp. 183-204, 1983.

ITYOKUMBUL, M. T., SALAMA, A. I.A. e AL TAWHEEL, A. M. Estimation of bubble size in flotation columns. **Minerals Engineering**. Vol. 8 (1-2), pp. 77-89, 1995.

JAMESON, G.J. Physical aspects of fine particle flotation. **Principles of Mineral Flotation**. Ed. Jones, M.H. e Woodcock, J.T. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Australia, p. 215, 1984.

KHANGAONKAR, P. R. e BALA SUBRAMANI, K. J. Flocculation of hematite fines by anionic polyacrylamide polymers. **Minerals Engineering**. Vol. 6 (7), pp. 765-774, 1993.

KING, R. P. Flotation of fine particles. **Principles of Flotation**. South Africa Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg. pp. 215-226, 1982,

LIMA, N. P. **Comportamento de minérios itabiríticos dos complexos Alegria e Fábrica Nova frente aos processos de deslamagem e flotação**. Dissertação de Mestrado - Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, - EE/UFMG, 2001.

LIMA, R. M.F., BRANDÃO, P. R.G. e PERES, A. E.C. The infrared spectra of amine collectors used in the flotation of iron ores. **Minerals Engineering**. Vol. 18, pp. 267-273, 2005.

LOPES, G. M. **Flotação direta de minério de ferro**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, EM/UFOP, p. 176, 2009.

LU, S. e DAI, Z. **Separation of ultrafine mineral particles by hydrophobic aggregation methods**. In: International Symposium on the production and processing of fine particles. Vol. 17, pp. 308-316, 1988.

LUZ, J. A.M. e LIMA, R. M.F. **Análise granulométrica por técnicas que se baseiam na sedimentação gravitacional: Lei de Stokes.** Revista Escola de Minas, Ouro Preto, Vol. 53 (2), 2001.

MAHIUDDIN, S., BONDYOPADHWAY, S. e BARUAH, J. N. A study on the beneficiation of indian iron-ore fines and slime using chemical additives. **International Journal of Mineral Processing.** Vol. 26 (3-4), pp. 285-296, 1989.

MAPA, P. S. **Rota de processo para o underflow da deslamagem de minério de ferro do concentrador da Samarco Mineração S.A.** Dissertação de Mestrado - Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, - EE/UFGM, p. 172, 2006.

MARTINS, J., LIMA, R. M.F., BORGES, A. A.M., BORGES, A. A. e JUNIOR, G G.O. **O aproveitamento de lamas de minério de ferro por flotação em coluna.** In: XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Recife-PE. pp. 211-215, 2002.

MATHUR, S., SINGH, P. e MOUDGIL, B. M. Advances in selective flocculation technology for solid-solid separation. **International Journal of Mineral Processing.** Vol. 58 (1-4), pp. 201-222, 2000.

MATIOLO, E. **Recuperação otimizada de finos de minérios de cobre e molibdênio por flotação não convencional.** *Dissertação de Mestrado* - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 84, 2005.

MATIOLO, E. **Avanços na coluna de três produtos - C3P: Fundamentos e Aplicações.** Tese de Doutorado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 122, 2009.

MOHANTY, M. K. e HONAKER, R. Q. A comparative evaluation of the leading advanced flotation technologies. **Minerals Engineering.** Vol. 12 (1), pp.1-13, 1999.

MONTE, M.B.M. e PERES, A.E.C. Química de superfície na Flotação. **Tratamento de Minérios.** Ed. Luz, *et al.*, 4ª Edição. Rio de Janeiro : CETEM/MCT, pp. 339-407, 2004.

MONTES-SOTOMAYOR, S., HOUOT, R. e KONGOLO, M. Flotation of silicated gangue iron ores: mechanism and effect of starch. **Minerals Engineering.** Vol. 11 (1), pp. 71-76, 1998.

NANKRAN, M., RODRIGUES, W., BERGEMAN, M., FONSECA, R., RABELO, L. e OLEGARIO, F. **Utilização de óleo diesel na flotação da usina do Sossego.** In: XXII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Ouro Preto-MG. Vol. 1, pp. 465-470, 2007.

NEDER, E. E. e LEAL FILHO, L S. **O uso de aminas graxas e seus derivados na flotação de minérios brasileiros.** In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Natal-RN. Vol. 1, pp. 395-404, 2005.

OLIVEIRA, M. L.M. e AQUINO, J. A. **Aspectos Relevantes das colunas de flotação.** In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Natal-RN. Vol. 1, pp. 243-250, 2005.

OLIVEIRA, P. S. **Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição.** Dissertação de Mestrado - Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, - EE/UFMG, p. 128, 2006.

PASCOE, R. D. e DOHERTY, E. Shear flocculation and flotation of hematite using sodium oleate. **International Journal of Mineral Processing.** Vol. 51 (1-4), pp. 269-282, 1997.

PEASE, J. D., CURRY, D. C. e YOUNG, M. F. Designing flotation circuits for high fines recovery. **Minerals Engineering.** Vol. 19, pp. 831-840, 2006.

PEREIRA, S.R.N. **O uso de óleos apolares na flotação catiônica reversa de um minério de ferro.** Dissertação de Mestrado - Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, - EE/UFMG, p. 242, 2004.

PERES, A. E.C. e ARAUJO, A.C. A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. **Flotação: o estado da arte no Brasil.** Ed. Chaves A.P. São Paulo : Signus, Vol. 4, pp. 1-29, 2006.

PERES, A.E.C. e CORREA, M.I. Depression of iron oxides with corn starches. **Minerals Engineering.** Vol. 9, 12, pp. 1227-1234, 1996.

PRAKASH, S., DAS, B., MOHANTY, J. K. e VENUGOPAL, R. The recovery of fine iron minerals from quartz and corundum mixtures using selective magnetic coating. **International Journal of Mineral Processing.** Vol. 57 (2), pp. 87-103, 1999.

QUEIROZ, L.A., PERES, A.E.C., FERREIRA, A.D. e PADOVEZI, A.D. **Influência da mineralogia na deslamagem e flotação de minérios itabiríticos.** In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Florianópolis-SC. Vol. 2, pp. 95-102, 2004.

QUN, W. e Heiskanen, K. Batch flotation tests by fatty acid on a phosphate-iron oxide-silicate regolith ore sample from Sokli, Finland. **Minerals Engineering.** Vol. 3 (5) , pp.473-481, 1990.

RASHCHI, F. e FINCH, J.A. Polyphosphates: a review their chemistry and application with particular reference to mineral processing. **Minerals Engineering.** Vol. 13 (5), pp.1019-1035, 2000.

ROCHA, L. **Estudo de aproveitamento econômico das lamas de uma mineração de ferro, através de concentração por flotação catiônica reversa.** Dissertação de Mestrado - Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, - EE/UFMG, p. 126, 2008.

ROCHA, L. e PERES, A. E.C. **Aproveitamento econômico das lamas de ferro.** Revista Escola de Minas. Ouro Preto. Vol. 62 (3), pp. 291-295, 2009.

RODRIGUES, R. T. **Desenvolvimento da técnica LTM-BSizer para a caracterização de bolhas e avaliação de parâmetros no processo de flotação.** Tese de Doutorado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 114, 2004.

RODRIGUES, R. T. e RUBIO, J. New basis for measuring size distribution of bubbles. **Minerals Engineering**. Vol. 16 (8), pp. 757-765, 2003.

ROSA, J. J. **O condicionamento à alta intensidade e a recuperação de finos de minérios por flotação**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 83, 1997.

RUBIO, J. e FUERSTENAU, D. W., **Floculação seletiva em um sistema Hematita/Quartzo**. In: VI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. Rio de Janeiro-RJ. Pp. 747-751, 1979.

RUBIO, J. **Carvão Mineral - Caracterização e Beneficiamento**. Porto Alegre-RS. Vol. 1, p. 240, 1988.

RUBIO, J., SOUZA, M. L. e SMITH, R. W. Overview of flotation as a wastewater treatment technique. **Minerals Engineering**. Vol. 15, pp. 139-155, 2002.

RUBIO, J., CAPPONI, F., MATIOLO, E., NUNES, D., GUERRERO, C. P. e BERKOWITZ, G. **Advances in flotation of mineral fines**. In: Proceedings XXII International Mineral Processing Congress. pp. 1014-1022, 2003.

RUBIO, J., CAPPONI, F., MATIOLO, E. e ROSA, J. J. **Avanços na flotação de finos de minérios sulfetados de cobre e molibdênio**. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Florianópolis-SC. Vol. 2, pp. 69-78, 2004.

RUBIO, J., CAPPONI, F., RODRIGUES, R. T. e MATIOLO, E. Enhanced flotation of sulfide fines using the emulsified oil extender technique. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 84 (1-4), pp. 41-50, 2007.

SANTOS, I. J. **Estudo de produção de concentrados de minério de ferro a partir dos rejeitos da barragem de Germano**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, EM/UFOP, p. 107, 2003

SCHUBERT, M., MORGENSTERN, P., WENNRICH, R., FREYER, K. e WEISS, H. The weathering behavior of heavy metals in ore processing residues (Mansfeld Region, Germany). **Mine Water and the Environment**. Vol. 22, pp. 2-6, 2003.

SCHULZE, H. J. Hydrodynamics of bubbles-mineral particles collisions. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**. Vol. 5 (1-4), pp. 43-76, 1989.

SHIBATA, J. e FUERSTENAU, D. W. Flocculation and flotation characteristics of fine hematite with sodium oleate. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 72, pp. 25-32, 2003.

SIVAMOCHAN, R. e FORSSBERG, E. Recovery of heavy minerals from slimes. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 15, pp. 297-314, 1985.

SIVAMOCHAN, R. The problem of recovering very fine particles in mineral processing - A review. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 28, pp. 247-288, 1990.

SOMASUNDARAN, P. Principles of flocculation, dispersion, and selective flocculation. **Fine particle processing**. New York : AIME, pp. 947-976, 1980.

SONG, S., LOPEZ-VALDIESO, A., REYES-BAHENA, J. L. e LARA-VALENZUELA, C. Floc flotation of galena and sphalerite fines. **Minerals Engineering**. Vol. 14 (1), pp. 87-98, 2001.

SOUZA Jr., M. **Caracterização mineralógica e tecnológica do minério de ferro itabirítico anfíbolítico da jazida de Alegria, Mariana, MG**. Dissertação de Mestrado - Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, - EE/UFMG, 1994.

SRIVASTAVA, M. P., PAN, S. K., PRASAD, N. e MISHRA, B. K. Characterization and processing of iron ore fines of Kiriburu deposit of India. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 61, pp. 93-107, 2001.

SUBRAHMANYAM, T. V. e FORSSBERG, E. F.S. Fine particle processing: Shear flocculation and carrier flotation - A review. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 30 (3-4), pp. 265-286, 1990.

TABOSA, E.O. **Flotação com reciclo de concentrados (FRC) para recuperação de finos de minérios: fundamentos e aplicações**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 102, 2007.

TAKATA, L. A. Flotação em coluna. **Flotação: o estado da arte no Brasil**. Ed. Chaves, A.P. São Paulo : Signus, Vol. 4, pp. 45-71, 2006.

TESTA, F.G. **Avanços na flotação de finos de minério com condicionamento em alta intensidade**. Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 82, 2008.

TESTA, F. G., FONSECA, R. e RUBIO, J. **O condicionamento em alta intensidade (CAI) na flotação de fosfatos**. In: XXIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Gramado-RS. Vol. 1, pp. 331-338, 2009.

TRAHAR, W. J. A rational interpretation of role of particle size in flotation. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 2, pp. 289-327, 1981.

TRAHAR, W. J. e WARREN, L. J. The flotability of very fine particles - A review. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 3 (2), pp. 103-131, 1976.

TRIPATHY, T., BHAGAT, R. P. e SINGH, R.P. The Flocculation performance of grafted sodium alginate and other polymeric flocculants in relation to iron ore slime suspension. **European Polymer Journal**. Vol. 37, pp. 125-130, 2001.

TURRER, H. D.G., ARAUJO, A. C., PAPINI, R. M. e PERES, A. E.C. **Flotação de minérios de ferro na presença de poliácridamidas**. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Natal-RN. Vol. 1, pp. 433-439, 2005.

VALADÃO, G.E.S. e ARAUJO, A.C. **Introdução ao tratamento de minérios**. Belo Horizonte: UFMG, 234 p., 2007.

VALDERRAMA, L. C. **Estudos de flotação não convencional para o tratamento de rejeitos de ouro.** Tese de Doutorado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais, - PPGEM/UFRGS, p. 124, 1997.

VALE, 2009. **Iron Ore Products.** [Citado em: 25 de Janeiro de 2010.] http://www.vale.com.br/vale/templates/htm/vale/hot_sites/revista_booklet/revistas/Booklet2009.pdf.

WARREN, L. J. Determination of the contributions of true flotation and entrainment in batch flotation tests. **International Journal of Mineral Processing.** Vol. 14 (1), pp. 33-44, 1985.

WARREN, L. J. Flocculation of stirred suspensions of cassiterite and tourmaline. **Colloids and Surfaces.** Vol. 5 (4), pp. 301-319, 1982.

WARREN, L. J. Shear-flocculation of ultrafine scheelite in sodium oleate solutions. **Journal of Colloid and Interface Science.** Vol. 50 (2), pp. 307-318, 1975.

WEISSENBORN, P. K., WARREN, L. J. e DUNN, J. G. Optimisation of selective flocculation of ultrafine iron ore. **International Journal of Mineral Processing.** pp. 191-213, 1994.

WILLS, B. A. e NAPIER MUNN, T. J. **Mineral Processing Technology - An Introduction to the Practical Aspects of ore Treatment and Mineral Recovery.** Elsevier Science & Technology Books. 7th edition. p. 444, 2006.

WOLFF, A. P. **Caracterização de rejeitos de minério de ferro de minas da Vale.** Dissertação de Mestrado - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, EM/UFOP, p. 90, 2009.

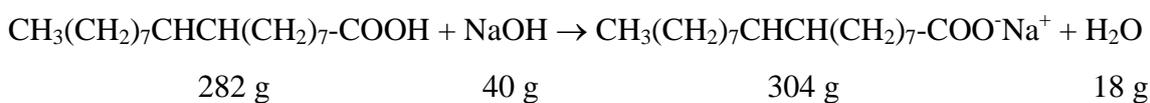
YIANATOS, J., BERGH, L. G., DÍAZ, F. e RODRÍGUEZ, J. Mixing characteristics of industrial flotation equipment. **Chemical Engineering Science.** Vol. 60, pp. 2273-2282, 2005.

YOON, R. H. e LUTTRELL, G. H. The effect of bubble size on fine particle flotation. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review.** Vol. 5 (1-4), pp. 101-122, 1989.

ANEXO 1 – Procedimento de preparo do Oleato de sódio

1. Preparar uma solução de NaOH (Pesar ~ 10 g e diluir e 10 mL de água), e depois dissolver em 50 g de ácido Oléico (reação exotérmica). Agitar bem até ficar pastoso. Detalhamento da reação estequiométrica está descrito abaixo.
2. Deixar por um período de 2 horas em estufa a 105-110°C, até secar.
3. Deixar esfriar, e utilizar o moinho de facas para a pulverização do oleato de sódio.

REAÇÃO DO ÁCIDO OLÉICO COM NaOH



Densidade do ácido oléico = 0,9 g/cm³

v = 1 L de ácido oléico = 1000 cm³

m = 900 g de ac. oléico

Massa de soda necessária para a estequiometria:

282 g	-	40 g	
900 g	-	x = 127,66 g	(massa de soda necessária)

Produto formado (saponificação)

282 g	-	304 g	
900 g	-	y = 970,21 g	(produto formado)

ANEXO 2 – Procedimento de preparo (gelatinização) do amido de milho

Preparo de amido de milho (gelatinização) – via química com aquecimento

A gelatinização do amido de milho foi realizada quimicamente, através da adição de NaOH, com aquecimento. Conforme as etapas descritas abaixo:

1. Colocar num béquer de vidro de 500 mL (com dimensões de aproximadamente 7,5 cm de diâmetro e 13 cm de altura) limpo e seco a massa de amido, levando em conta a sua umidade natural.
2. Adicionar água destilada (aproximadamente 100 mL) e agitar mecanicamente por 10 minutos para umedecer bem o amido.
3. Adicionar a solução de NaOH, na proporção massa de amido/massa de NaOH desejada (por exemplo 4:1), e começar o aquecimento até atingir 84 °C.
4. Manter por 5 minutos em 84 °C e desligar o aquecimento (tempo para atingir 84°C = 42 minutos).
5. Adicionar mais 200 mL de água destilada e manter a agitação por mais 2 minutos.
6. Avolumar a solução em um balão volumétrico de 1000 mL, lavando bem todo material (haste, funil, béquer, etc.) que entraram em contato com a solução de amido.

Exemplos:

SOLUÇÃO 1% p/v

Para o preparo de uma solução 1% p/v, foram utilizadas as seguintes massas:

Massa de amido = 11,31 g (total de 10 g base seca, descontado 11,6% relativo a umidade).

Massa de NaOH = 2,5 g (proporção de amido/soda de 4:1). A massa de NaOH foi adicionada a partir de uma solução de NaOH 10% p/v. Volume da solução de NaOH adicionado = 25 mL.

SOLUÇÃO 3% p/v

Para o preparo de uma solução 3% p/v, foram utilizadas as seguintes massas:

Massa de amido = 33,93 g (total de 30 g base seca, descontado 11,6% relativo a umidade).

Massa de NaOH = 7,5 g (proporção de amido/soda de 4:1). A massa de NaOH foi adicionada a partir de uma solução de NaOH 10% p/v. Volume da solução de NaOH adicionado = 75 mL.

ANEXO 3 – Procedimento experimental de picnometria

Utilizaram-se as seguintes etapas para o cálculo da densidade do sólido, utilizando-se a água:

1. Obter a massa de água através da diferença entre a massa do picnômetro com água e a massa do picnômetro vazio. Através da determinação da massa de água, obtém-se o volume de água adicionado, utilizando-se a relação densidade e massa de água. O volume de água é o próprio volume do picnômetro;
2. Determinar a massa de sólidos pela diferença entre a massa do picnômetro com o sólido e o picnômetro vazio;
3. Obter a massa de água através da diferença entre a massa do picnômetro com água e sólido e a massa do picnômetro com sólido;
4. Determinar o volume de água adicionado através da relação entre a densidade da água e a sua massa (contida no picnômetro com sólido e água);
5. Determinar o volume do sólido através da diferença entre o volume total do picnômetro e o volume de água adicionado ao sólido;

Como a massa de sólido já havia sido calculada, obtém-se a densidade do sólido através da razão: massa de sólido/volume de sólido.

As medidas de massa para o método de picnometria foram realizadas com uma balança analítica Shimadzu – modelo AY 220, com precisão de 0,1 mg.

ANEXO 4 – Resultados dos ensaios de flotação

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %		
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (250 g.t ⁻¹)	48,4	10,4	9,9	Conc	62,3	1,6	3,5	0,11	0,16	41,33	152,42	25,75	10,96	4,85	14,10
				Rej	46,7	11,5	10,7	0,23	0,38	335,80	2991,9	156,82	89,04	95,15	85,90
				Soma	-	-	-	-	-	377,13	3144,3	182,57	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (500 g.t ⁻¹)	48,7	10,3	9,9	Conc	62,4	1,8	3,5	0,11	0,16	45,85	215,55	28,61	12,70	6,86	16,27
				Rej	46,7	11,6	10,8	0,23	0,39	315,24	2928,8	147,22	87,30	93,14	83,73
				Soma	-	-	-	-	-	361,09	3144,4	175,83	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (1500 g.t ⁻¹)	47,6	10,2	11,4	Conc	60,9	2,8	4,2	0,11	0,15	70,71	229,53	43,06	19,24	7,30	24,63
				Rej	44,4	11,9	13,1	0,24	0,40	296,74	2914,8	131,75	80,76	92,70	75,37
				Soma	-	-	-	-	-	367,45	3144,3	174,81	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (2750 g.t ⁻¹)	48,5	10,3	9,8	Conc	59,9	3,6	4,8	0,11	0,17	81,66	411,24	48,91	21,34	13,08	26,35
				Rej	45,4	12,1	11,1	0,25	0,35	301,07	2733,1	136,69	78,66	86,92	73,65
				Soma	-	-	-	-	-	382,73	3144,3	185,6	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (250 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,60	8,74	8,71	Conc	62,4	1,7	3,3	0,10	0,14	31,78	33,12	19,82	10,10	1,05	12,71
				Rej	48,2	9,5	9,3	0,23	0,33	282,82	3111,2	136,21	89,90	98,95	87,29
				Soma	-	-	-	-	-	314,6	3144,3	156,03	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,34	9,52	8,82	Conc	61,9	2,1	3,7	0,11	0,17	62,82	420,52	38,89	17,86	13,37	22,40
				Rej	46,6	11,1	9,9	0,24	0,42	289,00	2723,8	134,70	82,14	86,63	77,60
				Soma	-	-	-	-	-	351,82	3144,3	173,59	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (1500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,76	8,88	8,88	Conc	62,0	2,2	3,7	0,11	0,19	53,97	208,87	33,47	15,95	6,64	19,88
				Rej	47,4	10,1	9,9	0,24	0,34	284,37	2935,4	134,91	84,05	93,36	80,12
				Soma	-	-	-	-	-	338,34	3144,8	168,38	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (2750 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,33	8,90	8,94	Conc	62,8	1,4	3,1	0,10	0,21	31,33	137,80	19,69	10,10	4,38	12,87
				Rej	47,8	9,7	9,6	0,23	0,34	278,86	3006,5	133,32	89,90	95,62	87,13
				Soma	-	-	-	-	-	310,19	3144,3	153,01	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (250 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹)	48,9	9,9	9,6	Conc	64,6	1,3	1,8	0,11	0,14	22,55	115,25	14,57	6,14	3,67	8,11
				Rej	47,9	10,4	10,1	0,23	0,38	344,80	3029,1	165,16	93,86	96,33	91,89
				Soma	-	-	-	-	-	367,35	3144,6	179,73	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (500 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹)	48,7	10,3	9,8	Conc	65,0	1,1	1,5	0,10	0,14	33,41	107,39	21,72	8,11	3,42	10,81
				Rej	47,3	11,1	10,6	0,24	0,33	378,65	3036,9	179,10	91,89	96,58	89,19
				Soma	-	-	-	-	-	412,06	3144,3	200,82	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (1500 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹)	48,9	10,0	9,6	Conc	64,5	1,7	1,7	0,10	0,16	37,15	70,00	23,96	9,37	2,23	12,36
				Rej	47,3	10,8	10,4	0,24	0,34	359,25	3074,3	169,93	90,63	97,77	87,64
				Soma	-	-	-	-	-	396,4	3144,3	193,89	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (2750 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹)	48,6	10,4	10,0	Conc	63,5	1,9	2,1	0,10	0,17	28,34	71,76	18,00	8,59	2,28	11,22
				Rej	47,2	11,2	10,7	0,25	0,34	301,65	3072,5	142,38	91,41	97,72	88,78
				Soma	-	-	-	-	-	329,99	3144,3	160,38	100	100	100

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %		
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (250 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,50	9,10	8,92	Conc	64,6	1,4	1,5	0,10	0,19	18,73	100,10	12,09	5,21	3,18	6,79
				Rej	48,7	9,5	9,3	0,25	0,32	341,00	3044,2	165,96	94,79	96,82	93,21
				Soma	-	-	-	-	-	359,73	3144,3	178,05	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (500 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,73	8,94	8,85	Conc	64,6	1,2	2,1	0,10	0,16	35,81	183,24	23,14	10,39	5,83	13,50
				Rej	48,0	9,8	9,6	0,25	0,35	308,93	2961,1	148,29	89,61	94,17	86,50
				Soma	-	-	-	-	-	344,74	3144,3	171,43	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (1500 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,38	9,13	9,08	Conc	64,5	1,4	2,0	0,10	0,18	28,19	94,53	18,17	8,48	3,01	11,08
				Rej	48,0	9,8	9,7	0,25	0,36	304,07	3049,8	145,89	91,52	96,99	88,92
				Soma	-	-	-	-	-	332,26	3144,3	164,06	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Oleato de Sódio (2750 g.t ⁻¹) + Hexametáfosfato de Sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,62	8,96	8,87	Conc	63,5	1,8	2,2	0,10	0,20	33,61	59,32	21,34	9,96	1,89	12,74
				Rej	48,1	9,8	9,6	0,25	0,34	303,89	3085,0	146,14	90,04	98,11	87,26
				Soma	-	-	-	-	-	337,5	3144,3	167,48	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil (250 g.t ⁻¹)	49,06	9,94	9,56	Conc	62,0	1,7	3,9	0,10	0,16	40,35	211,25	25,02	11,37	6,72	14,37
				Rej	47,4	11,0	10,3	0,22	0,33	314,61	2933,1	149,13	88,63	93,28	85,63
				Soma	-	-	-	-	-	354,96	3144,4	174,15	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil (500 g.t ⁻¹)	48,81	10,24	9,82	Conc	61,3	2,4	4,2	0,11	0,17	62,97	468,58	38,60	17,83	14,90	22,39
				Rej	46,1	11,9	11,1	0,24	0,33	290,16	2675,7	133,76	82,17	85,10	77,61
				Soma	-	-	-	-	-	353,13	3144,3	172,36	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil (750 g.t ⁻¹)	48,74	10,20	9,79	Conc	59,7	3,6	4,9	0,11	0,17	81,17	612,53	48,46	21,71	19,48	26,59
				Rej	45,7	12,1	11,1	0,25	0,34	292,74	2531,8	133,78	78,29	80,52	73,41
				Soma	-	-	-	-	-	373,91	3144,3	182,24	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil (1000 g.t ⁻¹)	49,06	9,98	9,67	Conc	55,9	6,3	6,8	0,12	0,21	87,07	811,73	48,67	32,27	25,82	36,77
				Rej	45,8	11,8	11,0	0,26	0,41	182,73	2332,6	83,69	67,73	74,18	63,23
				Soma	-	-	-	-	-	269,8	3144,3	132,36	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil(250 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,78	8,89	8,86	Conc	62,3	1,6	3,6	0,11	0,17	55,22	535,21	34,40	16,20	17,02	20,27
				Rej	47,4	10,3	9,9	0,24	0,42	285,70	2609,1	135,31	83,80	82,98	79,73
				Soma	-	-	-	-	-	340,92	3144,3	169,71	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,90	8,75	8,73	Conc	59,2	3,7	4,9	0,12	0,20	82,04	762,28	48,60	24,07	24,24	28,57
				Rej	46,9	10,3	9,9	0,25	0,43	258,82	2382,0	121,49	75,93	75,76	71,43
				Soma	-	-	-	-	-	340,86	3144,3	170,09	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil (750 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	50,48	8,20	8,67	Conc	56,0	4,8	6,6	0,16	0,26	126,06	1095,4	70,59	40,94	34,84	45,41
				Rej	46,7	10,5	10,1	0,26	0,45	181,86	2048,9	84,86	59,06	65,16	54,59
				Soma	-	-	-	-	-	307,92	3144,3	155,45	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Tall oil (1000 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	50,18	8,40	8,80	Conc	57,5	4,0	6,0	0,14	0,24	104,72	938,94	60,16	31,65	29,86	36,24
				Rej	46,8	10,4	10,1	0,25	0,44	226,10	2205,4	105,86	68,35	70,14	63,76
				Soma	-	-	-	-	-	330,82	3144,3	166,02	100	100	100

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %		
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (250 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹)	48,60	10,09	9,66	Conc	64,4	1,6	1,6	0,10	0,17	17,83	240,12	11,48	4,83	7,64	6,40
				Rej	47,8	10,5	10,1	0,23	0,37	351,03	2904,2	167,79	95,17	92,36	93,60
				Soma	-	-	-	-	-	368,86	3144,3	179,27	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (500 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹)	48,37	10,53	9,96	Conc	63,8	1,7	1,9	0,10	0,17	36,15	330,45	23,06	8,71	10,51	11,48
				Rej	46,9	11,4	10,7	0,25	0,39	379,12	2813,9	177,81	91,29	89,49	88,52
				Soma	-	-	-	-	-	415,27	3144,4	200,87	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (750 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹)	48,64	10,49	9,97	Conc	62,9	2,0	2,8	0,12	0,19	49,52	390,08	31,15	14,07	12,41	18,19
				Rej	46,3	11,9	11,1	0,25	0,40	302,51	2754,2	140,06	85,93	87,59	81,81
				Soma	-	-	-	-	-	352,03	3144,3	171,21	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (1000 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹)	48,66	10,31	9,83	Conc	59,4	3,9	4,7	0,11	0,21	79,31	661,54	47,11	21,06	21,04	25,71
				Rej	45,8	12,0	11,2	0,26	0,40	297,27	2482,8	136,15	78,94	78,96	74,29
				Soma	-	-	-	-	-	376,58	3144,3	183,26	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (250 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,56	8,88	8,88	Conc	63,9	1,3	2,1	0,11	0,17	39,50	457,05	25,24	11,25	14,54	14,51
				Rej	47,7	9,8	9,7	0,25	0,40	311,60	2687,3	148,76	88,75	85,46	85,49
				Soma	-	-	-	-	-	351,1	3144,4	174,00	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (500 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	50,04	8,71	8,79	Conc	62,3	2,4	3,3	0,11	0,19	62,61	593,63	38,97	17,65	18,88	21,96
				Rej	47,4	10,1	10,0	0,26	0,42	292,06	2550,7	138,49	82,35	81,12	78,04
				Soma	-	-	-	-	-	354,67	3144,3	177,46	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (750 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	48,99	9,11	8,99	Conc	63,2	1,9	2,2	0,11	0,25	36,84	351,35	23,29	11,05	11,17	14,26
				Rej	47,2	10,0	9,8	0,25	0,39	296,55	2793,0	140,03	88,95	88,83	85,74
				Soma	-	-	-	-	-	333,39	3144,4	163,32	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: <i>Tall oil</i> (1000 g.t ⁻¹) + Hexametafosfato de sódio (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	50,11	9,17	9,02	Conc	62,0	2,6	2,9	0,12	0,26	49,15	519,20	30,47	14,49	16,51	17,93
				Rej	48,1	10,3	10,1	0,26	0,40	290,08	2625,1	139,50	85,51	83,49	82,07
				Soma	-	-	-	-	-	339,23	3144,3	169,97	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹)	48,72	9,74	10,00	Conc	61,7	2,3	3,8	0,11	0,16	49,30	353,10	30,42	14,02	11,23	17,75
				Rej	46,6	11,0	11,0	0,22	0,39	302,40	2791,2	140,92	85,98	88,77	82,25
				Soma	-	-	-	-	-	351,7	3144,3	171,34	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (500 g.t ⁻¹)	48,84	10,17	9,76	Conc	60,7	3,0	4,4	0,11	0,17	66,48	494,57	40,35	18,80	15,73	23,36
				Rej	46,1	11,8	11,0	0,24	0,39	287,22	2649,7	132,41	81,20	84,27	76,64
				Soma	-	-	-	-	-	353,7	3144,3	172,76	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (750 g.t ⁻¹)	48,71	10,16	9,78	Conc	60,5	3,1	4,5	0,11	0,17	65,99	505,11	39,92	18,66	16,06	23,18
				Rej	46,0	11,8	11,0	0,24	0,41	287,56	2639,2	132,28	81,34	83,94	76,82
				Soma	-	-	-	-	-	353,55	3144,3	172,2	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (1000 g.t ⁻¹)	48,76	10,10	9,66	Conc	61,0	2,6	4,1	0,10	0,17	66,64	409,16	40,65	17,87	13,01	22,36
				Rej	46,1	11,7	10,9	0,24	0,40	306,20	2735,1	141,16	82,13	86,99	77,64
				Soma	-	-	-	-	-	372,84	3144,3	181,81	100	100	100

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %		
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	48,98	8,97	8,98	Conc	62,2	2,0	3,6	0,11	0,20	52,01	474,04	32,33	16,71	15,08	21,21
				Rej	46,3	10,4	10,1	0,25	0,41	259,28	2670,3	120,15	83,29	84,92	78,79
				Soma	-	-	-	-	-	311,29	3144,3	152,48	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (500 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,85	9,01	8,98	Conc	60,9	2,9	4,2	0,12	0,20	69,50	541,69	42,32	21,79	17,23	26,61
				Rej	46,8	10,7	10,3	0,25	0,42	249,44	2602,6	116,69	78,21	82,77	73,39
				Soma	-	-	-	-	-	318,94	3144,3	159,01	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (750 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,90	9,03	8,91	Conc	60,7	3,0	4,2	0,12	0,20	74,10	627,54	44,97	23,06	19,96	28,05
				Rej	46,7	10,9	10,3	0,25	0,42	247,20	2516,8	115,34	76,94	80,04	71,95
				Soma	-	-	-	-	-	321,3	3144,3	160,31	100	100	100
Flotação direta com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (1000 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,23	8,92	8,89	Conc	60,0	3,3	4,5	0,12	0,20	73,20	595,25	43,90	25,72	18,93	31,33
				Rej	45,5	10,9	10,4	0,25	0,41	211,40	2549,0	96,21	74,28	81,07	68,67
				Soma	-	-	-	-	-	284,6	3144,3	140,11	100	100	100
Flotação direta (EXT) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹)	48,91	10,09	9,59	Conc	61,6	2,2	3,6	0,12	0,17	66,72	309,70	41,08	19,03	9,85	23,96
				Rej	45,9	12,0	11,0	0,25	0,39	283,90	2834,6	130,40	80,97	90,15	76,04
				Soma	-	-	-	-	-	350,62	3144,3	171,48	100	100	100
Flotação direta (EXT) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹)	48,80	9,99	9,58	Conc	62,1	2,1	3,5	0,12	0,17	73,16	567,79	45,43	21,31	18,06	27,12
				Rej	45,2	12,1	11,2	0,26	0,37	270,11	2576,5	122,09	78,69	81,94	72,88
				Soma	-	-	-	-	-	343,27	3144,3	167,52	100	100	100
Flotação direta (EXT) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹)	48,83	9,95	9,60	Conc	62,2	1,8	3,3	0,12	0,16	62,97	353,25	39,17	18,55	11,23	23,63
				Rej	45,8	11,8	11,1	0,26	0,35	276,48	2791,1	126,57	81,45	88,77	76,37
				Soma	-	-	-	-	-	339,45	3144,4	165,74	100	100	100
Flotação direta (EXT) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,90	8,99	8,90	Conc	60,9	2,7	4,0	0,11	0,24	54,60	389,04	33,26	17,84	12,37	21,77
				Rej	47,5	10,4	10,0	0,25	0,37	251,53	2755,3	119,50	82,16	87,63	78,23
				Soma	-	-	-	-	-	306,13	3144,3	152,76	100	100	100
Flotação direta (EXT) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,83	8,82	8,78	Conc	61,5	2,3	3,8	0,11	0,20	68,51	557,18	42,15	21,68	17,72	26,77
				Rej	46,6	10,6	10,2	0,25	0,33	247,43	2587,1	115,28	78,32	82,28	73,23
				Soma	-	-	-	-	-	315,94	3144,3	157,43	100	100	100
Flotação direta (EXT) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	49,90	8,82	8,81	Conc	60,9	2,7	4,0	0,11	0,22	58,00	564,35	35,34	18,98	17,95	23,17
				Rej	47,3	10,3	9,9	0,24	0,36	247,60	2579,9	117,16	81,02	82,05	76,83
				Soma	-	-	-	-	-	305,6	3144,3	152,5	100	100	100
Flotação direta (CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	48,56	10,39	9,47	Conc	61,2	1,9	3,6	0,16	0,17	65,52	666,08	40,09	30,87	21,18	38,89
				Rej	42,9	14,2	12,1	0,26	0,34	146,74	2478,2	63,00	69,13	78,82	61,11
				Soma	-	-	-	-	-	212,26	3144,3	103,09	100	100	100
Flotação direta (EXT-CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	48,97	10,04	9,29	Conc	61,5	2,0	3,7	0,16	0,16	69,64	1318,2	42,80	32,80	41,92	41,17
				Rej	42,9	14,0	12,0	0,27	0,36	142,67	1826,1	61,16	67,20	58,08	58,83
				Soma	-	-	-	-	-	212,31	3144,3	103,96	100	100	100

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %		
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe
Flotação direta (EXT-CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	48,13	10,65	9,57	Conc	61,3	2,0	3,7	0,15	0,19	64,92	542,73	39,82	27,12	17,26	34,57
				Rej	43,2	13,9	11,8	0,26	0,35	174,42	2601,6	75,38	72,88	82,74	65,43
				Soma	-	-	-	-	-	239,34	3144,3	115,2	100	100	100
Flotação direta (EXT-CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	48,94	10,01	9,29	Conc	61,6	1,9	3,6	0,15	0,17	68,03	662,27	41,90	32,94	21,06	41,46
				Rej	42,7	14,0	12,1	0,27	0,35	138,47	2482,0	59,17	67,06	78,94	58,54
				Soma	-	-	-	-	-	206,5	3144,3	101,07	100	100	100
Flotação direta (CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³) (DUPLICATA)	48,62	9,51	9,31	Conc	61,9	2,0	3,7	0,13	0,23	73,25	615,04	45,33	24,40	19,56	31,06
				Rej	44,3	11,9	11,1	0,25	0,42	226,94	2529,3	100,63	75,60	80,44	68,94
				Soma	-	-	-	-	-	300,19	3144,3	145,96	100	100	100
Flotação direta (EXT-CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³) (DUPLICATA)	49,34	9,34	9,23	Conc	62,0	2,0	3,7	0,13	0,22	72,72	773,83	45,12	24,10	24,61	30,30
				Rej	45,3	11,7	11,0	0,25	0,37	229,08	2370,5	103,80	75,90	75,39	69,70
				Soma	-	-	-	-	-	301,8	3144,3	148,92	100	100	100
Flotação direta (EXT-CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³) (DUPLICATA)	48,36	9,53	9,27	Conc	61,5	1,9	3,7	0,14	0,22	69,49	576,05	42,72	23,35	18,32	29,69
				Rej	44,4	11,9	11,0	0,25	0,33	228,05	2568,2	101,16	76,65	81,68	70,31
				Soma	-	-	-	-	-	297,54	3144,3	143,88	100	100	100
Flotação direta (EXT-CAI) com amostra AM-U: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³) (DUPLICATA)	48,95	9,35	9,23	Conc	61,9	1,9	3,7	0,13	0,22	71,74	-	44,38	23,40	-	29,58
				Rej	45,0	11,6	10,9	0,25	0,37	234,78	-	105,65	76,60	-	70,42
				Soma	-	-	-	-	-	306,52	-	150,03	100	-	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹	48,96	9,78	9,03	Conc	55,8	6,3	5,6	0,17	0,27	62,66	298,52	34,95	21,50	9,49	24,49
				Rej	47,1	10,7	10,0	0,25	0,39	228,82	2845,8	107,77	78,50	90,51	75,51
				Soma	-	-	-	-	-	291,48	3144,3	142,72	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (150 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹	48,53	10,10	9,19	Conc	55,0	6,9	5,7	0,18	0,27	68,78	284,78	37,84	21,31	9,06	24,16
				Rej	46,8	11,0	10,1	0,25	0,40	254,01	2859,5	118,80	78,69	90,94	75,84
				Soma	-	-	-	-	-	322,79	3144,3	156,64	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (200 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹	49,05	10,31	8,93	Conc	55,7	7,4	5,5	0,16	0,26	83,03	-	46,21	24,67	-	27,99
				Rej	46,9	11,3	10,1	0,24	0,40	253,51	-	118,87	75,33	-	72,01
				Soma	-	-	-	-	-	336,54	-	165,08	100	-	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹	49,26	9,92	8,76	Conc	56,3	7,1	4,9	0,14	0,23	81,87	325,19	46,08	25,32	10,34	28,93
				Rej	46,9	10,9	10,1	0,25	0,38	241,43	2819,1	113,18	74,68	89,66	71,07
				Soma	-	-	-	-	-	323,3	3144,3	159,26	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	48,86	10,19	8,90	Conc	55,3	6,9	5,6	0,16	0,26	63,50	271,56	35,13	17,92	8,64	20,29
				Rej	47,5	10,9	9,6	0,23	0,44	290,83	2872,7	138,00	82,08	91,36	79,71
				Soma	-	-	-	-	-	354,33	3144,3	173,13	100	100	100

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %		
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (150 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	48,90	10,17	8,94	Conc	54,8	7,1	5,9	0,17	0,27	78,35	300,87	42,94	24,31	9,57	27,24
				Rej	47,0	11,1	9,9	0,24	0,38	243,97	2843,4	114,67	75,69	90,43	72,76
				Soma	-	-	-	-	-	322,32	3144,3	157,61	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (200 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	49,05	10,16	8,87	Conc	55,5	7,2	5,4	0,16	0,25	82,90	306,88	45,98	25,22	9,76	28,52
				Rej	46,9	11,2	10,0	0,24	0,45	245,80	2837,4	115,23	74,78	90,24	71,48
				Soma	-	-	-	-	-	328,7	3144,3	161,21	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (250 g.t ⁻¹) - Jg = 0,22 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	49,25	9,83	9,30	Conc	56,2	6,7	5,2	0,16	0,24	86,69	342,37	48,69	28,86	10,89	32,91
				Rej	46,5	11,1	11,0	0,26	0,40	213,64	2801,9	99,24	71,14	89,11	67,09
				Soma	-	-	-	-	-	300,33	3144,3	147,93	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) - Jg = 0,29 cm ⁻¹	49,07	10,14	8,84	Conc	55,4	6,6	5,7	0,17	0,27	75,74	411,84	41,99	24,49	13,10	27,67
				Rej	47,0	11,3	9,9	0,24	0,39	233,56	2732,5	109,77	75,51	86,90	72,33
				Soma	-	-	-	-	-	309,3	3144,3	151,76	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) - Jg = 0,35 cm ⁻¹	48,93	10,19	8,96	Conc	55,6	6,6	5,8	0,17	0,28	76,69	445,88	42,61	23,25	14,18	26,41
				Rej	46,9	11,3	9,9	0,24	0,39	253,10	2698,4	118,75	76,75	85,82	73,59
				Soma	-	-	-	-	-	329,79	3144,3	161,36	100	100	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) - Jg = 0,29 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	48,80	10,29	9,04	Conc	56,0	6,5	5,5	0,16	0,27	65,08	-	36,46	19,55	-	22,44
				Rej	47,0	11,2	9,9	0,24	0,39	267,81	-	125,98	80,45	-	77,56
				Soma	-	-	-	-	-	332,89	-	162,44	100	-	100
Flotação direta (BI) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) - Jg = 0,35 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	49,07	10,14	8,92	Conc	55,9	6,3	5,7	0,18	0,27	75,23	517,14	42,08	26,02	16,45	29,67
				Rej	46,7	11,5	10,1	0,24	0,39	213,84	2627,2	99,76	73,98	83,55	70,33
				Soma	-	-	-	-	-	289,07	3144,3	141,84	100	100	100
Flotação direta (BI-EXT) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (20 g.t ⁻¹) Jg = 0,22 cm ⁻¹	48,76	9,93	9,05	Conc	54,9	6,4	6,1	0,19	0,29	74,94	268,82	41,12	23,88	8,55	26,87
				Rej	46,8	11,1	10,0	0,25	0,39	238,92	2875,5	111,91	76,12	91,45	73,13
				Soma	-	-	-	-	-	313,86	3144,3	153,03	100	100	100
Flotação direta (BI-EXT) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹) Jg = 0,22 cm ⁻¹	48,79	10,19	8,97	Conc	55,1	6,5	5,8	0,18	0,28	65,55	850,03	36,13	20,98	27,03	23,71
				Rej	47,1	11,2	9,8	0,24	0,38	246,83	2294,3	116,28	79,02	72,97	76,29
				Soma	-	-	-	-	-	312,38	3144,3	152,41	100	100	100
Flotação direta (BI-EXT) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) Jg = 0,22 cm ⁻¹	48,80	10,24	8,98	Conc	54,6	7,0	6,0	0,17	0,28	77,19	269,28	42,11	24,06	8,56	26,91
				Rej	47,0	11,3	9,9	0,24	0,39	243,58	2875,0	114,41	75,94	91,44	73,09
				Soma	-	-	-	-	-	320,77	3144,3	156,52	100	100	100
Flotação direta (BI-EXT) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (20 g.t ⁻¹) Jg = 0,22 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	48,89	10,19	8,94	Conc	54,7	6,7	6,1	0,18	0,28	72,96	268,20	39,92	23,60	8,53	26,42
				Rej	47,1	11,3	9,8	0,24	0,38	236,17	2876,1	111,21	76,40	91,47	73,58
				Soma	-	-	-	-	-	309,13	3144,3	151,13	100	100	100
Flotação direta (BI-EXT) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹) Jg = 0,22 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	48,96	10,16	8,92	Conc	54,7	6,7	6,1	0,18	0,29	75,46	275,12	41,27	23,96	8,75	26,76
				Rej	47,2	11,3	9,8	0,24	0,38	239,46	2869,2	112,93	76,04	91,25	73,24
				Soma	-	-	-	-	-	314,92	3144,3	154,2	100	100	100

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %			
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe	Fe Global
Flotação direta (BI-EXT) com amostra AM-S: Ácido oléico emulsificado (125 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) Jg = 0,22 cm ⁻¹ (DUPLICATA)	48,74	10,29	8,99	Conc	54,6	6,8	6,2	0,18	0,29	75,47	238,70	41,18	22,86	7,59	25,59	-
				Rej	47,0	11,3	9,8	0,24	0,39	254,68	2905,6	119,75	77,14	92,41	74,41	-
				Soma	-	-	-	-	-	330,15	3144,3	160,93	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (20 g.t ⁻¹)	57,22	9,58	3,75	Conc	61,0	5,1	2,9	0,09	0,13	313,43	1796,1	191,32	92,75	56,83	98,95	43,17
				Rej	8,3	67,0	14,9	0,03	0,02	24,51	1364,2	2,04	7,25	43,17	1,05	-
				Soma	-	-	-	-	-	337,94	3160,3	193,36	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (30 g.t ⁻¹)	57,50	9,12	3,67	Conc	60,7	5,3	3,0	0,09	0,13	376,18	1651,7	228,23	93,57	52,26	98,73	43,08
				Rej	11,4	64,9	13,0	0,02	0,03	25,85	1508,6	2,94	6,43	47,74	1,27	-
				Soma	-	-	-	-	-	402,03	3160,3	231,17	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (40 g.t ⁻¹)	56,67	10,38	3,84	Conc	63,7	2,1	2,2	0,09	0,13	305,24	2152,3	194,47	85,00	68,10	95,56	41,69
				Rej	16,8	57,2	13,0	0,04	0,04	53,86	1008,0	9,04	15,00	31,90	4,44	-
				Soma	-	-	-	-	-	359,1	3160,3	203,51	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹)	56,59	10,07	4,06	Conc	61,9	3,8	2,8	0,09	0,13	315,41	2113,2	195,36	86,88	66,87	95,09	41,49
				Rej	21,2	51,9	12,6	0,04	0,05	47,64	1047,1	10,09	13,12	33,13	4,91	-
				Soma	-	-	-	-	-	363,05	3160,3	205,45	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (60 g.t ⁻¹)	56,67	9,97	4,08	Conc	62,6	3,0	2,7	0,09	0,13	289,43	1994,3	181,15	85,91	63,10	94,88	41,40
				Rej	20,6	52,2	12,8	0,04	0,05	47,48	1166,0	9,77	14,09	36,90	5,12	-
				Soma	-	-	-	-	-	336,91	3160,3	190,92	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (40 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	57,76	8,82	3,80	Conc	63,3	2,8	2,1	0,09	0,13	309,07	2208,4	195,7	89,46	69,88	98,06	42,78
				Rej	10,7	60,0	18,1	0,03	0,05	36,40	951,9	3,88	10,54	30,12	1,94	-
				Soma	-	-	-	-	-	345,47	3160,3	199,58	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (40 g.t ⁻¹) (TRIPLICATA)	57,60	8,96	3,87	Conc	63,1	3,1	2,1	0,09	0,13	303,42	2209,1	191,55	88,97	69,90	97,51	42,54
				Rej	13,0	56,7	17,9	0,03	0,05	37,60	951,2	4,90	11,03	30,10	2,49	-
				Soma	-	-	-	-	-	341,02	3160,3	196,45	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹)	57,62	8,91	3,88	Conc	63,4	2,8	2,1	0,09	0,14	310,50	2188,5	196,73	87,64	69,25	96,37	42,05
				Rej	16,9	52,0	16,8	0,04	0,08	43,79	971,8	7,41	12,36	30,75	3,63	-
				Soma	-	-	-	-	-	354,29	3160,3	204,14	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹)	57,83	8,93	3,84	Conc	62,7	3,9	2,2	0,84	0,14	327,65	2296,2	205,53	89,97	72,66	97,58	42,58
				Rej	13,9	54,4	18,4	0,03	0,06	36,54	864,1	5,09	10,03	27,34	2,42	-
				Soma	-	-	-	-	-	364,19	3160,3	210,62	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹)	58,08	8,78	3,82	Conc	63,7	2,7	2,1	0,09	0,14	322,12	2305,5	205,29	88,97	72,95	97,62	42,59
				Rej	12,5	57,5	17,6	0,03	0,06	39,93	854,8	5,01	11,03	27,05	2,38	-
				Soma	-	-	-	-	-	362,05	3160,3	210,3	100	100	100	-

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %			
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe	Fe Global
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	57,60	8,78	3,80	Conc	63,4	2,6	2,0	0,09	0,13	301,56	1975,5	191,25	88,57	62,51	97,51	42,55
				Rej	12,5	57,0	18,1	0,03	0,06	38,93	1184,8	4,87	11,43	37,49	2,49	-
				Soma	-	-	-	-	-	340,49	3160,3	196,12	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) (TRIPLICATA)	57,43	8,85	3,88	Conc	63,4	2,5	2,0	0,10	0,13	306,11	2047,1	194,04	87,94	64,77	97,07	42,35
				Rej	14,0	55,2	17,8	0,04	0,07	41,96	1113,2	5,87	12,06	35,23	2,93	-
				Soma	-	-	-	-	-	348,07	3160,3	199,91	100	100	100	-
Flotação reversa (CAI) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	56,47	9,96	4,22	Conc	63,0	2,6	2,5	0,09	0,12	209,90	1583,9	132,20	85,86	50,12	95,77	41,78
				Rej	16,9	54,6	14,6	0,03	0,03	34,56	1576,4	5,84	14,14	49,88	4,23	-
				Soma	-	-	-	-	-	244,46	3160,3	138,04	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	56,66	10,06	4,14	Conc	62,5	3,4	2,7	0,09	0,13	249,89	1715,4	156,11	87,75	54,28	96,74	42,21
				Rej	15,1	57,9	14,7	0,03	0,05	34,90	1444,9	5,26	12,25	45,72	3,26	-
				Soma	-	-	-	-	-	284,79	3160,3	161,37	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	58,37	7,97	3,56	Conc	63,9	1,9	1,9	0,09	0,14	300,74	1833,4	192,26	89,08	58,01	97,57	42,57
				Rej	13,0	57,2	17,4	0,04	0,09	36,86	1326,9	4,78	10,92	41,99	2,43	-
				Soma	-	-	-	-	-	337,6	3160,3	197,04	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	56,83	9,86	4,04	Conc	62,4	3,5	2,6	0,09	0,12	274,91	1784,0	171,52	88,92	56,45	97,62	42,59
				Rej	12,2	60,8	15,9	0,03	0,04	34,24	1376,3	4,18	11,08	43,55	2,38	-
				Soma	-	-	-	-	-	309,15	3160,3	175,7	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada I: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³) (DUPLICATA)	57,43	8,85	3,88	Conc	63,4	2,5	2,0	0,10	0,13	306,11	2047,6	194,04	87,94	64,77	97,07	42,35
				Rej	14,0	55,2	17,8	0,04	0,07	41,96	1113,2	5,87	12,06	35,23	2,93	-
				Soma	-	-	-	-	-	348,07	3160,8	199,91	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (20 g.t ⁻¹)	56,03	9,41	4,97	Conc	56,9	8,6	4,7	0,11	0,17	347,43	1887,7	197,62	95,68	59,94	97,13	34,68
				Rej	37,3	27,3	12,1	0,07	0,12	15,67	1261,5	5,84	4,32	40,06	2,87	-
				Soma	-	-	-	-	-	363,1	3149,2	203,46	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (30 g.t ⁻¹)	55,83	9,41	5,00	Conc	58,4	6,4	4,4	0,11	0,17	313,90	1617,8	183,29	91,99	51,37	96,20	34,34
				Rej	26,5	44,0	12,0	0,06	0,10	27,35	1531,4	7,25	8,01	48,63	3,80	-
				Soma	-	-	-	-	-	341,25	3149,2	190,54	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (40 g.t ⁻¹)	55,94	9,64	5,09	Conc	59,2	5,8	4,4	0,11	0,18	291,70	1665,2	172,54	87,75	52,88	92,78	33,12
				Rej	33,0	36,8	10,3	0,07	0,11	40,72	1484,0	13,42	12,25	47,12	7,22	-
				Soma	-	-	-	-	-	332,42	3149,2	185,96	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹)	56,04	9,50	5,10	Conc	59,7	5,1	4,3	0,11	0,19	318,77	1800,4	190,40	84,54	57,17	90,11	32,17
				Rej	35,9	33,4	9,5	0,07	0,12	58,28	1348,7	20,91	15,46	42,83	9,89	-
				Soma	-	-	-	-	-	377,05	3149,1	211,31	100	100	100	-

Condições dos ensaios	Alimentação calculada, %			Amostra	Teores, %					Recuperação em peso, g			Recuperação, %			
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	Sólidos	Água	Fe	Sólidos	Água	Fe	Fe Global
Flotação reversa com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (60 g.t ⁻¹)	56,18	8,72	5,08	Conc	58,7	5,8	4,4	0,12	0,19	327,49	2365,2	192,27	91,93	75,11	96,08	34,30
				Rej	27,3	42,1	12,4	0,06	0,09	28,74	783,9	7,85	8,07	24,89	3,92	-
				Soma	-	-	-	-	-	356,23	3149,1	200,12	100	100	100	-
Flotação reversa com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	55,82	9,42	4,77	Conc	59,1	5,3	4,1	0,19	0,20	235,37	1949,9	139,15	72,42	61,91	76,70	27,38
				Rej	47,1	20,2	6,5	0,10	0,16	89,64	1199,4	42,26	27,58	38,09	23,30	-
				Soma	-	-	-	-	-	325,01	3149,3	181,41	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹)	55,44	9,71	5,10	Conc	59,2	5,1	4,2	0,12	0,19	278,19	1757,5	164,63	78,64	55,81	83,95	29,97
				Rej	41,7	26,7	8,4	0,08	0,13	75,54	1391,6	31,49	21,36	44,19	16,05	-
				Soma	-	-	-	-	-	353,73	3149,1	196,12	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹)	55,81	9,39	4,83	Conc	59,3	5,2	4,0	0,12	0,20	268,48	2123,0	159,15	79,96	67,41	84,94	30,32
				Rej	42,0	26,1	8,0	0,09	0,15	67,27	1026,2	28,22	20,04	32,59	15,06	-
				Soma	-	-	-	-	-	335,75	3149,2	187,37	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹)	56,09	9,28	4,68	Conc	58,7	6,0	4,1	0,12	0,20	284,48	2266,0	167,10	81,47	71,96	85,31	30,46
				Rej	44,5	23,6	7,4	0,08	0,15	64,72	883,1	28,77	18,53	28,04	14,69	-
				Soma	-	-	-	-	-	349,2	3149,1	195,87	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) (DUPLICATA)	55,94	9,43	4,74	Conc	59,8	4,8	4,0	0,12	0,19	237,57	1975,6	141,97	72,21	62,74	77,14	27,54
				Rej	46,0	21,5	6,7	0,10	0,16	91,41	1173,5	42,07	27,79	37,26	22,86	-
				Soma	-	-	-	-	-	328,98	3149,1	184,04	100	100	100	-
Flotação reversa (CAI) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	55,18	9,88	5,25	Conc	60,5	3,6	3,9	0,12	0,18	213,40	2002,3	129,06	80,59	63,58	88,34	31,54
				Rej	33,2	35,8	10,8	0,07	0,12	51,39	1146,8	17,04	19,41	36,42	11,66	-
				Soma	-	-	-	-	-	264,79	3149,1	146,1	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (40 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	55,41	9,44	5,13	Conc	60,5	3,7	3,8	0,12	0,18	256,94	1723,0	155,47	83,60	54,71	91,28	32,59
				Rej	29,5	38,9	11,8	0,07	0,10	50,42	1426,1	14,85	16,40	45,29	8,72	-
				Soma	-	-	-	-	-	307,36	3149,1	170,32	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	55,85	9,28	4,88	Conc	59,7	4,8	3,9	0,11	0,19	257,80	1739,6	153,96	86,35	55,24	92,34	32,96
				Rej	31,4	37,4	11,0	0,07	0,12	40,74	1409,6	12,78	13,65	44,76	7,66	-
				Soma	-	-	-	-	-	298,54	3149,2	166,74	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (80 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³)	56,28	8,73	4,83	Conc	59,6	5,0	3,9	0,11	0,19	247,17	1938,1	147,29	87,57	61,54	92,72	33,10
				Rej	33,0	35,1	11,1	0,07	0,11	35,09	1211,1	11,57	12,43	38,46	7,28	-
				Soma	-	-	-	-	-	282,26	3149,2	158,86	100	100	100	-
Flotação reversa (EXT-CAI) com amostra classificada II: Amido de milho (1000 g.t ⁻¹) + Eteramina (50 g.t ⁻¹) + Óleo diesel emulsificado (60 g.t ⁻¹) + CAI (0,6 kWh.m ⁻³) (DUPLICATA)	55,48	9,68	4,91	Conc	60,1	4,1	3,8	0,12	0,18	256,40	1624,3	154,20	79,02	51,58	85,65	30,58
				Rej	37,9	30,5	9,0	0,08	0,13	68,09	1524,8	25,83	20,98	48,42	14,35	-
				Soma	-	-	-	-	-	324,49	3149,1	180,03	100	100	100	-

ANEXO 5 – Cálculos utilizados no balanço metalúrgico e de água

1. Cálculos do Balanço Metalúrgico

Teor calculado da alimentação, %

$$teor_{alim} = \frac{(massa_{conc} \cdot teor_{conc}) + (massa_{rej} \cdot teor_{rej})}{massa_{alim}}$$

Onde:

$teor_{alim}$ = Teor da alimentação do elemento calculado (%)

$massa_{conc}$ = Massa do concentrado no ensaio de flotação (g)

$massa_{rej}$ = Massa do rejeito no ensaio de flotação (g)

$massa_{alim}$ = Massa da alimentação: $massa_{conc} + massa_{rej}$

$teor_{conc}$ = Teor analisado do elemento no concentrado da flotação (%)

$teor_{rej}$ = Teor analisado do elemento no rejeito da flotação (%)

Recuperação de ferro, %

$$Rec\ Fe = \frac{massa_{conc} \cdot teor\ Fe_{conc} \cdot 100}{massa_{alim} \cdot teor\ Fe_{alim}}$$

Onde:

$Rec\ Fe$ = Recuperação de ferro do ensaio de flotação

$massa_{conc}$ = Massa do concentrado no ensaio de flotação (g)

$massa_{alim}$ = Massa da alimentação (g): $massa_{conc} + massa_{rej}$

$teor\ Fe_{conc}$ = Teor analisado de Fe no concentrado da flotação (%)

$teor\ Fe_{alim}$ = Teor da alimentação de Fe calculado (%)

Recuperação de ferro global, %

$$Rec\ global = \frac{Rec\ Fe \cdot Rec\ Fe_{classif}}{100}$$

Onde:

$Rec\ global$ = Recuperação de ferro global (%)

$Rec\ Fe$ = Recuperação de ferro do ensaio de flotação (%)

$Rec\ Fe_{classif}$ = Recuperação de ferro da etapa de classificação (%)

2. Cálculos do Balanço de água

$$Q_{Bias} = Q_w - Q_{conc}$$

Onde:

Q_{Bias} = Vazão volumétrica de *Bias*, (mL.min⁻¹)

Q_w = Vazão volumétrica da água de lavagem (fixada em 100 mL.min⁻¹)

Q_{conc} = Vazão volumétrica da água no concentrado obtida no ensaio de flotação, (mL.min⁻¹)

$$Q_{Rej} = Q_{alim} + Q_{Bias}$$

Onde:

Q_{rej} = Vazão volumétrica da água no rejeito (calculado), (mL.min⁻¹)

Q_{alim} = Vazão volumétrica da água da alimentação (mL.min⁻¹)

Q_{Bias} = Vazão volumétrica de *Bias* (mL.min⁻¹)

Como os ensaios de flotação em coluna duraram 10 minutos e considerando que a densidade da água é igual a 1, multiplica-se a vazão volumétrica de água do rejeito por 10 para obter o valor da massa, em gramas, de água do rejeito ($\hat{A}gua_{rej}$) dos ensaios.

Recuperação de água, %

$$Rec \text{ água} = \frac{\hat{A}gua_{conc}}{\hat{A}gua_{conc} + \hat{A}gua_{rej}} \cdot 100$$

Onde:

Rec água = Recuperação de água do ensaio de flotação (%)

$\hat{A}gua_{conc}$ = Massa de água no concentrado obtida no ensaio de flotação (g)

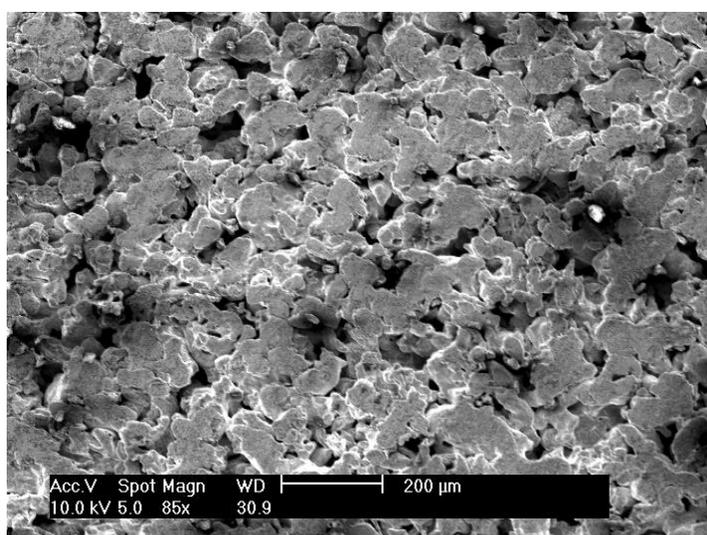
$\hat{A}gua_{rej}$ = Massa de água no rejeito (calculado), (g)

ANEXO 6 – Dados sobre o tubo poroso (borbulhador) utilizado nos ensaios de flotação

- Fabricante: BRATS Indústria e Comércio de produtos metálicos especiais Ltda.;
- Fabricado em pó de aço inox sinterizado;
- Diâmetro externo: 15 mm;
- Diâmetro interno: 10 mm;
- Altura: 30 mm;
- Porosidade: 10 μm .



Borbulhador utilizado nos ensaios de flotação



Micrografia eletrônica de varredura (MEV) do borbulhador

ANEXO 7 – Informações dos principais minerais presentes na lama de minério de ferro

Mineral	Fórmula Empírica	Composição	Peso molecular, (g.mol ⁻¹)	Densidade (g.cm ⁻³)	Distâncias interplanares (d)
Caulinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	Al (20,9 %) Si (21,76 %) H (1,56 %) O (55,78 %)	258,16	2,6	7,17(1) 1,49(0,9) 3,58(0,8)
Gibbsita	Al(OH) ₃	Al (34,59 %) H (3,88 %) O (61,53 %)	78,00	2,3 a 2,4	4,82(1) 4,34(0,4) 4,3(0,2)
Quartzo	SiO ₂	Si (46,74 %) O (53,26 %)	60,08	2,6 a 2,65	3,34(1) 4,26(0,22) 1,82(0,14)
Goethita	Fe ³⁺ O(OH)	Fe (62,85 %) H (1,13 %) O (36,01 %)	88,85	3,3 a 4,3	4,18(1) 2,69(0,3) 2,45(0,25)
Hematita	Fe ³⁺ ₂ O ₃	Fe (69,94 %) O (30,06 %)	159,69	5,3	2,69(1) 1,69(0,6) 2,51(0,5)