



UFOP
Universidade Federal
de Ouro Preto



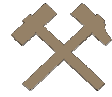
MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO

Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto

Departamento de Engenharia de Minas

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM

**ENGENHARIA
MINERAL**



ALMA MATER IN
MINERALIA BRASILIENSIS

ESTUDO DE DEPRESSORES NA FLOTAÇÃO DE FINOS DE MINÉRIO DE MANGANÊS COM OLEATO DE SÓDIO

Autora: Emily Mayer de Andrade

Orientadora: Prof^a. Dr^a. Rosa Malena Fernandes Lima

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Tratamento de Minérios

Ouro Preto – fevereiro de 2010

A553e

Andrade, Emily Mayer de.

Estudo de depressores na flotação de finos de minério de manganês com oleato de sódio [manuscrito] / Emily Mayer de Andrade – 2010.

125f.: il.; grafs., tabs.

Orientadora: Profa. Dra. Rosa Malena Fernandes Lima.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Tratamento de minérios.

1. Flotação - Teses. 2. Minérios de manganês - Teses. 3. Calcinação (Metalurgia) - Teses. I. Universidade Federal de Ouro Preto. II. Título.

CDU: 622.765.061

Catálogo: sisbin@sisbin.ufop.br

Às três pessoas mais importantes:
Sr. Gentil, querida Isabel e amado Luciano

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Prof^a. Dr^a. Rosa Malena Fernandes Lima pela orientação deste trabalho com competência, paciência e dedicação.

Ao programa de Pós Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM pela prontidão nos atendimentos.

Aos professores do PPGEM pelas instruções e incentivo.

Aos meus colegas Ana Cláudia, Débora, Guilherme e Michael, pela união, companheirismo e divertimento nos estudos.

Aos técnicos dos laboratórios de Propriedades Interfaciais e Tratamento de Minérios da Universidade Federal de Ouro Preto pela disponibilidade dos seus serviços, em especial à dedicação do Luiz Cláudio do Sacramento.

A prof^a.Kátia Monteiro Novack e Departamento de Química (DEQUI) pela efetuação das análises de TGA e DTA.

A empresa Unilan pelo fornecimento dos reagentes.

A Vale – RDM na Unidade do Morro da Mina em Conselheiro Lafaiete em nome da geóloga Nívea Cristina da Silva Viana pelas amostras do mineral rodonita e análises químicas.

Aos órgãos financiadores FAPEMIG e CNPq pelo financiamento do projeto e bolsa.

RESUMO

Neste trabalho foram efetuados estudos de depressores na flotação de uma amostra de finos de minério sílico-carbonatado de manganês (estocados como rejeito) da Unidade Morro da Mina / RDM, localizada em Conselheiro Lafaiete-MG. Foram realizados testes de microflotação em tudo de Hallimond modificado, curvas de potencial zeta dos minerais puros na presença e ausência de reagentes e ensaios de flotação em bancada com amostra do resíduo do minério deslamado. Os reagentes estudados foram: fluorsilicato de sódio, metassilicato de sódio, amido de milho, dextrina branca e alguns tipos de quebracho (Floatans T₀, T₁, T₅ e M₃) utilizando-se oleato de sódio como coletor. A eficiência dos depressores testados na microflotação em relação à seletividade para a separação do quartzo dos minerais de manganês foi: floatan M₃ > floatan T₁ > fluorsilicato de sódio > metassilicato de sódio > amido de milho > floatan T₀ > dextrina > floatan T₅. Os pontos isoelétricos dos principais minerais de Mn e ganga presentes neste minério foram determinados: rodonita (pH 2,8), rodocrosita (pH 10,5) e quartzo (pH 1,8). O estudo da adsorção que caracteriza a interação dos reagentes com as superfícies dos minerais mostrou ser de caráter específico. Os depressores mais eficientes na flotação em bancada entre os minerais de Mn e de ganga foram: floatan M₃, floatan T₁ e fluorsilicato de sódio, onde foram obtidos concentrados com teores de Mn, SiO₂ e Al₂O₃ de aproximadamente 30, 17 e 10 %, respectivamente, para os três depressores testados. No entanto, a recuperação metalúrgica de Mn foi de 72,5 % para o floatan M₃, 51 % para o floatan T₁ e 45,2 % para o fluorsilicato de sódio. Posteriormente, efetuaram-se estudos preliminares de calcinação desse minério deslamado. O mais alto teor de Mn encontrado foi de aproximadamente 30 % com perda de massa de 11,2 % para temperatura de 1000 °C.

Palavras chave: flotação, finos de minério de manganês, depressores, calcinação.

ABSTRACT

Flotation depressants were studied from silicate-carbonate manganese ore samples (waste) at RDM – Morro da Mina, in Conselheiro Lafaiete – MG, Brazil. Micro-flotation tests were conducted in a modified Hallimond cell, also zeta potential curves for pure minerals in the presence or lack of reagents and bench-scale flotation tests for deslimed ore waste sample. The following reagents were studied: sodium fluorosilicate, waterglass, starch, white dextrin, some quebracho kinds (Floatans T₀, T₁, T₅ e M₃) and sodium oleate as a collector. The efficiency of the depressants during the micro-flotation regarding the selection for separation of quartz from manganese mineral was as it follows: floatan M₃ > floatan T₁ > sodium fluorosilicate > waterglass > starch > floatan T₀ > dextrin > floatan T₅. The isoelectric points (pI) of the main ore were also determined as rhodonite (pH 2.8), rhodochrosite (pH 10.5) and quartz (pH 1.8). The adsorption test, characterized by the interaction of reagents and mineral surfaces, indicates its specific nature. The most efficient depressants in bench-scale flotation test among Mn ore and ganga were floatan M₃, floatan T₁ and sodium fluorosilicate containing Mn, SiO₂ and Al₂O₃ concentrations of approximately 30, 17 and 10%, respectively, for all depressants herein mentioned. However, the metallurgical recovery for Mn was 72,5 % when using floatan M₃, 51 % for floatan T₁ and 45,2% for sodium fluorosilicate. Furthermore, calcination preliminary studies were conducted and the highest concentration of Mn found was approximately 30%, with an 11.2% weight loss for a 1000°C temperature.

Keywords: flotation, manganese ore waste, depressant, calcination.

SUMÁRIO

1 – INTRODUÇÃO.....	12
2 – JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA.....	13
3 – OBJETIVO.....	14
4 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	15
4.1 - Minério de Manganês.....	15
4.1.1 - Aspectos gerais.....	15
4.2 – Flotação	19
4.2.1 – Carga superficial de sólidos em meio aquoso	19
4.2.2 – Espectros infravermelhos	22
4.2.3 – Reagentes.....	25
4.2.3.1 – Ácido Oleico.....	25
4.2.3.2 - Depressores	29
4.2.3.2.1 – Metasilicato e fluorsilicato de sódio.....	29
4.2.3.2.2 – Amido, dextrina e quebracho	32
4.3 – Flotação de Minério de Manganês	35
4.3.1 – Aspectos gerais.....	35
4.3.2 – Adsorção de coletores aniônicos sobre os minerais silicatados	37
4.4 – Caracterização dos Finos de Minério Sílico-carbonatado de Manganês de Morro da Mina.....	39
4.4.1 – Caracterização granulométrica	39
4.4.2 - Caracterização química	40
4.4.3 – Caracterização mineralógica	39
4.5 – Flotação dos Finos de Minério Sílico-carbonatado de Manganês do Morro da Mina	39
4.5.1 – Microflotação	41
4.6 – Calcinação	43
5 – MATERIAIS E METODOLOGIA	46
5.1 – Origem e Preparo das Amostras	46
5.2 – Caracterização das Amostras Minerais e Reagentes	48
5.2.1 - Espectroscopia Infravermelha.....	48
5.2.2 – Análise termogravimétrica (TGA) e térmica diferencial (DTA).....	48
5.4 – Levantamento das Curvas de Potencial Zeta.....	50
5.5 – Preparo das Soluções dos Reagentes.....	52
5.5.1 – Coletor oleato de sódio 1 % p/v	52
5.5.2 – Depressores.....	52

5.5.2.1 – Solução Mãe do depressor 1 % p/v	52
5.5.2.2 – Solução Mãe do depressor 0,01 % p/v	52
5.5.2.3 – Solução do depressor a 100 mg/l.....	52
5.5.2.4 – Solução do depressor a 0,5 mg/L	52
5.5.3 – Solução NaOH 10 % p/v	52
5.5.3.1 – Solução de NaOH 1 % p/v.....	53
5.5.4 – Solução de HCl 5 % v/v	53
5.5.4.1 – Solução de HCl 1 % v/v	53
5.7 – Calcinação em escala de bancada.....	57
6 – RESULTADOS E DISCUSSÃO	58
6.1 - Caracterização das Amostras Minerai s e Reagentes.....	58
6.1.1 – Composição química da amostra de finos deslamado.....	58
6.1.2 - Espectroscopia infravermelha a transformada de Fourier (IV-TF).....	58
6.1.2.1 – Minerai s.....	58
6.1.2.2 - Reagentes	60
6.2 – Análises Termogravimétrica e Térmica Diferencial	65
6.3 – Ensaio s de Microflotação	66
6.3.1 – Sistema oleato de sódio / metassilicato de sódio.....	66
6.3.2 – Sistema oleato de sódio / fluorsilicato de sódio	67
6.3.3 – Sistema oleato de sódio / amido de milho	69
6.3.4 – Sistema oleato de sódio / dextrina branca	70
6.3.5 – Sistema oleato de sódio / floatan T ₀	71
6.3.6 – Sistema oleato de sódio / floatan T ₁	73
6.3.7 – Sistema oleato de sódio / floatan T ₅	74
6.3.8 – Sistema oleato de sódio / floatan M ₃	75
6.4 – Estudo s Eletrocinético s	77
6.4.1 – Ensaio s Preliminares	77
6.4.2 – Sistema oleato/metassilicato de sódio	80
6.4.3 – Sistema oleato/fluorsilicato de sódio.....	83
6.4.4 – Sistema oleato/floatan M3.....	85
6.4.5 – Sistema oleato/floatan T ₁	88
6.5 – Flotação em Bancada.....	91
6.5.1 – Sistema oleato de sódio/fluorsilicato de sódio	91
6.5.2 – Sistema oleato de sódio/floatan T ₁	95
6.5.3 – Sistema oleato de sódio/floatan M3	99
7- CONCLUSÕES	107
8 - REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	109
APÊNDICE 1: BALANÇOS DE MASSA E METALÚRGICOS DOS ENSAIOS DE FLOTAÇÃO EM BANCADA.....	113

FIGURAS

Figura 1: Potencial zeta do quartzo em suspensão com água destilada (Lopes, 2009)....	20
Figura 2: Potencial zeta da rodonita em função do pH (Fuerstenau e colaboradores, 1985)	20
Figura 3: Esquema de desenvolvimento da carga superficial do quartzo	21
Figura 4: Espectros no infravermelho do quartzo, (a) obtido por Farmer (1974) e (b) obtido por Lima (1997)	23
Figura 5: Célula unitária e estrutura cristalina da rodocrosita.....	24
Figura 6: Espectro infravermelho do carbonato de manganês	24
Figura 7: Diagrama de atividade do ácido oleico (Laskowski, 1993 apud Laskowski and Nyamekye, 1994)	27
Figura 8: Diagrama de distribuição das diversas espécies do oleato em função do pH e concentração de 3×10^{-5} mol / L (Ananthapadmanabhan et al. apud Caires, 1992).....	28
Figura 9: Espectro no Infravermelho (transmissão) do ácido oleico, Oliveira (2005).....	29
Figura 10: Diagrama de distribuição de várias espécies de silicato em solução aquosa saturada com sílica amorfa a 25°C (Marinakis e Shergold, 1985).....	31
Figura 11: Diagrama do logaritmo da concentração para solução de 1×10^{-3} mol/L de SiO ₂ modificado (Marinakis e Shergold, 1985)	31
Figura 12: Estrutura geral do amido.....	32
Figura 13: Estrutura do quebracho. Onde n =1 a 200 o peso molecular varia de 200 a 50.000 g/mol.....	32
Figura 14: Espectro infravermelho (transmissão) do amido (Amidex 3005), Lima (1997)	33
Figura 15: Espectro infravermelho do quebracho, Yurtsever et al (2009).....	35
Figura 16: Flotação do quartzo com sulfonato ativada por cátions (Fuerstenau, 1974; Fuerstenau e Hau, 2002).....	38
Figura 17: Potencial zeta da rodonita na presença e ausência de adição de cátions Mn ²⁺ e a flotabilidade deste mineral utilizando-se o coletor hidroxamato.....	39
Figura 18: Distribuição granulométrica dos resíduos de minério de manganês da Unidade Morro da Mina (Reis, 2005).....	40
Figura 19: Influência da dosagem do coletor, sabão de óleo de soja, sobre os teores de Mn e SiO ₂ e sobre recuperação metalúrgica do manganês, para pH 11 (Silva, 2007).....	40
Figura 20: Influência da dosagem do coletor, oleato de sódio, sobre os teores de Mn e SiO ₂ e sobre recuperação metalúrgica do manganês, para pH 11 (Silva, 2007)	41
Figura 21: Flotabilidade da rodocrosita em função da dosagem do oleato de sódio e do pH (Lima e colaboradores, 2009).....	42
Figura 22: Flotabilidade da rodonita em função da dosagem do oleato de sódio e do pH (Lima e colaboradores, 2009).....	42
Figura 23: Flotabilidade do quartzo em função da dosagem do oleato de sódio e do pH (Lima e colaboradores, 2009).....	43
Figura 24: Logaritmo da pressão de decomposição de vários carbonatos e hidratos em função do inverso da temperatura (Rosenqvist, 1983)	44
Figura 25: Fluxograma do preparo do mineral quartzo para os testes de microflotação e potencial zeta	46
Figura 26: Fluxograma do preparo do mineral rodonita para os testes de microflotação e potencial zeta	47

Figura 27: Fluxograma do preparo dos finos do minério de manganês para os testes de flotação em bancada	47
Figura 28: Espectro infravermelho do quartzo Taboões	59
Figura 29: Espectro infravermelho da rodocrosita	59
Figura 30: Espectro infravermelho da rodonita.....	60
Figura 31: Espectro infravermelho do ácido oleico	61
Figura 32: Espectro infravermelho do metasilicato de sódio	61
Figura 33: Espectro infravermelho do fluorsilicato de sódio	62
Figura 34: Espectro infravermelho do amido de milho (Santa Amália)	62
Figura 35: Espectro infravermelho da dextrina branca	63
Figura 36: Espectro infravermelho do Floatan T ₀	63
Figura 37: Espectro infravermelho do Floatan T ₁	64
Figura 38: Espectro infravermelho do Floatan T ₅	64
Figura 39: Espectro infravermelho do Floatan M ₃	64
Figura 40: Curva de TG para o processo de decomposição térmica em uma única etapa (em preto), termograma diferencial (em azul) e derivada da massa (vermelho) do minério de manganês in natura.....	65
Figura 41: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor metasilicato de sódio em pH 9	66
Figura 42: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor metasilicato de sódio em pH 11	67
Figura 43: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor fluorsilicato de sódio em pH 9	68
Figura 44: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor fluorsilicato de sódio em pH 11	68
Figura 45: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor amido de milho em pH 9.....	69
Figura 46: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor amido de milho em pH 11	70
Figura 47: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor dextrina branca em pH 9	71
Figura 48: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor dextrina branca em pH 11	71
Figura 49: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T ₀ em pH 9	72
Figura 50: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T ₀ em pH 11	72
Figura 51: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T ₁ em pH 9	73
Figura 52: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T ₁ em pH 11	74
Figura 53: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T ₅ em pH 9	75
Figura 54: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T ₅ em pH 11	75
Figura 55: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan M ₃ em pH 9	76
Figura 56: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan M ₃ em pH 11	77

Figura 57: Curva do potencial zeta para suspensão de rodocrosita com 0,1; 0,5 e 1,0 % p/v de sólidos	78
Figura 58: Curva do potencial zeta para suspensão de rodonita com 0,1; 0,5 e 1,0 % p/v de sólidos	79
Figura 59: Curva do potencial zeta para suspensão do quartzo com 0,5 % de sólidos	79
Figura 60: Potencial zeta da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e depressor metasilicato de sódio.....	80
Figura 61: Potencial zeta da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e depressor metasilicato de sódio.....	82
Figura 62: Potencial zeta do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e depressor metasilicato de sódio	82
Figura 63: Potencial zeta (pz) do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e fluorsilicato de sódio.....	83
Figura 64: Potencial zeta (pz) da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e fluorsilicato de sódio.....	84
Figura 65: Potencial zeta (pz) da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e fluorsilicato de sódio	85
Figura 66: Potencial zeta do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan M ₃	86
Figura 67: Potencial zeta da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan M ₃	87
Figura 68: Potencial zeta da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan M ₃	87
Figura 69: Potencial zeta do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan T ₁	89
Figura 70: Potencial zeta da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan T ₁	89
Figura 71: Potencial zeta da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan T ₁	90
Figura 72: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação de Mn e depressor fluorsilicato de sódio	93
Figura 73: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Mn e depressor fluorsilicato de sódio	93
Figura 74: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO ₂ e depressor fluorsilicato de sódio.....	94
Figura 75: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Al ₂ O ₃ e depressor fluorsilicato de sódio.....	94
Figura 76: Valores do planejamento fatorial otimizado para o depressor fluorsilicato de sódio	95
Figura 77: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação de Mn e depressor floatan T ₁	97
Figura 78: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Mn e depressor floatan T ₁	97
Figura 79: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO ₂ e depressor floatan T ₁ ..	98
Figura 80: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Al ₂ O ₃ e depressor floatan T ₁	98
Figura 81: Valores do planejamento fatorial otimizado para o depressor floatan T ₁	99
Figura 82: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação de Mn e depressor floatan M ₃	102
Figura 83: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Mn e depressor floatan M ₃ .	102
Figura 84: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO ₂ e depressor floatan M ₃	103

Figura 85: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Al_2O_3 e depressor floatan M_3 103

Figura 86: Valores do planejamento fatorial otimizado para o depressor floatan M_3 104

TABELAS

Tabela 1. Principais minerais de manganês e respectivas fórmulas químicas, teores estequiométricos e densidades.....	16
Tabela 2. Especificações químicas de concentrados de minérios de manganês para siderurgia	17
Tabela 3. Especificações dos produtos comercializados pela Unidade do Morro da Mina – RDM.....	18
Tabela 4. Valores da concentração micelar crítica (CMC) para diferentes temperaturas do oleato de sódio	25
Tabela 5. Composição química (%) do ácido oleico por cromatografia gasosa	26
Tabela 6. Análise granuloquímica dos finos de minério de manganês sílico-carbonatado de Morro da Mina	38
Tabela 7. Condições experimentais do planejamento fatorial para flotação em bancada	53
Tabela 8. Planejamento estatístico para o depressor fluorsilicato de sódio	54
Tabela 9. Planejamento estatístico para o depressor floatan T ₁	55
Tabela 10. Planejamento estatístico para o depressor floatan M ₃	56
Tabela 12. Resultados do planejamento estatístico efetuado com oleato de sódio e fluorsilicato de sódio	92
Tabela 13. Resultados do planejamento estatístico efetuado com oleato de sódio e floatan T ₁	96
Tabela 14. Resultados do planejamento estatístico efetuado com oleato de sódio e floatan M ₃	101
Tabela 15. Resultados otimizados dos ensaios de flotação de bancada	104
Tabela 16. Perdas de massa dos testes de calcinação do rejeito do minério de manganês deslamado	105
Tabela 17. Composição química do rejeito do minério sílico-carbonatado de manganês após calcinação	105

1 – INTRODUÇÃO

O manganês é um recurso mineral de grande destaque no Brasil, seja pela grande reserva existente, tradição de mineração ou pelos valores econômicos produzidos. É considerado um metal estratégico devido ao seu largo emprego e a má distribuição geográfica, sendo classificado na 16ª colocação entre os elementos químicos mais abundantes na crosta terrestre (0,09 %). Ocorre na natureza na forma de diferentes minerais, devido à possibilidade de possuir diferentes valências (II, III, IV, VII), principalmente em ambientes de condições de oxidação variável (Gonçalves e Serfany, 1976).

O principal emprego do manganês é na indústria siderúrgica atuando como dessulfurante, desoxidante, e como constituinte de aços especiais e outras ligas. Além do uso siderúrgico, também é empregado na fabricação de pilhas secas, atuando como despolarizante, na fertilização de solo (na forma de sulfato de manganês), na indústria de tintas e vernizes, na fabricação de vidros e cerâmicas, na indústria química, dentre outros.

A distribuição das reservas de minério de manganês apresentadas por países detentores é a seguinte: África do Sul, Ucrânia, Gabão, Índia, Austrália e China. O Brasil detém cerca de 10% das reservas mundiais de minério de manganês (DNPM, 2008).

A extração e o beneficiamento de minério de manganês geram grande quantidade de resíduos, constituídos de finos que são descartados ou depositados em bacias de rejeitos, gerando problemas ambientais, daí a necessidade de estudos de caracterização, e de concentração dos mesmos, visando o reaproveitamento destes rejeitos. No entanto, para possível recuperação destes finos é necessário o estudo de técnicas economicamente viáveis para sua concentração.

2 – JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA

O manganês é um metal de grande utilidade, podendo ser aplicado em diversos setores: siderúrgico, fabricação de pilhas, reagentes químicos, vidros, cerâmicas, fertilizantes, tintas vernizes, dentre outros.

Para a obtenção do manganês, é necessária a extração e beneficiamento do minério de manganês que provocam danos ao meio ambiente, devida à remoção de grandes quantidades do minério da mina e geração de resíduos, que geralmente são estocados.

O aproveitamento dos resíduos é importante na conservação do meio ambiente, pois reduz a extração do minério, prolongando a vida útil da mina, assim como os problemas gerados pelos desmontes das rochas como vibrações, lançamentos de fragmentos das rochas, dentre outros. Um possível beneficiamento, economicamente viável, desses resíduos poderá levar ao aumento dos lucros pelo maior aproveitamento do minério como um todo ou mesmo por outras aplicações dos concentrados dos finos.

Até o momento, já foram realizados estudos de caracterização e concentração do minério de manganês de Morro da Mina por métodos gravíticos (mesa oscilatória e espiral de Humphrey), por Reis em 2005, e ensaios de concentração utilizando flotação, por Silva em 2007.

A otimização do método de concentração dos finos de manganês por flotação, através do estudo de depressores, que conduzam à separação seletiva entre os minerais de manganês e de ganga, seguidos de calcinação, possivelmente contribuirá para reduzir a quantidade de resíduos estocados e levando ao aumento da recuperação global das reservas existentes.

3 – OBJETIVO

O trabalho proposto teve por objetivo dar continuidade aos estudos de flotação direta dos finos do minério de manganês da Unidade Morro da Mina, explorado pela Rio Doce Manganês (RDM), em Conselheiro Lafaiete – MG, visando a obtenção de concentrados, que atendam as especificações para a indústria siderúrgica.

Especificamente, foram efetuadas as seguintes etapas:

- i. Estudos de microflotação dos principais minerais de manganês e de ganga, usando oleato de sódio e diversos depressores, visando à separação seletiva entre os mesmos.
- ii. Estudos de adsorção do(s) sistema(s) de reagente(s), coletor (oleato de sódio) e depressor (es), que se mostraram seletivos na etapa anterior (ii), através de levantamento de curvas de potencial zeta dos minerais, condicionados com água deionizada, com o oleato de sódio, com o(s) depressor (es) e com depressor e coletor, simultaneamente.
- iii. Estudos de flotação, em escala de bancada, com os finos de minério sílico-carbonatado de Morro da Mina com oleato de sódio e o(s) depressor (es) mais seletivo (s), estudados na etapa anterior (iii).
- iv. Estudos preliminares de calcinação dos finos do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina, antes de qualquer concentração.

4 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

4.1 - Minério de Manganês

4.1.1 - Aspectos gerais

O manganês é um metal de transição de cor prata cinzenta, duro e quebradiço. Apresenta-se sob a forma de óxidos, como a hollandita, a pirolusita e a manganosita, silicatos como a espessartita e a tefroíta e carbonatos como a rodocrosita, na proporção de 0,09 % da crosta terrestre. Combina-se a quente com a maior parte dos metalóides e se revela mais oxidável que o ferro, permitindo o emprego na metalurgia (Abreu, 1973; Gonçalves e Serfany, 1976; Alecrim, 1982).

Os principais minerais de manganês e suas respectivas fórmulas químicas, teores estequiométricos e densidades estão apresentados na tabela 1.

O manganês pode ser especificado em três grupos diferentes em função do seu uso, sendo eles o metalúrgico, o eletrolítico e o químico (Gonçalves e Serfany, 1976).

A principal utilização do manganês é na indústria siderúrgica, captando 95% da produção, sendo utilizado também na produção de fertilizantes, vidro, cerâmicas e nas indústrias de tintas e vernizes, elétricas e de reagentes químicos diversos (Abreu, 1973; Gonçalves e Serfany, 1976).

Na siderurgia, o manganês é aplicado na produção de gusa, aço e aços especiais. Possui as funções de: agente desoxidante, reduzindo o FeO presente no banho de refino; agente dessulfurante, evitando formação de FeS que prejudica a laminação do produto; agente oxidante, mantendo o potencial oxidante da escória elevada, eliminando P, C e Si dissolvidos no aço. O manganês, na fabricação do aço, é empregado em diversas formas tais como: minério com qualquer teor de Mn, ferro-ligas (ferro-manganês, sílico-manganês), escória de refino e sucata (Abreu, 1973; Gonçalves e Serfany, 1976).

Na indústria elétrica, o manganês é empregado como agente despolarizante na fabricação de pilhas secas do tipo Leclanché. Para tal aplicação o minério deve apresentar dureza moderada, certo grau de porosidade e ser isento de compostos metálicos eletronegativos ao zinco, tais como o cobre, níquel, cobalto, arsênio, chumbo e antimônio (Abreu, 1973; Gonçalves e Serfany, 1976).

Tabela 1. Principais minerais de manganês e respectivas fórmulas químicas, teores estequiométricos e densidades

Classes	Mineral	Fórmula Química	Teor de Manganês (%)	Densidade
Óxidos	Pirolusita	MnO ₂	63	4,7-4,9
	Criptomelana	KMn ₈ O ₁₆	59,8	4,4
	Nautita	MnO	77	-----
	Hollandita	BaMn ₈ O ₁₆	53	-----
	Ramsdelita	MnO ₂	63	-----
	Birnessita	MnO ₂	63	-----
	Manganosita	MnO	77	-----
	Bixbyita	Mn ₂ O ₃	70	-----
	Jacobsita	(MnFe) ₂ O ₄	10-20	4,7
	Hausmannita	Mn ₃ O ₄	72	4,7-4,8
Hidróxidos	Psilomelana	mMnO.MnO ₂ .nH ₂ O	45-60	3,7-4,7
	Pirocroíta	Mn(OH) ₂	62	-----
	Todorokita	(Na,Ca,KMn ²⁺)(Mn ⁴⁺ , Mn ²⁺ .Mg).3H ₂ O	-----	-----
	Manganita	Mn ₂ O ₃ H ₂ O	62	4,2-4,4
	Groutita	MnO(OH)	62	-----
Silicatos	Rodonita	MnSiO ₃	42	3,4-3,7
	Piroxmangita	(Mn,Fe)(SiO ₃)	42	-----
	Espessartita	Mn ₃ Al ₂ Si ₃ O ₁₂	30	4,2
	Tefroíta	Mn ₂ SiO ₄	54	-----
	Braunita	2Mn ₂ O ₃ .MnSiO ₃	45-50	4,7
	Bementita	(MnMgFe) ₆ Si ₄ (O,OH) ₁₈	-----	-----
	Neotocita	(Mn,Fe)SiO ₃ H ₂ O	-----	-----
Carbonatos	Rodocrosita	MnCO ₃	48	3,5-3,6
Sulfetos	Alabandita	MnS	63	4,0

Fonte: (Alecim, 1982; Abreu, 1973; Sampaio, 2008)

Na indústria de vidro o manganês possui a função descorante, na qual elimina a cor esverdeada do vidro devido a presença de íons de ferro existentes na areia, e corante,

dando tonalidades ao vidro que variam do roxo ao negro. Também, o minério de manganês finamente moído, é adicionado aos esmaltes cerâmicos, tornando-os negros e marrons e, às argilas vermelhas, obtendo-se tijolos decorativos (Abreu, 1973; Gonçalves e Serfany, 1976).

Devido a sua função oxidante, o manganês é usado no forma de óxidos, sulfatos, naftanatos e resinatos, como secante para tintas e vernizes, e na forma de sais complexos (permanganato) nas reações de óxido-redução para fabricação de reagentes químicos (Abreu, 1973; Gonçalves e Serfany, 1976).

O manganês pode ser utilizado, na forma de sulfato, como nutriente de solos neutros ou alcalinos, sendo introduzido na forma de pulverização dos pomares (Abreu, 1973; Gonçalves e Serfany, 1976).

As especificações químicas de concentrados de minérios de manganês para indústria siderúrgica estão apresentadas na tabela 2 e na tabela 3 estão apresentadas as especificações dos produtos comercializados pela Unidade do Morro da Mina - RDM.

Tabela 2. Especificações químicas de concentrados de minérios de manganês para siderurgia

Classificação	Teor (%)				
	Mn	Fe	SiO ₂ + Al ₂ O ₃	P	Cu + Pb + Zn
Alto teor	48 (min)	8 (máx)	12 (máx)	0,18 (máx)	0,1 (máx)
Médio teor	40 (min)	6 (máx)	15 (máx)	0,30 (máx)	0,25 (máx)
Baixo teor	35 (min)	10 (máx)	20 (máx)	—	—

Fonte: (Mendes e Oliveira, 1982; Sampaio e colaboradores, 2008)

Tabela 3. Especificações dos produtos comercializados pela Unidade do Morro da Mina – RDM

Produtos	Granulometrias	Teor (%)			
		Mn	Fe	SiO ₂	Mn sol.
Minério de Mn carbonatado	0 – 6,3 mm	-	-	-	22,0 min.
Minério de Mn sílico – carbonatado granulado	6,3 – 71,0 mm	30,5 min.	4,0 max.	30,0 max.	-
Minério de Mn sílico – carbonatado fino (tipo 1)	1,6 – 9,5 mm	27,0 min.	4,5 max.	29,0 max.	-
Minério de Mn sílico – carbonatado fino (tipo 2)	0 – 1,6 mm	24,0 min.	4,5 max.	29,0 max.	-
Minério de Mn sílico – carbonatado fino (tipo 3)	0 – 6,3 mm	23,0 min.	6,0 max.	35,0 max.	-

Fonte: Unidade Morro da Mina - RDM

O aproveitamento do manganês iniciou-se depois do ferro, na forma de ligas de ferro-manganês, no Brasil Império (1886), e logo passou a ser o principal produto de exportação, só superado por aquele metal no final da II Guerra Mundial quando foram iniciadas as exportações em larga escala e instalada em 1942, a primeira grande usina siderúrgica brasileira, em Volta Redonda (Gonçalves e Serfany, 1976).

Os primeiros relatos da existência deste minério no Brasil foram em 1821, na região entre Vila Rica (Ouro Preto) e Barbacena, em Minas Gerais, iniciando-se sua comercialização em 1894. Passados dois anos, descobriu-se uma mina em Conselheiro Lafaiete, jazida do Morro da Mina, responsável pela maior parte da produção até 1972, quando suas reservas de óxidos se esgotaram e o protominério queluzito (rocha sílico-carbonatada de manganês, com teores de 26% Mn, 20-21% de sílica, 3,8% de Fe e 7,5% de alumina em média) passou a ser explotado na região (Borges, 1985; Abreu, 1973; Suszczynski, 1975).

Seguindo o Estado de Minas Gerais, o minério de manganês foi encontrado na Bahia (nas regiões de Santo Antônio de Jesus e Serra da Jacobina), no Estado do Mato Grosso, em 1870, no Território Federal do Amapá, onde a jazida da Serra do Navio foi considerada a mais importante do Brasil no ano 1941, por possuir o minério oxidado de

manganês com teores de 46-56% Mn, e o estado do Amazonas na década de cinquenta (Borges, 1985; Abreu, 1973; Suszczynski, 1975).

A prospecção do manganês é muito fácil e baseia-se no fato dele ser de reconhecimento visual por qualquer leigo, que o define como “uma pedra preta”, pesada e que “suja a mão” (Abreu, 1973).

4.2 – Flotação

A flotação é um método de concentração de minérios em meio aquoso que se baseia na diferença de hidrofobicidade (baixa afinidade pela fase aquosa) das espécies minerais presentes no meio. Engloba fenômenos que ocorrem nas interfaces sólido/líquido; sólido/gás e líquido/gás.

Pouquíssimos minerais são naturalmente hidrofóbicos (talco, grafita, molibdenita, carvão, enxofre elementar). Por esta razão, na maioria das vezes, faz-se necessário a utilização de reagentes químicos (coletores) que se adsorvem preferencialmente sobre a superfície de uma dada espécie mineral tornando-a hidrofóbica. Além dos coletores são utilizados também os reagentes denominados de modificadores, que têm por função aumentar a seletividade na separação como é o caso dos depressores e reguladores de pH.

A seguir serão abordados, de forma resumida, alguns aspectos que são extremamente relevantes na flotação, como o desenvolvimento de carga superficial de sólidos em meio aquoso, propriedades de alguns minerais e reagentes químicos, que foram usados neste trabalho.

4.2.1 – Carga superficial de sólidos em meio aquoso

O mecanismo de geração de cargas na superfície de um sólido geralmente aplicável em sistemas como óxidos, silicatos e sais semissolúveis é a formação e subsequente dissociação de grupos com superfície ácida.

Os sólidos também podem adquirir carga superficial pela dissolução preferencial de íons na superfície. Sendo ele um sólido iônico univalente, com mesma quantidade de cátions e ânions no plano de clivagem, o desenvolvimento de carga na superfície em solução saturada é determinado pela magnitude relativa de energia livre de hidratação do íon que constitui a camada da superfície.

O último mecanismo onde a superfície do sólido pode adquirir carga é pela substituição eletrolítica, onde a troca de um elemento é responsável pela mudança da característica elétrica da superfície deste mineral (Fuerstenau et al 1985).

A adsorção de vários coletores ocorre por interações eletrostáticas na superfície dos silicatos e, antes de se utilizar estes coletores deve-se conhecer o potencial zeta do mineral analisado. O potencial zeta do quartzo e da rodonita são pH 1,8 e 2,8, respectivamente, (Fuerstenau e colaboradores, 1985). Veja na figura 1, a curva de potencial zeta e o valor do ponto isoelétrico (pH 1,8) do quartzo, obtidos por Lopes (2009) e na figura 2 a curva do potencial zeta da rodonita obtida por Fuerstenau e colaboradores (1985).

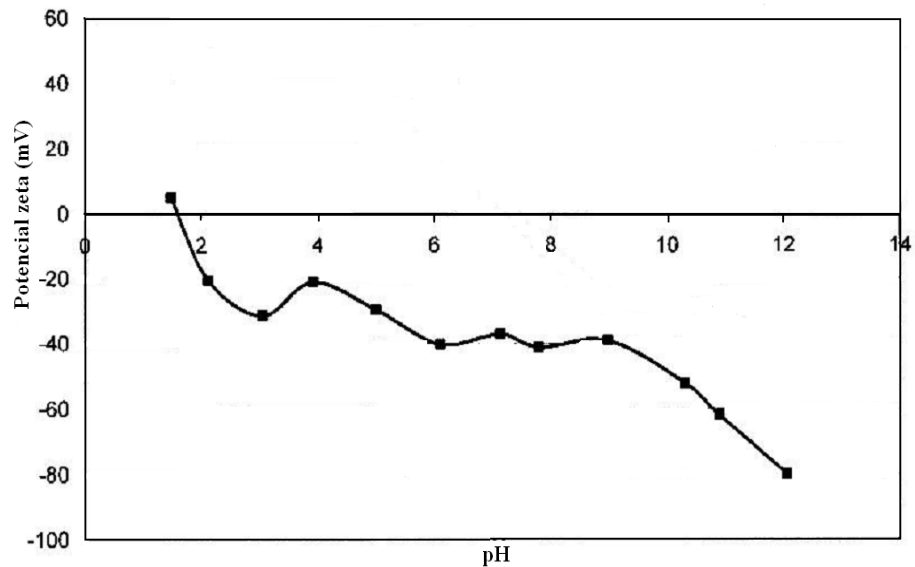


Figura 1: Potencial zeta do quartzo em suspensão com água destilada (Lopes, 2009)

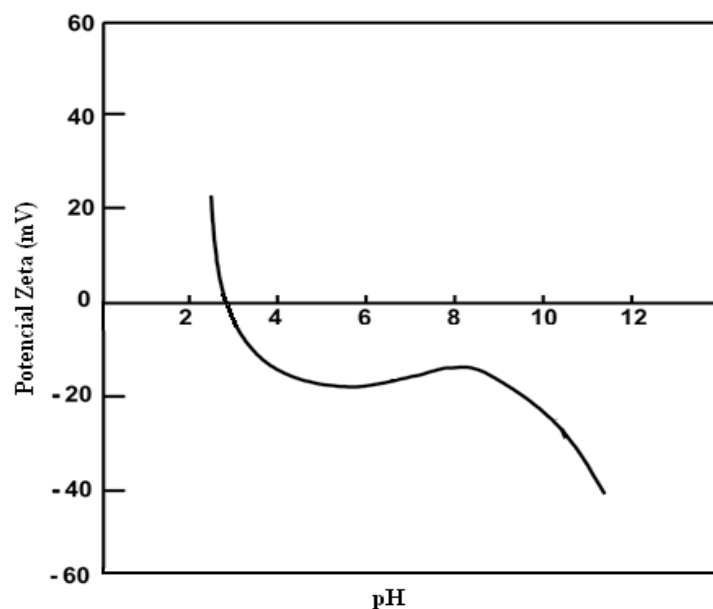


Figura 2: Potencial zeta da rodonita em função do pH (Fuerstenau e colaboradores, 1985)

No caso do quartzo, figura 3, a superfície do silanol (SiO.H) dissocia-se para liberar íon hidrogênio na solução, gerando uma carga negativa na superfície do grupo silicato. Se a atividade do íon hidrogênio for aumentada, a reação é revertida e a superfície torna-se positiva (Fuerstenau e colaboradores, 1985).

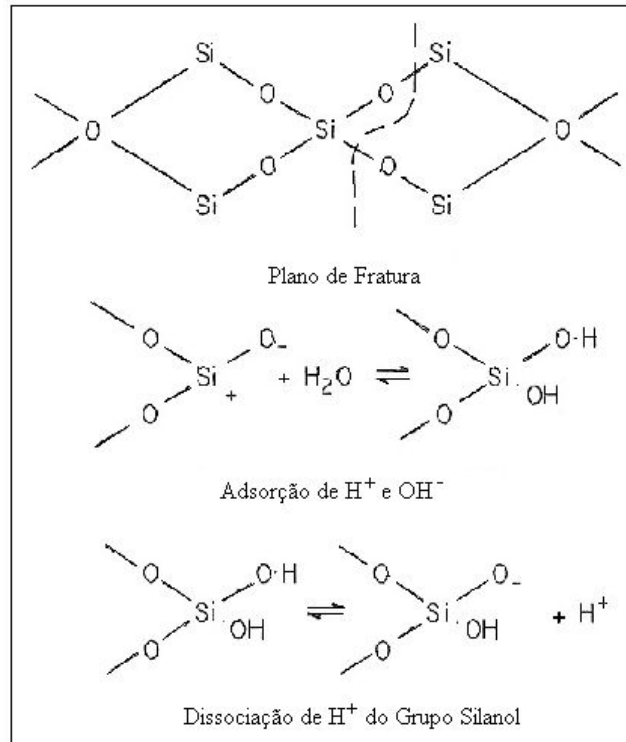


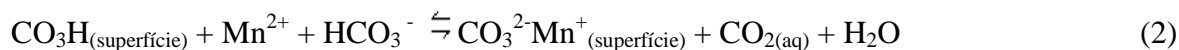
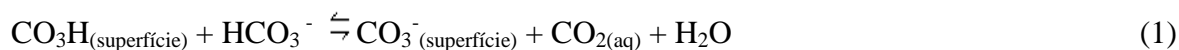
Figura 3: Esquema de desenvolvimento da carga superficial do quartzo

Os íons H^+ e OH^- são íons determinadores de potencial do quartzo, devido à carga superficial e o potencial da superfície serem determinados pela atividade dos mesmos em fase aquosa. Sob atividade intermediária do íon hidrogênio, a superfície permanece sem carga, representando assim, o ponto de carga zero (pzc) do sólido. O valor específico do potencial zeta será determinado de acordo com a magnitude de dissociação dos grupos ácidos da superfície (Fuerstenau et al, 1985; Parks, 1975).

Segundo Hanna e Somasundaran (1976) os minerais carbonatados desenvolvem a carga superficial em ambiente aquoso de maneira mais complexa que óxidos e sais solúveis. Os estudos dos mecanismos de formação de carga destes têm sido baseados na calcita e apatita.

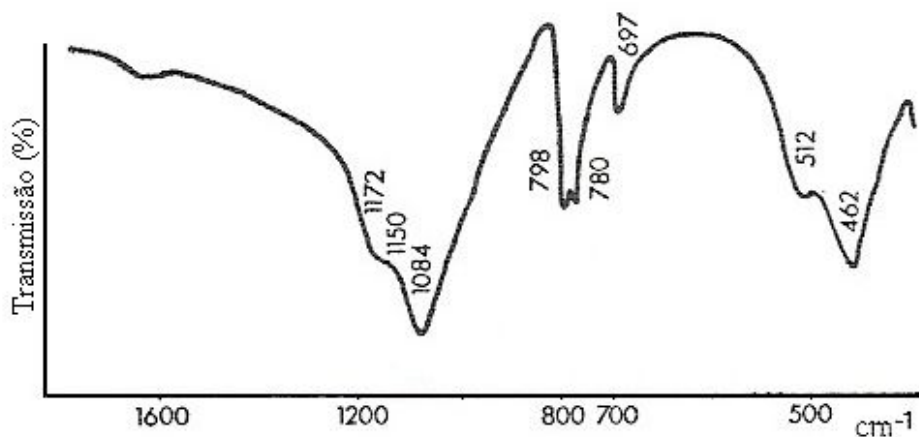
A imersão da calcita em meio aquoso produz as seguintes espécies carregadas são: HCO_3^- , CO_3^{2-} , Ca^{2+} , CaOH^+ , H^+ e OH^- , (Parks, 1975).

Charlet e colaboradores (1990) estudaram a carga da superfície da rodocrosita em função do pH (variando de 4 a 8) e da força iônica (0,03; 0,1 e 1,0 mol/L NaCl) para pressões parciais de CO₂ iguais a 0,5 e 0,005 atm. O ponto isoelétrico obtido para rodocrosita foi de 5,5 para p_{CO₂} = 0,5 atm e 6,85 para p_{CO₂} = 0,005 atm. Observou-se que o valor do ponto isoelétrico aumentou com a diminuição da pressão de CO₂. Conforme os resultados obtidos para esta faixa de pH, os íons determinadores de potencial provavelmente são o hidrogenocarbonato (HCO₃⁻) e o íon metal livre Mn²⁺, respectivamente. As equações 1 e 2 apresentam o desenvolvimento da carga negativa na superfície da rodocrosita e o desenvolvimento da carga positiva na interface carbonato/água, respectivamente:

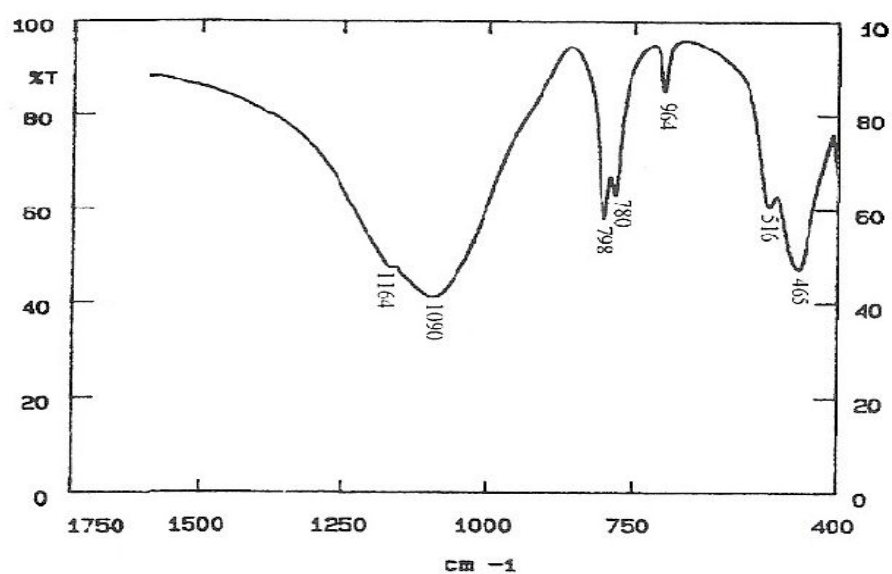


4.2.2 – Espectros infravermelhos

O mineral quartzo possui estrutura cristalina trigonal, composta por tetraedros de sílica (SiO₂), pertence ao grupo dos tectosilicatos (silicatos de armação). Seu espectro no infravermelho pode ser observado pela figura 4 obtida por Farmer (1974) e Lima (1997).



(a)



(b)

Figura 4: Espectros no infravermelho do quartzo, (a) obtido por Farmer (1974) e (b) obtido por Lima (1997)

No espectro infravermelho do quartzo, a banda de absorção forte que aparece na faixa de 950 a 1200 cm^{-1} , pode ser atribuída às ligações assimétricas do grupo Si-O-Si. A segunda banda de absorção, que geralmente ocorre entre 400 e 550 cm^{-1} pode caracterizar as vibrações das ligações O-Si-O e as bandas de intensidade média entre 600 e 800 cm^{-1} são responsáveis pela polimerização da estrutura que podem ser consideradas como ativação de estiramento simétrico do componente tetraedro, estiramento Si-Si e estiramento simétrico T-O-T (onde T representa um íon tetraedro coordenado).

O carbonato de manganês (MnCO_3), rodocrosita, possui estrutura cristalina trigonal com duas unidades de MnCO_3 na célula romboédrica primitiva, veja a figura 5, Farmer (1974).

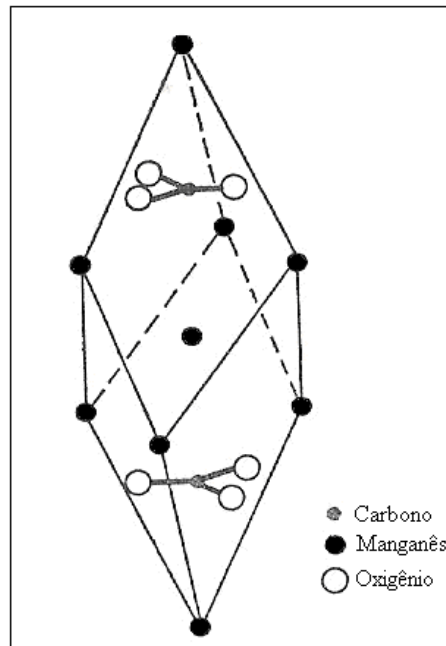


Figura 5: Célula unitária e estrutura cristalina da rodocrosita

Segundo Farmer (1974) no espectro infravermelho do carbonato de manganês, apresentado na figura 6, observa-se bandas do estiramento do grupo CO_3^{2-} : banda larga e forte em 1450 cm^{-1} referente ao estiramento simétrico dentro do plano, banda forte e estreita em 862 cm^{-1} devido ao estiramento simétrico fora do plano, em 735 cm^{-1} banda curta e estreita referente ao estiramento assimétrico dentro do plano e em 310 cm^{-1} banda característica do estiramento assimétrico fora do plano.

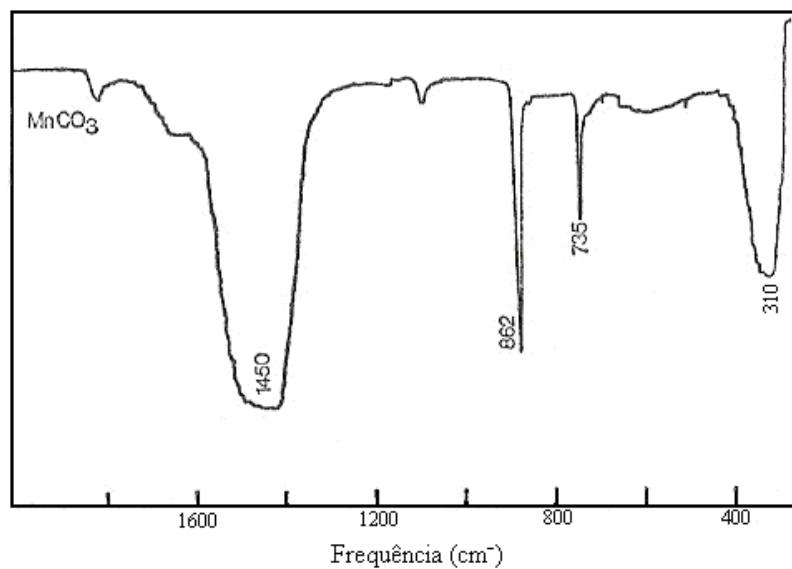


Figura 6: Espectro infravermelho do carbonato de manganês

4.2.3 – Reagentes

Nesse subítem será apresentada uma breve revisão das propriedades dos reagentes utilizados nesse trabalho, que foi o oleato de sódio (coletor), os depressores inorgânicos (metassilicato de sódio e fluorsilicato de sódio) e depressores orgânicos (amido de milho, dextrina branca e quebrachos).

4.2.3.1 – Ácido Oleico

O Ácido oleico é um ácido graxo, pertencente à classe dos coletores aniônicos, não-tio surfactantes, muito utilizado na flotação de minerais não sulfetados, cuja fórmula química está apresentada abaixo:



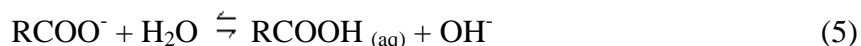
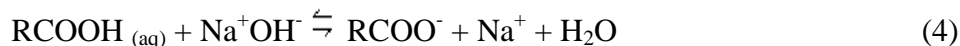
Geralmente, o ácido oleico sofre dissociação, ionização e hidrólise, sendo o pH da solução aquosa o fator determinante da reação. Causa redução da tensão interfacial (ar / água) ou (óleo / água) em concentrações abaixo de 10^{-2} M. Possui uma forte tendência de formar micelas, quando as concentrações ultrapassam a concentração micelar crítica (CMC) e a temperatura alcança valores inferiores ao ponto Krafft (Rao, 2004). A tabela 4 apresenta alguns valores da concentração micelar crítica do oleato para diferentes temperaturas.

Tabela 4. Valores da concentração micelar crítica (CMC) para diferentes temperaturas do oleato de sódio

Surfactante	CMC (moles / L)	Temperatura (°C)
Oleato de Sódio	$2,1 \times 10^{-3}$	25
	$3,0 \times 10^{-3}$	40
	$3,5 \times 10^{-3}$	50
	$3,2 \times 10^{-3}$	60
	$3,5 \times 10^{-2}$	75

Fonte: Brandão, 1984 apud Caires, 1992

As reações de dissociação do ácido oleico em íons carboxilato de carga negativa, e hidrólise dos íons carboxilato na adição de sais do ácido oleico à água estão apresentadas pelas reações 2 e 3, respectivamente (Furstenau et al, 1985):



A solubilidade das espécies, contendo dupla ligação em sua cadeia carbônica como o ácido oleico, são maiores que as variedades saturadas, como o ácido láurico $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{10}\text{COOH}$. Veja na tabela 5 a composição química do ácido oleico e do ácido láurico comerciais.

Tabela 5. Composição química (%) do ácido oleico por cromatografia gasosa

Ácido Carboxílico	Ácidos Graxos (%)					
	Láurico C 12:0	Merístico C14:0	Palmítico C16:0	Oleico C18:1 (9)	Linoleico C18:2 (9,12)	Linolênico C18:3 (9,12,15)
Oleico	-	2,66	7,30	58,70	14,22	1,90

Fonte: Oliveira (2005)

Segundo Laskowski (1994), entre os eletrólitos fortemente solúveis e os óleos insolúveis, existe um grupo de surfactantes eletrólitos fracos, no qual inclui os ácidos graxos, que dependendo do pH podem pertencer ao grupo dos eletrólitos muito solúveis ou insolúveis. Devido à baixa solubilidade do ácido oleico, $2 \times 10^{-8}\text{M}$, há o aparecimento no sistema de uma larga faixa de concentração e pH de emulsão do ácido oleico, figura 7. Quando algumas gotas da emulsão são eletricamente carregadas apresentam ponto isoelétrico em torno de 2,5. Para o ácido láurico, o diagrama de atividade é semelhante ao do ácido oleico, diferindo apenas no limite de solubilidade, $1,2 \times 10^{-5}$, reduzindo-se assim a área de precipitação.

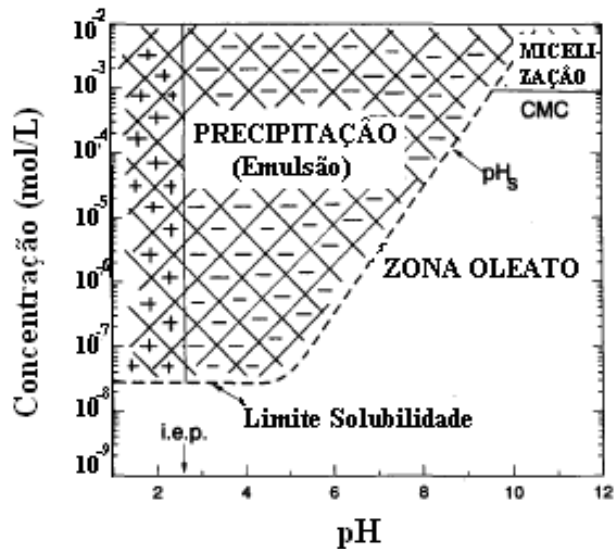


Figura 7: Diagrama de atividade do ácido oleico (Laskowski, 1993 apud Laskowski and Nyamekye, 1994)

A solução de ácido oleico foi estudada por Somasundaran et al (apud Furstenau et al 1985) que provou a existência das espécies: dímero oleato $(RCOO)_2^{2-}$, ionomolecular $(RCOOH \times RCOO^-)$, conhecido como sabão ácido, formado pela adição do íon oleato $(RCOO^-)$ e ácido oleico $(RCOOH)$.

As espécies ionomoleculares possuem atividade máxima em pH 8 para concentração de $3,5 \times 10^{-5} M$ de oleato, enquanto que o íon oleato e o dímero aumentam suas atividades com o aumento do pH até o valor 8 mantendo constante para valores maiores de pH e o ácido oleico neutro começa a precipitar na solução em valores de pHs inferiores a 8. Estes comportamentos estão apresentados no diagrama de distribuição das diversas espécies do oleato na figura 8.

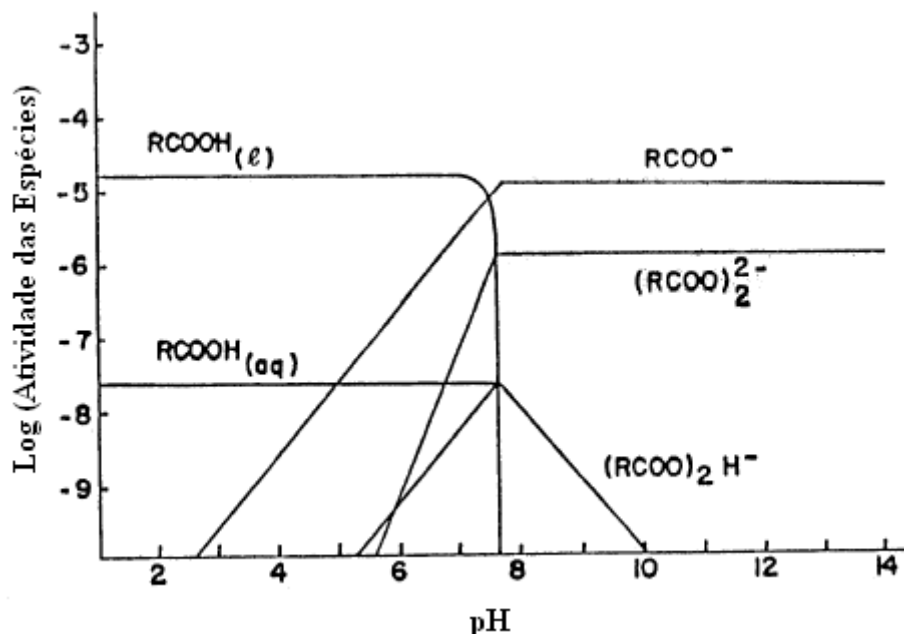


Figura 8: Diagrama de distribuição das diversas espécies do oleato em função do pH e concentração de 3×10^{-5} mol / L (Ananthapadmanabhan et al. apud Caires, 1992)

Segundo Ananthapadmanabhan et al. (apud Caires, 1992) a partir das equações de equilíbrio para as diversas espécies de oleato calcula-se a concentração dessas espécies. As equações a seguir, foram determinadas a 25 °C e a equação 11 é referente á concentração total do oleato.



Oliveira (2005) analisou o espectro do ácido oleico, figura 9. Observou-se que a principal banda ocorre em 1710 cm^{-1} podendo ser atribuída à deformação axial do grupo carboxila (C=O). Observou-se ainda, outras bandas decorrentes da deformação axial da hidroxila (OH) do dímero em 2672 cm^{-1} , da deformação angular fora do plano da hidroxila em 939 cm^{-1} , que indica a presença de isômeros trans e as bandas em 1414 e 1285 cm^{-1} ,

referentes à deformação angular no plano de C-OH e à deformação axial do dímero C-O, respectivamente.

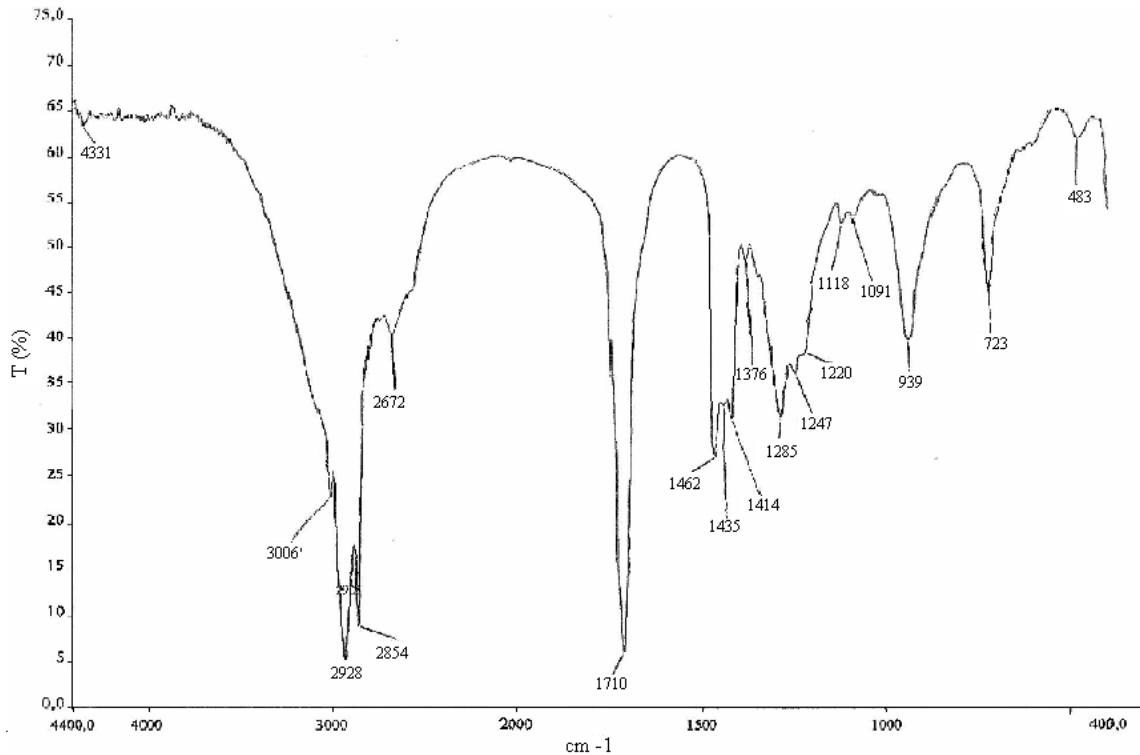


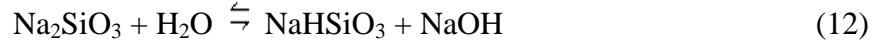
Figura 9: Espectro no Infravermelho (transmissão) do ácido oleico, Oliveira (2005)

4.2.3.2 - Depressores

4.2.3.2.1 – Metassilicato e fluorsilicato de sódio

Os silicatos de sódio são uma mistura de sais de sódio ou potássio amplamente utilizados na flotação de minerais como depressores, especialmente na depressão de carbonatos, dispersantes e agente controlador de íons solúveis. Geralmente, consistem de metassilicato (Na_2SiO_3), dimetassilicato ($\text{Na}_2\text{Si}_2\text{O}_5$) e ortossilicato (Na_4SiO_4). Sua composição química pode ser expressa pela fórmula geral $m\text{Na}_2\text{O} \cdot n\text{SiO}_2$, na qual a relação n/m se refere ao módulo do silicato de sódio, que é bem característico. Os silicatos de sódio, cujo módulo variam de 2,2 a 3 são frequentemente utilizados na flotação, enquanto que os silicatos de sódio que apresentam módulo inferior a este formam uma polpa fortemente alcalina e comportam-se como depressores fracos. Já os silicatos com módulo superior a 3 são insolúveis em água (Bulatovic, 2007; Rao, 2004).

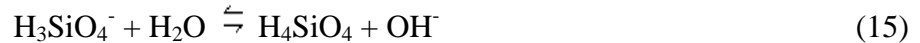
Os dissilicatos de sódio são menos solúveis em água que os monossilicatos e, portanto, menos hidrolisados. A dissociação hidrolítica ocorre intensamente com o metasilicato de sódio, equação 12 (Bulatovic, 2007).



A dissociação do metasilicato de sódio, $\text{Na}_2\text{SiO}_3 \times 9 \text{H}_2\text{O}$, com relação n/m igual a um, foi sugerida por Greenburg e Sinclair (apud Mishra, 1982) e está representada pela equação 13.

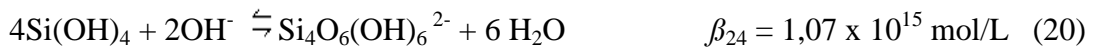
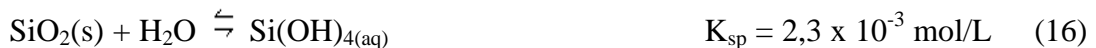


Devido à baixa constante de ionização do ácido silício, a maioria dos íons $\text{H}_2\text{SiO}_4^{2-}$ em solução básica diluída se hidrolisam em duas etapas, equações 14 e 15.



A concentração das espécies iônicas é dependente do pH da solução.

As equações de solubilidade e as constantes de equilíbrio para solução de silicato foram definidas, por Ingri, Bilinskii e Ingri e Lagerstrom (apud Marinakis e Shergold, 1985):



O diagrama de solubilidade construído a partir destas equações, figura 10, mostra que a solubilidade da sílica amorfa é independente do pH entre pH 4 e 9 e nesta faixa de pH predomina a espécie solúvel do ácido monossilício ($\text{Si}(\text{OH})_4$). Em valores de pH acima

de 9 a solubilidade aumenta devido à formação de monossilicato, dissilicato e outros íons silicato polinucleares.

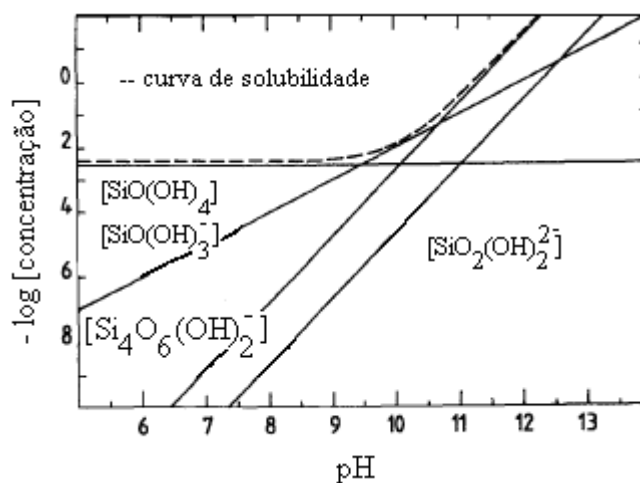


Figura 10: Diagrama de distribuição de várias espécies de silicato em solução aquosa saturada com sílica amorfa a 25°C (Marinakis e Shergold, 1985)

Segundo Marinakis e Shergold (1985), em valores de pH abaixo de 9, a espécie predominante na solução é o ácido silício (H_4SiO_4) nesta região existe uma pequena quantidade do íon $\text{SiO}(\text{OH})_3^-$, que é predominante na faixa de pH de 9,5 a 12,5. Em valores de pH acima de 6, a espécie iônica $\text{SiO}_2(\text{OH})_2^{2-}$ aparece, porém só é predominante em pH 13. A espécie iônica $\text{Si}_4\text{O}_6(\text{OH})_6^{2-}$ não predomina em nenhum valor de pH, mas sua concentração máxima está na faixa de pH de 10 a 12. A figura 11 apresenta o diagrama de distribuição para solução de sílica na concentração de 1×10^{-3} mol/L.

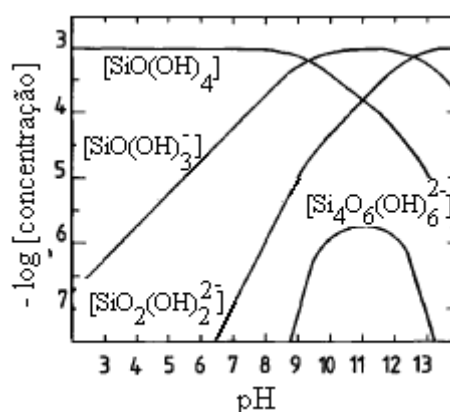


Figura 11: Diagrama do logaritmo da concentração para solução de 1×10^{-3} mol/L de SiO_2 modificado (Marinakis e Shergold, 1985)

Segundo Sillen e Martell, (apud Song e colaboradores, 2002), as principais reações de hidrólise do fluorsilicato de sódio podem ser expressas de acordo com as equações 21 a 24, das quais se pode observar que como a constante de equilíbrio K_2 é muito pequena, em meio ácido, o íon SiF_6^{2-} pode ser predominante.



4.2.3.2.2 – Amido, dextrina e quebracho

O amido, a dextrina e o quebracho são classificados como agentes reguladores orgânicos. Possuem muita semelhança estrutural com os agentes surfactantes com ação de coletores, diferindo apenas na multipolaridade em toda sua cadeia, que na adsorção seletiva de um sólido, torna-o hidrofílico, expondo os grupos polares de sua cadeia para o meio aquoso (Rao, 2004). As formas estruturais do amido e do quebracho estão apresentados nas figuras 12 e 13, respectivamente.

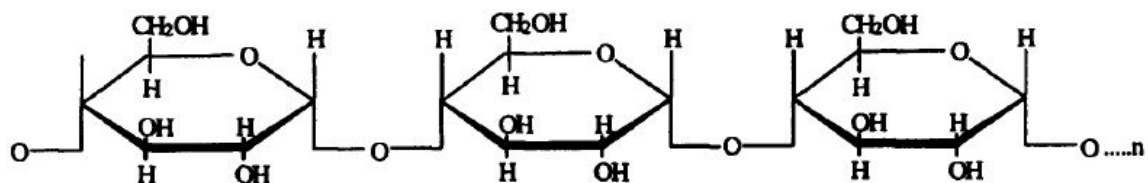


Figura 12: Estrutura geral do amido

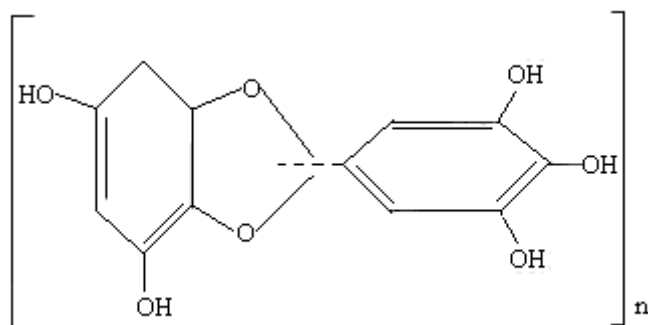


Figura 13: Estrutura do quebracho. Onde $n = 1$ a 200 o peso molecular varia de 200 a 50.000 g/mol

O amido consiste unicamente de glicopiranoses que por si é formada por duas frações principais: amilose e amilopectina. A amilopectina tem uma estrutura ramificada que pode diferir de acordo com a maneira em que o amido é produzido. Os modificadores que torna o amido útil para flotação são introduzidos em sua cadeia no momento da fabricação, como os aldeídos e os álcoois terminais, que indicam o nível de oxidação e o tipo de agente oxidante deste amido (Bulatovic, 1999).

Lima (1997) analisou o amido (Amidex 3005) por espectroscopia infravermelha, figura 14.

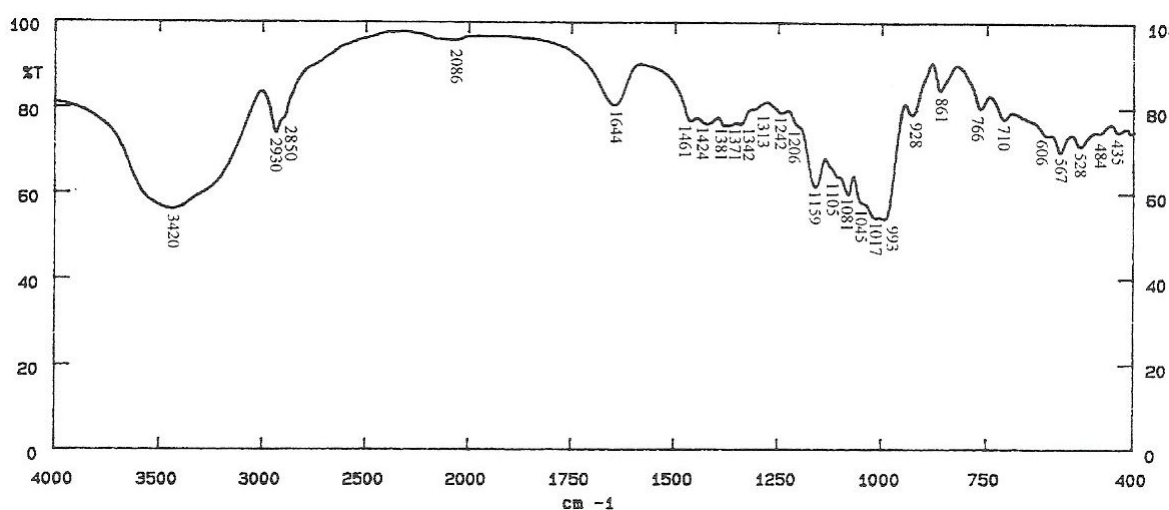


Figura 14: Espectro infravermelho (transmissão) do amido (Amidex 3005), Lima (1997)

Observaram-se uma banda abaulada de forte intensidade em 3432 cm^{-1} atribuída à vibração axial de grupos OH, demonstrando ligações fortes de hidrogênio, bandas em 2930 e 2850 cm^{-1} que são referentes às vibrações de estiramento assimétrico da ligação CH dos grupos CH_2 , em 1644 cm^{-1} deformação angular H-O-H devido à molécula de água absorvida, uma banda fraca em 1307 cm^{-1} relacionada à deformação tipo abano do CH_2 , bandas de média intensidade em 1461 , 1371 e 1342 cm^{-1} referentes à deformação angular no plano de CH ou OH ou deformação angular interna de CH_2 e modos de deformação OH, em 1159 e 1081 cm^{-1} observaram-se bandas fortes originárias das ligações C-OH do anel, as bandas 1045 , 1017 e 993 cm^{-1} referem-se à vibração de estiramento da ligação C-O, em 1105 , 928 e 764 cm^{-1} são referentes às vibrações de estiramento assimétrico em fase, modo de deformação angular e estiramento simétrico do anel, respectivamente, e a banda forte em 861 cm^{-1} refere-se à deformação CH da forma anomérica.

Dextrinas são polissacarídeos solúveis em água, formados na quebra hidrolítica do amido. A solubilidade é dependente dos parâmetros de processo como a temperatura, tempo de aquecimento e acidez (Bulatovic, 1999; Rao, 2004).

Segundo Bulatovic (1999), o quebracho é encontrado comercialmente de três formas:

- i. Quebracho padrão, quando o extrato da madeira é tratado com água quente (220 – 240°C) sob baixa pressão e ajuste de pH. O mesmo é solúvel em água para valores de pH acima de 8;
- ii. Quebracho sulfetado, no qual disulfato de sódio (NaHSO₄) é introduzido para obtenção de um extrato solúvel em água fria em qualquer pH;
- iii. Quebracho aminado, onde grupos amina são introduzidos no quebracho padrão, formando um polímero anfotérico com ponto isoelétrico em pH 7. Esse tipo de quebracho tem um diferente efeito depressor.

Segundo dados fornecidos pelo fabricante, os reagentes Floatan T₀, T₁, T₅ e M₃ produzidos pela Unitan S.A.I.C.A. são produzidos a partir de extratos de vegetais, quebracho, possuem alta solubilidade em água além das funções: depressores e dispersantes de lamas e carbonatos na flotação de minerais não metálicos. Os Floatans T₁ e M₃ pertencem à família do quebracho, sendo que o M₃ ainda é tratado com disulfeto de sódio e ácido fórmico para descolorar o quebracho utilizado (*Schinopsis Balansae*). Já os Floatans T₀ e T₅ são pertencentes à família dos polifenóis, derivados dos extratos de vegetais.

Yurtsever et al (2009) obteve o espectro em infravermelho de uma amostra de quebracho, figura 15.

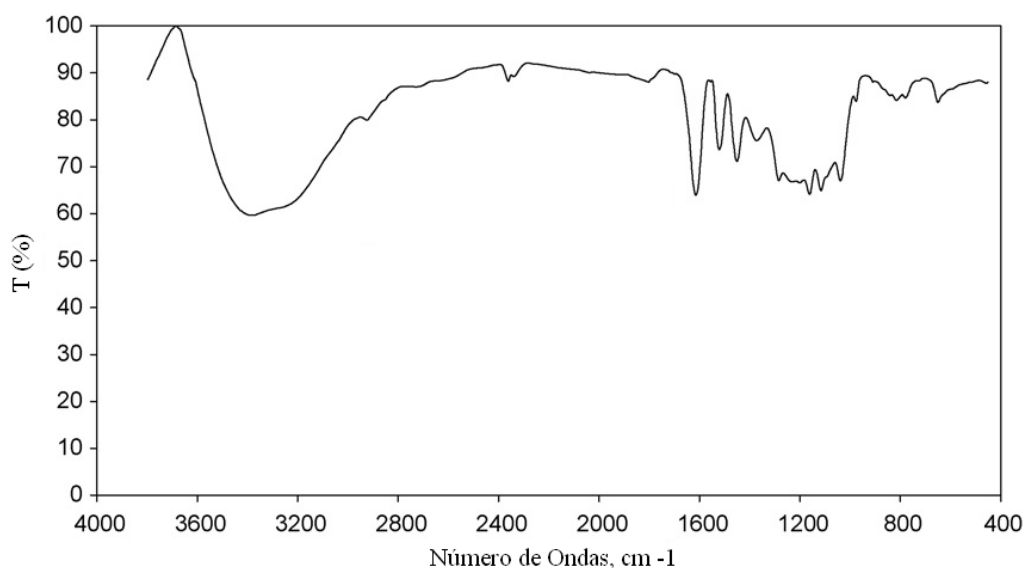


Figura 15: Espectro infravermelho do quebracho, Yurtsever et al (2009)

O pesquisador Yurtsever et al (2009) observou uma banda larga em $3000-3600\text{ cm}^{-1}$ devido à presença de grupos OH fenólicos sugerindo ligações de hidrogênio fortes. Entre 3000 e 3200 cm^{-1} ocorre uma leve ondulação referente às ligações C-H do anel aromático. A banda em 2900 e 3000 cm^{-1} refere-se a ligações de CH do grupo alifático, o pico entre 1600 e 1650 indica ligações C=C aromáticas e o pico em torno de 1190 cm^{-1} é referente ao grupo éter (C-O-C).

4.3 – Flotação de Minério de Manganês

4.3.1 – Aspectos gerais

A primeira planta industrial de flotação de minério de manganês foi a de Cuban-American Manganese Co., a qual tratou um minério contendo de 18-20 % de Mn, em larga escala, associado com cinzas vulcânicas, livre de problemas associados com lamas de resíduos lateríticos. O minério de granulometria - 3,175 mm era concentrado em jig. A fração granulométrica entre 1,191 e + 9,525 mm era moída, classificada e flotada. Na flotação utilizava-se espumante, óleo combustível, cal e quebracho como depressor da ganga calcária. O concentrado contendo 44% de Mn foi produzido com 80 % de recuperação metalúrgica. Depois de calcinado e sinterizado, o concentrado chegou a aproximadamente 50 % de Mn (Aplan, 1985).

Em Nevada na mina “Three Kids”, 1950, o minério de óxido de manganês, cuja ganga era composta basicamente dos minerais: calcita, barita, celestita e bentonita foi tratado por flotação utilizando-se uma emulsão constituída de óleo Diesel, espumante

(proveniente da polpa da planta utilizada na fabricação de papel) e agente umidificante (aril-alkil-sulfonato). Posterior aos processos de moagem e classificação, o minério foi condicionado com carbonato de sódio (Na_2CO_3) na faixa de pH próxima a 8, dióxido de enxofre (SO_2) e a emulsão. Foi produzido um concentrado com 41 % de Mn que foi levado para o teor de 48 % de Mn depois que o mesmo foi calcinado em fornos noduladores, sendo o teor da alimentação de 24 % de Mn. A recuperação global foi de aproximadamente 75 % (Aplan, 1985).

Segundo as pesquisas de Aplan (1985), The Anaconda Cooperated tratou um minério, contendo o mineral rodocrosita, usando os processos de flotação “rougher”, “scavenger”, seguidos por duas etapas “cleaners”. A polpa, contendo de 35 a 40 % de sólidos, foi condicionada com sulfato de cobre, soda cáustica, xantato e óleo de pinho e em seguida enviada para flotação com sulfito para remoção de esfalerita. O rejeito desta etapa foi condicionado com silicato de sódio, e um espumante foi adicionado às etapas de flotação anteriores. O concentrado obtido ainda foi calcinado em um forno. O teor de manganês foi aumentado de 21 % para 38-40 % no concentrado, chegando a 60 % devido à perda de CO_2 no forno, sendo que a recuperação metalúrgica foi de 86 %.

Andrade (1978) realizou testes para a concentração do protominério gondito, com teor de aproximadamente 35 % de Mn, constituído basicamente dos minerais pirolusita, espessartita, todorokita, grafita e quartzo, da região de São João Del Rei – MG, utilizando flotação catiônica com pH entre 3 e 4, amina (dodecilamina) como coletor e amido cáustico como depressor, obteve um concentrado com teor de 46 % de Mn e recuperação metalúrgica de Mn de 78 %.

Ciminelli (1980) estudou os mecanismos responsáveis pelos melhores resultados obtidos nos testes de flotação em bancada no intervalo de pH de 3 a 4, realizados por Andrade (1978). Utilizou amostras do gondito, da região de São Domingos do Prata em Minas Gerais, constituído basicamente por óxidos de manganês, espessartita e quartzo. Também investigou a influência do íon fluoreto no potencial zeta e no grau de hidrofobicidade dos minerais constituintes do gondito e comparou a flotabilidade destes minerais utilizando coletores de cadeias longas (oleilamina) e curtas (dodecilamina), chegando às seguintes conclusões:

- i. Foram realizadas as medidas do potencial zeta para o quartzo e espessartita, cujos valores dos pontos isoelétricos ocorreram na faixa de pH entre 2,5 e 3, para esses dois minerais, e de pH entre 6 e 6,5 para os óxidos de manganês (pirolusita e todorokita). A adição de íons fluoreto, na forma de HF, não alterou o potencial

eletrocínético do quartzo e da espessartita. Porém, reduziu o potencial eletrocínético positivo dos óxidos de manganês, podendo este ser anulado em pH básico.

- ii. Nos testes de microflotação utilizando-se coletor de cadeia curta, observou-se que os silicatos e os óxidos de manganês são flotados em valores de pH superiores ao ponto isoelétrico (PIE) e a flotabilidade aumenta com o aumento do pH indicando predominância de atração eletrostática. No entanto, ocorreram alterações de flotabilidade na presença de íons fluoreto. Ao utilizar-se o coletor de cadeia longa, a flotabilidade foi maior para todos os minerais testados. Observou-se também o alargamento da faixa de pH favorável à flotação dos minerais de Mn, ocorrendo o inverso para os silicatos em pH ácido.

Abeidu (1973) em seus estudos investigou os mecanismos de ativação da rodocrosita, pirolusita e manganita, minerais da amostra de minério carbonatado de manganês originado do Egito, com Fe^{3+} , Cu^{2+} e Mn^{2+} , usando ácido oleico como coletor. Em uma primeira fase, foram levantadas curvas de potencial zeta dos minerais puros na ausência e na presença dos cátions que foram adicionados como CuSO_4 , MnSO_4 e FeCl_3 . Para os minerais rodocrosita, pirolusita e manganita, puros, obteve-se o ponto isoelétrico em pH 5; 3,8 e 3,9, respectivamente. A possibilidade de ativação dos minerais de manganês com esses íons é basicamente determinada pela composição química do mineral e do pH de seus pontos isoelétricos, bem como o pH no qual o íon metálico começa a se hidrolizar e precipitar. Se o íon do metal pesado começa a se hidrolizar e precipitar em valores de pH maiores ou iguais ao PIE do mineral de manganês, como no caso do Fe^{3+} , o mesmo não pode atuar como ativador do mineral de manganês e sim como depressor, devido à adsorção do ácido oleico, pela carga positivamente carregada do precipitado coloidal.

4.3.2 – Adsorção de coletores aniônicos sobre os minerais silicatados

A adsorção do ácido oleico em silicatos ocorre diretamente em sítios de cátions metálicos na superfície do mineral ou pode ser promovida pela auto-ativação, onde cátions metálicos deixam a superfície, são hidrolisados e readsorvem, ou ainda, pela adição de cátions no sistema, Fuerstenal e Han (2002).

Segundo Viana (2005) o carbono do grupo carbonila de um ácido carboxílico (RCOOH), tem deficiência de elétrons e está ligado a um segundo oxigênio da hidroxila. O arranjo dessa configuração é tal que a densidade eletrônica é deslocada do hidrogênio do

grupo hidroxila em direção ao grupo carbonila, levando a perda de próton e consequente ionização estabilizada por ressonância. Essa estabilização por ressonância gera o caráter de ácido fraco dos ácidos carboxílicos e possibilita a formação de sais solúveis quando reagem com cátions como Fe^{2+} , Ca^{2+} , Cu^{2+} , Mg^{2+} e Al^{2+} . Um exemplo de ativação por cátions é a flotação do quartzo com coletor aniônico, que é muito baixa, quase nula, para valores de pH menores que o ponto isoelétrico deste mineral (1,8). Veja na figura 16, a ativação por cátions na flotação do quartzo com sulfonato na faixa de pH onde ocorre a hidrólise dos mesmos.

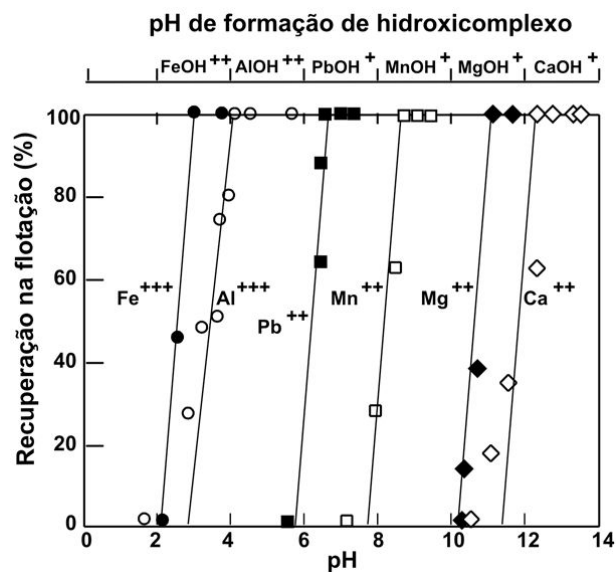


Figura 16: Flotação do quartzo com sulfonato ativada por cátions (Fuerstenau, 1974; Fuerstenau e Hau, 2002)

Estudos realizados por Palmer (apud Viana et al., 2005) do sistema crisocola-rodonita/hidroxamato ativado com a hidrólise em solução do cátion Mn^{2+} , sugere a adsorção do hidroxicomplexo por ligações de hidrogênio com os grupos OH^- da superfície, formação de água, adsorção do hidroxamato no sítio do cátion metálico e posterior adsorção de um precipitado metal-surfatante via interações hidrofóbicas. Na figura 17 está apresentado o comportamento da rodonita na flotação com a reversão da carga na presença dos cátions Mn^{2+} .

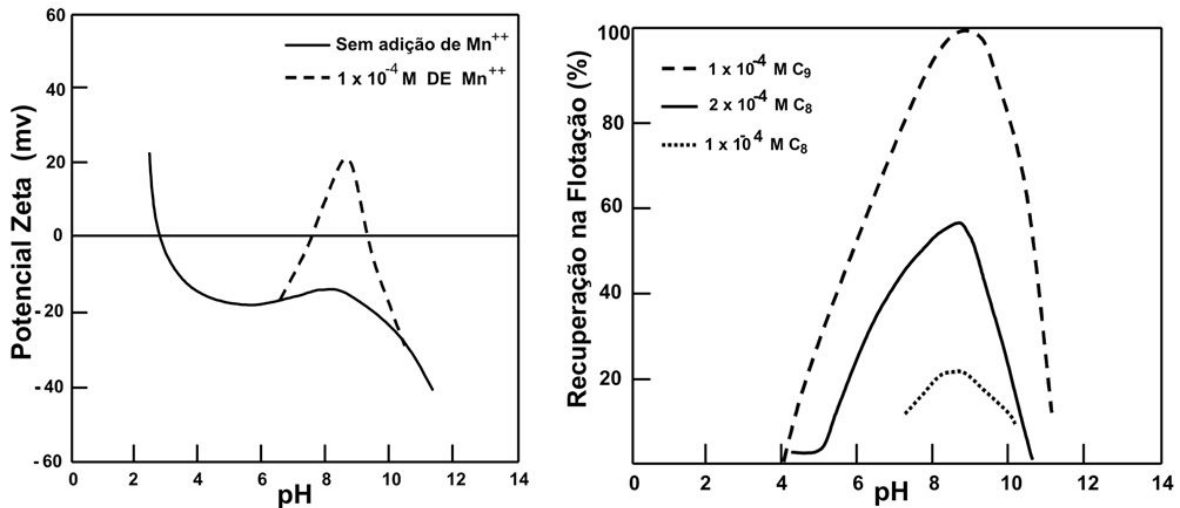


Figura 17: Potencial zeta da rodonita na presença e ausência de adição de cátions Mn^{2+} e a flotabilidade deste mineral utilizando-se o coletor hidroxamato

Vijaya (apud Viana et al., 2005) estudou a adsorção do oleato de sódio à superfície de sillimanita, onde observou a necessidade da hidrólise do íon Al^{3+} . De acordo com a equação 25, reação de quimissorção do oleato na superfície do mineral, onde os prótons do ácido oleico se polarizam em direção aos grupos hidroxila da superfície do mineral formando moléculas de água. Logo, os grupos OH da superfície facilitava a desprotonação do ácido, que só reage na presença do hidróxido do metal.



4.4 – Caracterização dos Finos de Minério Sílico-carbonatado de Manganês de Morro da Mina

4.4.1 – Caracterização granulométrica

Nos testes de caracterização granulométrica, obteve-se a distribuição granulométrica da amostra de rejeito do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina apresentada na figura 18. Observa-se que 80 % deste material encontram-se abaixo de 0,1 mm.

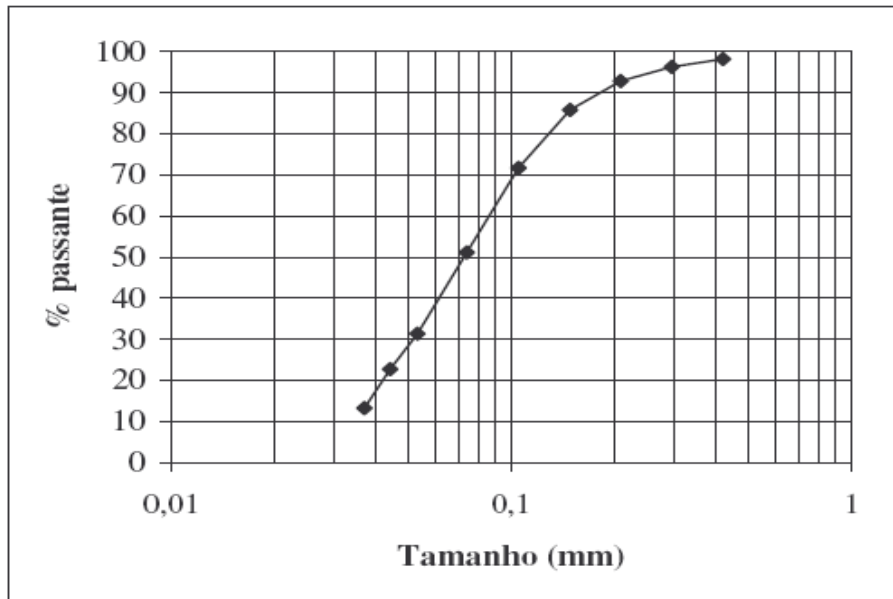


Figura 18: Distribuição granulométrica dos resíduos de minério de manganês da Unidade Morro da Mina (Reis, 2005)

4.4.2 - Caracterização química

A análise granuloquímica da amostra de rejeito do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina está apresentada na tabela 6. Verifica-se que todos os principais elementos e compostos estão presentes em maior quantidade, aproximadamente 50 %, nas faixas granulométricas abaixo de 0,149 mm e acima de 0,053 mm, com exceção do fósforo (P) que se encontra em maior quantidade nas faixas granulométricas abaixo de 0,105 mm e acima de 0,053 mm (37 %). Observa-se também que os teores do manganês são maiores na faixa granulométrica abaixo de 0,053 mm, variando de 27,7 a 29,7 % de Mn, enquanto que os teores de sílica (SiO_2) diminuem com a redução da granulometria do minério. Os teores dos outros composto e elementos não sofrem alteração significativa.

Tabela 6. Análise granuloquímica dos finos de minério de manganês sílico-carbonatado de Morro da Mina

Fração granulométrica (mm)	% retida simples	Teores (%)						Distribuição (%)					
		Mn	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	P	Mn	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	P
+0,42	1,75	22,30	3,65	32,20	9,37	2,55	0,085	1,44	1,72	1,96	1,71	1,52	1,97
-0,42 +0,297	1,94	20,90	3,61	34,90	9,83	2,57	0,068	1,50	2,01	2,38	2,03	1,90	1,74
-0,297 +0,21	3,41	20,00	3,7	34,90	9,63	2,55	0,062	2,52	3,72	4,16	3,53	3,42	2,79
-0,21 +0,149	7,05	22,50	3,53	37,90	9,37	2,49	0,071	5,87	7,16	9,34	7,07	6,84	6,61
-0,149 +0,105	14,12	26,00	3,45	33,30	9,97	2,32	0,055	13,58	14,04	16,43	15,10	12,55	10,25
-0,105 +0,074	20,57	27,70	3,38	28,50	9,61	2,64	0,068	21,07	19,77	20,50	21,20	20,53	18,47
-0,074 + 0,053	19,79	29,10	3,36	26,50	9,14	2,68	0,071	21,30	18,91	18,33	19,38	20,15	18,55
-0,053 + 0,044	8,66	28,70	3,62	24,90	8,88	2,79	0,089	9,19	8,88	7,56	8,25	9,13	10,17
-0,044 + 0,037	9,45	29,70	3,80	24,00	8,62	2,84	0,100	10,38	10,32	7,94	8,67	10,27	12,48
-0,037	13,26	26,80	3,55	24,60	9,21	2,70	0,097	13,14	13,47	11,40	13,06	13,69	16,98
total	100	27,05	3,49	28,59	9,34	2,63	0,076	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Fonte: Reis, 2005

4.4.3 – Caracterização mineralógica

Através de difratometria de raio X Reis (2005) e Silva (2007) identificaram os seguintes minerais na amostra de finos do minério de manganês sílico-carbonatado de Morro da Mina: rodonita (MnSiO_2), rodocrosita (MnCO_3), espessartita ($\text{Mn}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$), quartzo (SiO_2), flogopita ($\text{KMg}_3(\text{AlSi}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_8$), clinoclóro [$(\text{Mg},\text{Al})(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$], anita [$\text{K}_2(\text{Fe},\text{Mn},\text{Mg})_5\text{Si}_8\text{O}_{20}(\text{OH},\text{F})_4$] e rutilo (TiO_2).

Posteriormente, Lima e colaboradores (2010) por meio de microscopia ótica e microscopia eletrônica de varredura com sistema de análise dispersivo de energia de raios X (MEV / EDS) identificaram os seguintes minerais: rodonita [$(\text{Mn},\text{Fe},\text{Mg},\text{Ca})_5(\text{SiO}_3)_5$], espessartita ($\text{Mn}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$), tefroíta (Mn_2SiO_4) rodocrosita (MnCO_3), dolomita [$(\text{Ca},\text{Mg})\text{CO}_3$], quartzo (SiO_2), muscovita [$\text{KAl}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH},\text{F})_2$], biotita/flogopita [$\text{K}(\text{Mg},\text{Fe})_3(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH},\text{F})_2$], clinoclóro [$(\text{Mg},\text{Fe})_5\text{Al}(\text{Si}_3,\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_8$], K-feldspato (KAlSi_3O_8), magnetita (Fe_3O_4), rutilo (TiO_2), ilmenita (FeTiO_3), pirita (FeS_2), esfalerita [$(\text{Zn},\text{Fe})\text{S}$], pentlandita [$(\text{Fe},\text{Ni})\text{S}_8$], grafita (C) e monazita [$(\text{Ce},\text{La})\text{PO}_4 \cdot x(\text{H}_2\text{O})$].

4.5 – Flotação dos Finos de Minério Sílico-carbonatado de Manganês do Morro da Mina

Silva e colaboradores (2007) efetuaram estudos de flotação “rougher” em escala de bancada com os finos (resíduos) do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina, usando oleato de sódio e óleo de soja comercial (hidrocol) como coletores e metassilicato de sódio como depressor. Em uma primeira fase foram efetuados ensaios preliminares para determinação das condições dos experimentos que foram fixadas em: porcentagem de sólidos em 40 %, rotação da célula em 800 rpm, tempo de condicionamento com coletores e depressores de 5 minutos. As variáveis estudadas, usando planejamento fatorial de experimentos 2^3 , foram: pH (9 e 11), dosagem de coletor (300 e 1200 g/t), dosagem de depressor (300 e 1200 g/t).

Após análise da influência das variáveis sobre os teores de Mn e SiO_2 no concentrado e recuperação metalúrgica de Mn, verificou-se que os melhores resultados foram obtidos para o valor de pH igual a 11 e dosagem de metassilicato de sódio igual a 300 g/t. Nas figuras 19 e 20 estão apresentados os resultados dos ensaios de flotação efetuados nessas condições de diferentes dosagens de coletores: sabão de óleo de soja e oleato de sódio, respectivamente.

Como pode ser observado na figura 19, utilizando-se o coletor sabão de óleo de soja obteve-se aumento nas recuperações metalúrgicas de Mn, com o aumento da dosagem de

coletor, chegando a 63,60 % para dosagem de 1200 g/t. No entanto, os teores de Mn a partir de 600 g/t variaram entre 30 e 32 % enquanto que os teores de SiO₂ foram de 22 a aproximadamente 25 %.

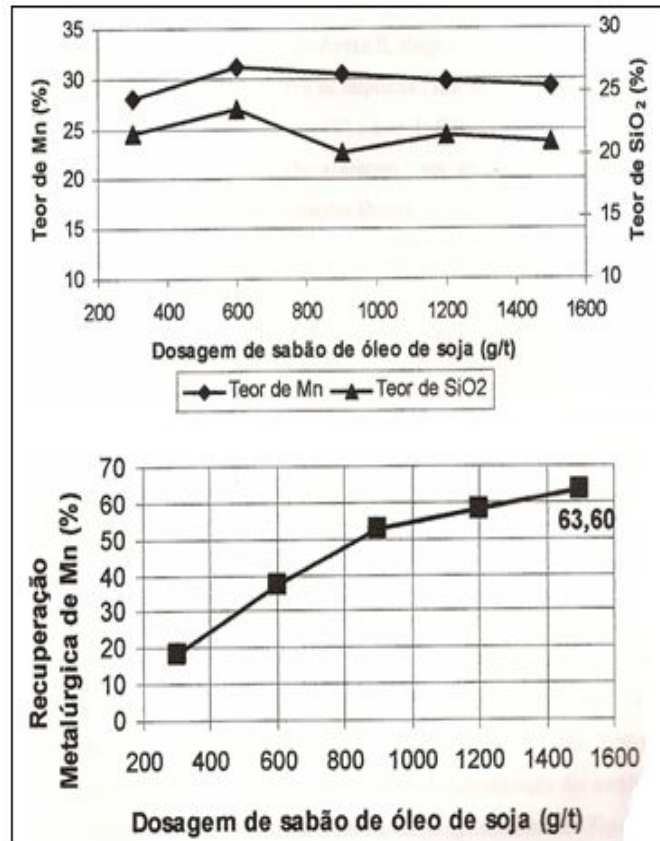


Figura 19: Influência da dosagem do coletor, sabão de óleo de soja, sobre os teores de Mn e SiO₂ e sobre recuperação metalúrgica do manganês, para pH 11 (Silva, 2007)

Na figura 20 observa-se que utilizando o coletor oleato de sódio, a mesma recuperação metalúrgica de Mn, de aproximadamente 60 %, só é alcançada com dosagens entre 1000 e 1100 g/t, também se observa que os teores de manganês no concentrado foram ligeiramente maiores, 31,7 %, e os teores de SiO₂ foram menores, 17,25 %, em relação ao sabão de óleo e soja que obteve teores de Mn e SiO₂ de 29,2% e 20,95 %, respectivamente. Logo, fica evidenciado o melhor desempenho da flotação do minério sílico-carbonatado de manganês, utilizando-se o oleato de sódio como coletor em relação ao sabão de óleo de soja.

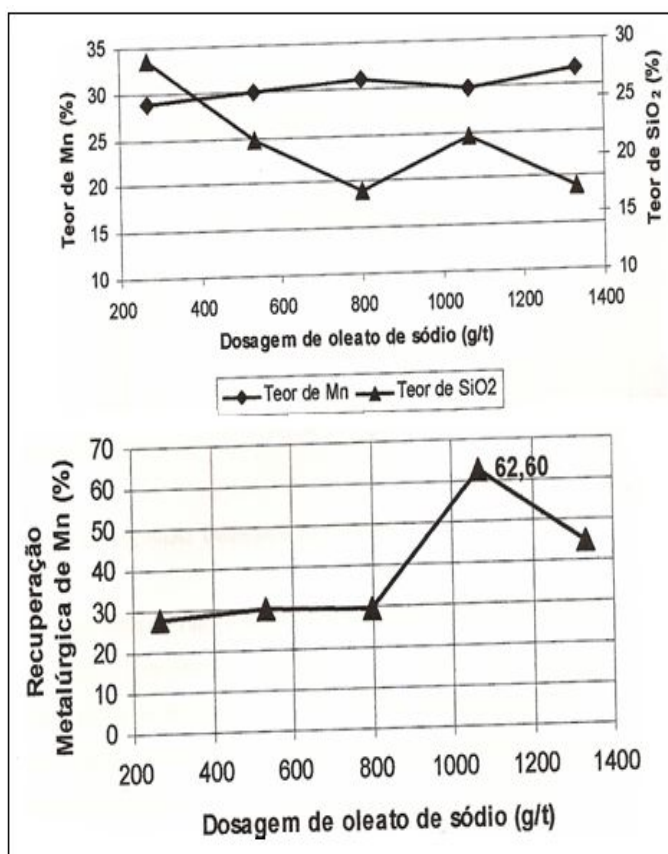


Figura 20: Influência da dosagem do coletor, oleato de sódio, sobre os teores de Mn e SiO₂ e sobre recuperação metalúrgica do manganês, para pH 11 (Silva, 2007)

4.5.1 – Microflotação

Visando a uma melhor compreensão dos resultados de flotação obtidos por Silva (2007) com os resíduos do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina, Lima e colaboradores (2009) estudaram a flotabilidade dos minerais (rodonita, rodocrosita e quartzo) presentes nesse minério, usando o coletor oleato de sódio e o depressor metassilicato de sódio.

Observa-se na figura 21 que o pH de melhor flotabilidade da rodocrosita é igual a 11, confirmando os estudos de Silva (2007), em todas as dosagens do coletor, exceto na dosagem de 10 mg/L. A flotabilidade do mineral rodonita, apresentado na figura 22, é máxima na dosagem de 40 mg/L, chegando próxima a 100 %, sendo que acima do pH 8, a flotabilidade aumentou para todas as dosagens de oleato de sódio, testadas.

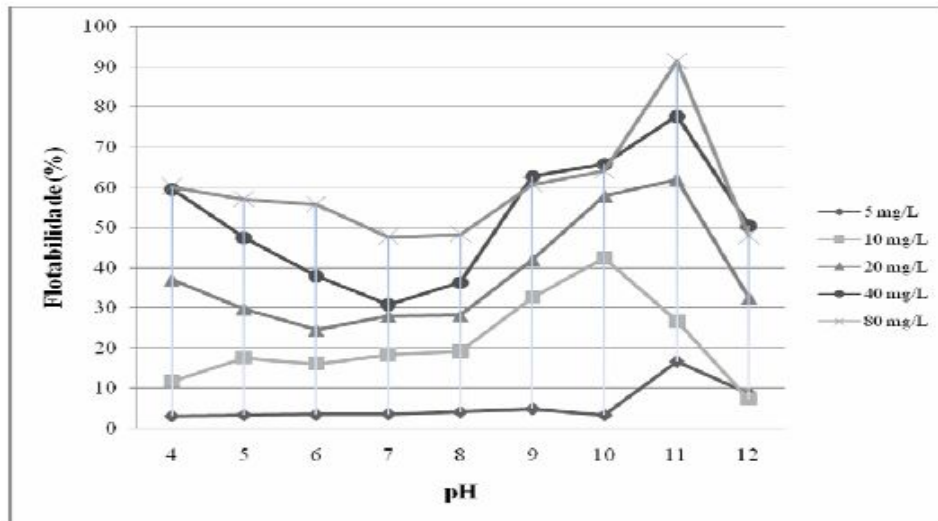


Figura 21: Flotabilidade da rodocrosita em função da dosagem do oleato de sódio e do pH (Lima e colaboradores, 2009)

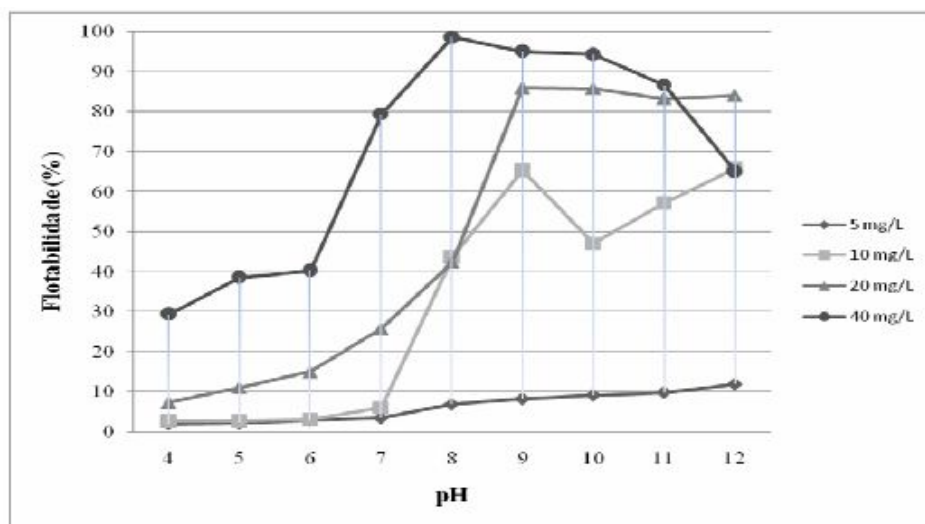


Figura 22: Flotabilidade da rodonita em função da dosagem do oleato de sódio e do pH (Lima e colaboradores, 2009)

O quartzo apresentou maior flotabilidade em pH 9, tendo uma queda acentuada de flotabilidade nos valores de pH acima de 9, veja a figura 23. O máximo de flotabilidade (90 %) encontrado para esse mineral, comparando-se a dosagem de 40 mg/L do coletor foi maior que o obtido para a rodocrosita (em torno de 75 %) e inferior ao obtido para a rodonita (aproximadamente 100 %).

Portanto, pode-se afirmar que o oleato de sódio apresenta alta afinidade com todos os minerais estudados, porém a seletividade é muito baixa, principalmente entre os minerais quartzo e rodonita, onde o melhor pH de flotabilidade é de 9 e 8, respectivamente,

sendo assim muito próximos, dificultando a separação seletiva dos mesmos, necessitando da utilização de modificadores (depressores) para alcançar essa seletividade.

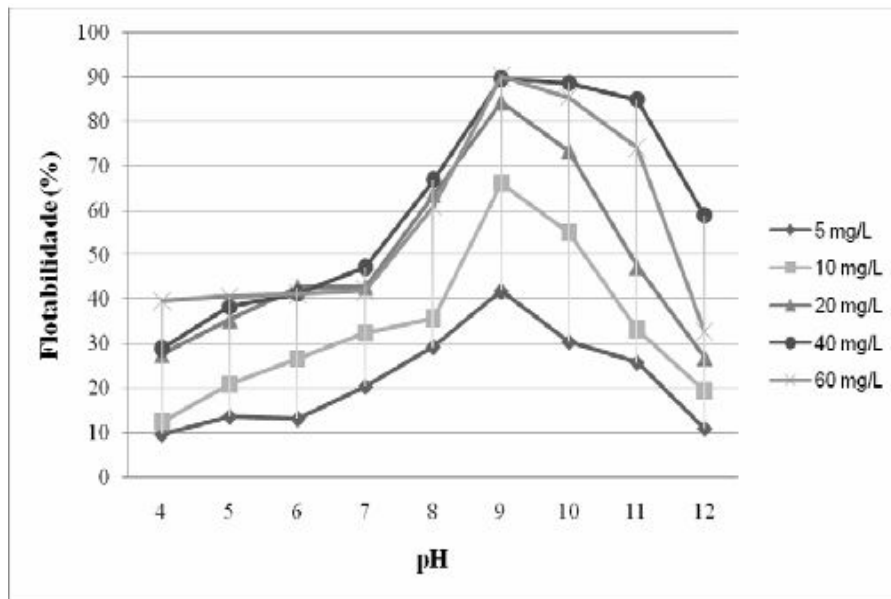


Figura 23: Flotabilidade do quartzo em função da dosagem do oleato de sódio e do pH (Lima e colaboradores, 2009)

4.6 – Calcinação

O processo de calcinação consiste de um aquecimento, sem que haja fusão, de um dado material, para se alcançar uma decomposição química. Geralmente, utiliza-se esta técnica para a remoção de água quimicamente combinada de óxidos hidratados e de gás carbônico de compostos de carbono e outros compostos (Parker, 1974; Rosenqvist, 1983).

A equação de decomposição de um carbonato de um metal divalente, como o manganês, é dada pela equação 24:



Sendo MnCO_3 e MnO sólidos puros com a atividade igual à unidade, a constante de equilíbrio para essa reação seria igual a pressão de dissociação do carbonato de manganês.

Para que ocorra a dissociação do carbonato, a pressão parcial do dióxido de carbono (CO_2) no forno deve ser inferior à pressão parcial do carbonato de manganês (Parker, 1974).

Por meio de um gráfico do logaritmo da pressão de decomposição versus o inverso da temperatura de alguns carbonatos e hidratos, apresentado na figura 24, percebe-se que a temperatura necessária para alcançar-se a decomposição na maioria dos carbonatos metálicos e hidratos de importância na metalurgia extrativa, sob atmosfera de 1 atm, varia consideravelmente de uma substância para outra. Observa-se que para a decomposição do carbonato de manganês ($MnCO_3$) a temperatura necessária é em torno de $300^\circ C$, enquanto que para o carbonato de cálcio ($CaCO_3$), esta ultrapassa os $900^\circ C$ (Rosenqvist, 1983; Parker, 1974).

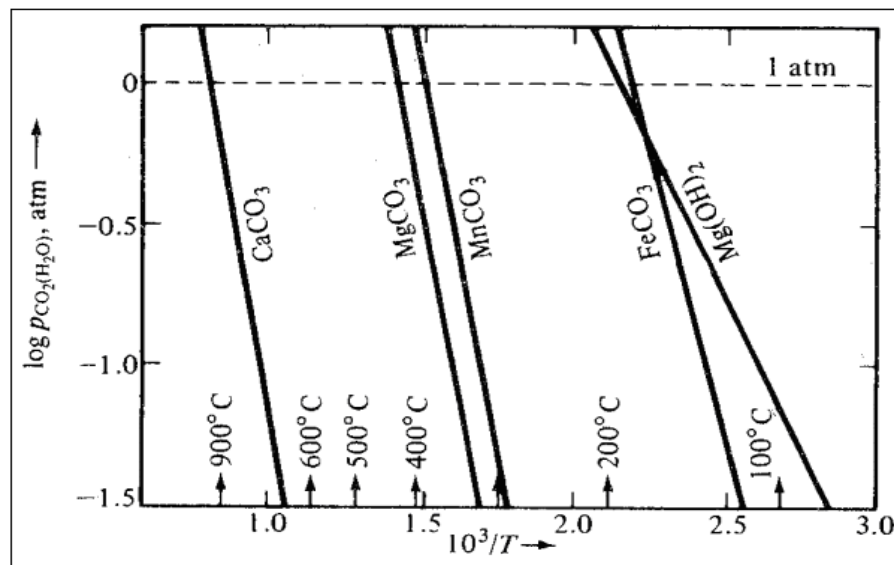


Figura 24: Logaritmo da pressão de decomposição de vários carbonatos e hidratos em função do inverso da temperatura (Rosenqvist, 1983)

Algumas correlações foram definidas em estudos realizados com calcário, carbonato de cálcio ($CaCO_3$), pelos autores Wuhrer, Satterfield e Feakes (apud. Rosenqvist, 1983):

- i. A velocidade de calcinação pode ser determinada, primeiramente, pela potência de calor necessária para a decomposição do carbonato;
- ii. A velocidade de decomposição química é proporcional ao diâmetro da partícula a ser calcinada;
- iii. O tempo necessário para se alcançar completa calcinação é proporcional ao diâmetro desta partícula.

A calcinação pode ser realizada, em escala industrial, em diferentes tipos de fornos, como o de leito fluidizado, o forno vertical e o forno rotatório horizontal, de acordo com as

características do material a ser calcinado. Para um material de partículas de tamanhos variados ou de partículas que se desintegram facilmente durante o processo, utiliza-se preferencialmente, o forno rotatório. Se o material consistir de partículas finas e uniformes, a calcinação pode ser realizada em fornos de leito fluidizado (Rosenqvist, 1983).

Ersahan e colaboradores (1994) estudaram o efeito da temperatura (500 a 850 °C) e tamanho das partículas (faixas: - 0,707 + 0,420 mm, - 0,250 + 0,177 mm, - 0,149 + 0,125 mm e - 0,125 + 0,088 mm) na perda de massa durante a calcinação “flash” do minério magnesita em reator de alimentação contínua. Correlacionando os experimentos, obteve-se que a perda de massa aumentou com o aumento da temperatura e redução da granulometria da amostra, logo, a maior perda de massa obtida, 43,2 %, foi para faixa granulométrica de - 0,125 a + 0,088 mm sob temperatura de 850 °C.

5 – MATERIAIS E METODOLOGIA

5.1 – Origem e Preparo das Amostras

Foram utilizadas amostras dos minerais puros, carbonato de manganês (rodocrosita sintética) da marca VETEC, rodonita fornecida pela RDM e o mineral quartzo proveniente da Formação Taboões do Quadrilátero Ferrífero, MG.

As etapas do preparo das amostras de quartzo e rodonita utilizadas nas análises da microflotação e do potencial zeta estão apresentadas nos fluxogramas das figuras 25 e 26, respectivamente. A rodocrosita foi utilizada nos testes de microflotação e na obtenção do espectro infravermelho á Transformada de Fourie (IV-TF) com aproximadamente 40 µm (granulometria de fabricação) e reduzida manualmente com o auxílio do grau de ágata a 10 µm para as análises de potencial zeta.

A amostra de rejeito do minério sílico-carbonatado utilizado nas análises de flotação em bancada foram fornecidos pela Unidade Morro da Mina - RDM em Conselheiro Lafaiete – MG. O preparo desta amostra ocorreu de acordo com o fluxograma da figura 27. A deslamagem foi efetuada em dois ciclos. Cada etapa constituiu de agitação por 5 minutos e decantação por 1 minuto, seguida de sifonamento. Antes do processo de deslamagem o minério apresentava teor de Mn de 27 % após este procedimento o teor foi reduzido para aproximadamente 25 % devido à retirada da lama.

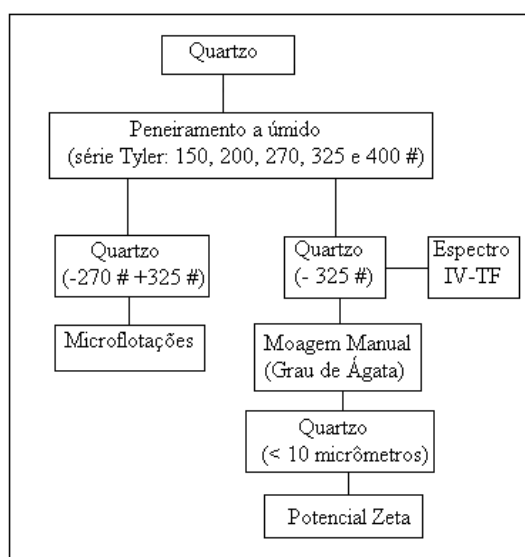


Figura 25: Fluxograma do preparo do mineral quartzo para os testes de microflotação e potencial zeta

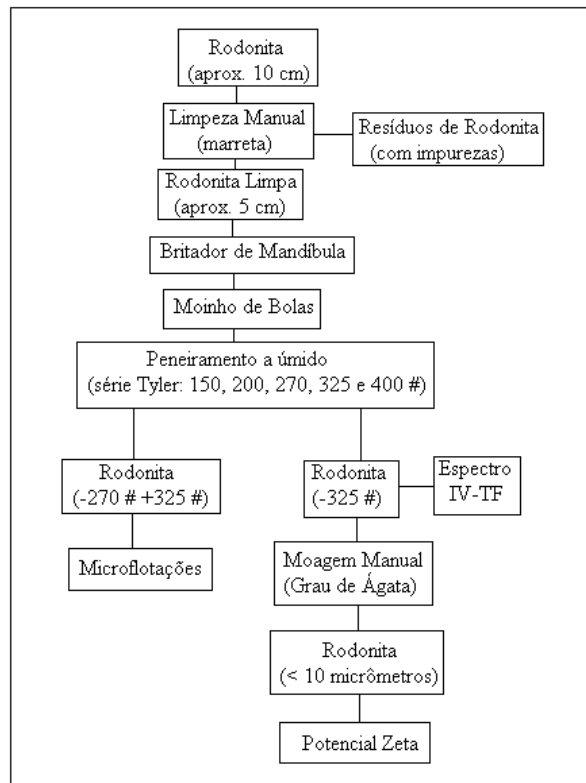


Figura 26: Fluxograma do preparo do mineral rodonita para os testes de microflotação e potencial zeta

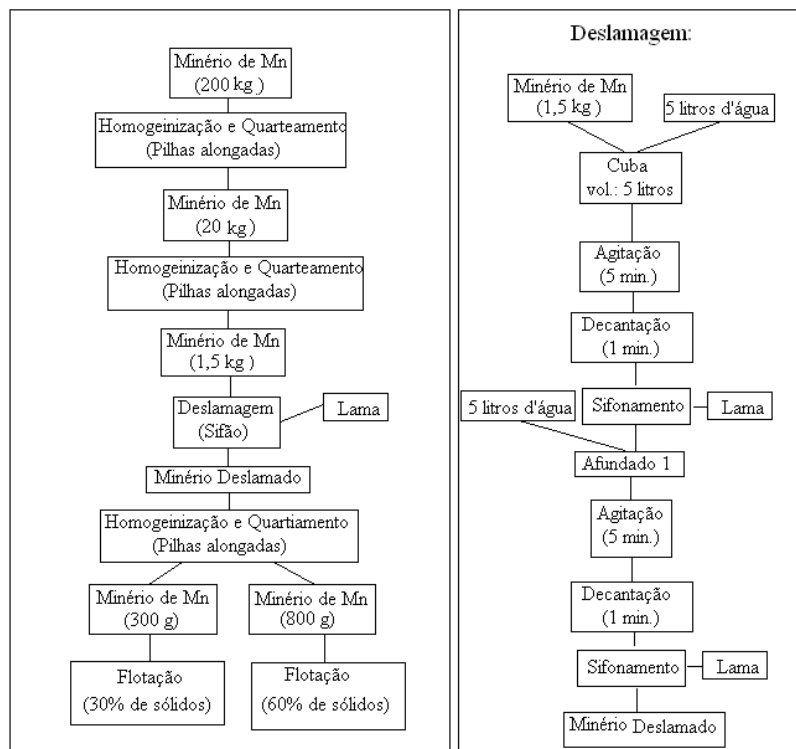


Figura 27: Fluxograma do preparo dos finos do minério de manganês para os testes de flotação em bancada

5.2 – Caracterização das Amostras Minerais e Reagentes

5.2.1 - Espectroscopia Infravermelha

A caracterização dos reagentes utilizados foi realizada por Espectroscopia Infravermelha por Transformada de Fourier (IV-TF) utilizando-se o difratômetro NICOLET 6700 do laboratório de Espectroscopia Infravermelha do DEMIN/UFOP.

Para a obtenção dos espectros infravermelhos das amostras minerais (rodocrosita, rodonita e quartzo), do coletor (ácido oleico) e dos depressores (metassilicato de sódio, fluorsilicato de sódio, amido de milho, dextrina branca, floatans T₀, T₁, T₅ e M₃) foi utilizada a técnica de transmissão.

No caso das amostras sólidas (minerais e depressores) foram confeccionadas pastilhas de uma mistura de uma pequena porção dos sólidos com brometo de potássio (KBr). Após cuidadosa homogeneização em um grau de água da mistura do mineral com KBr a mesma era transferida para o aparato de confecção (porta amostra e prensa manual), que posteriormente era introduzida no equipamento, efetuando-se 32 varreduras para a obtenção dos espectros.

A amostra do ácido oleico foi introduzida no porta-amostra para líquidos, que posteriormente, foi introduzida no equipamento para a obtenção do espectro efetuando-se 32 varreduras.

Cabe ressaltar, aqui, que o espectrômetro infravermelho durante a obtenção dos espectros foi submetido a purga constante com nitrogênio para a eliminação / minimização da umidade. Posteriormente, todos os espectros obtidos foram submetidos à operação de *smoth* do *softwer* OMNIC.

5.2.2 – Análise termogravimétrica (TGA) e térmica diferencial (DTA)

As análises de TGA e DTA foram feitas, simultaneamente, no aparelho de análise termogravimétrica da T A Instruments, modelo SDT 2960 Simultaneous DTA-TGA do Laboratório de Análises Térmicas do DEQUI / UFOP.

As análises termogravimétrica e térmica diferencial foram realizadas para o “minério in natura”, nas seguintes condições:

- i. Massa da amostra de 5 a 8 mg
- ii. Taxa de aquecimento de 10 °C / min
- iii. Ar sintético

- iv. Faixa de aquecimento variando desde a temperatura ambiente até o máximo alcançado pelo equipamento, 1350 °C.

5.3 – Microflotação

Os ensaios de microflotação em tudo de Hallimond modificado foram realizados para determinar o comportamento dos minerais de manganês e quartzo na presença do coletor oleato de sódio e diversos depressores, dentre eles o fluorsilicato de sódio (Na_2SiF_6), metasilicato de sódio (Na_2SiO_3), amido de milho, dextrina branca, Floatan T₀, Floatan T₁, Floatan T₃ e Floatan M₃.

Foram estudadas as variáveis: tipo e dosagem de depressor.

Os ensaios de microflotação foram realizados, em triplicata, de acordo com o procedimento descrito a seguir:

- i. Pesaram-se 1 g da amostra (rodonita, rodocrosita ou quartzo) e a transferiu para o tudo de Hallimond;
- ii. Adicionaram-se 270 mL das soluções dos depressores nas concentrações: 0,25; 0,5; 1,0; 10; 100; 250; 500; 1000; 2000 e 4000 mg/L com o pH previamente ajustado para 9 e 11;
- iii. Acionaram-se o cronômetro, ligou-se o agitador magnético e com o auxílio da barra magnética condicionou-se por 6 min. com o depressor;
- iv. Adicionaram-se o oleato de sódio nas concentrações de 80 mg/L para rodocrosita e 40 mg/L para o quartzo e a rodonita, e condicionou-se por mais 2 minutos;
- v. Abriu-se o registro de nitrogênio na vazão de 60 mL/min e flotou - se por 1 minuto;
- vi. Fechou-se o registro de nitrogênio, cessou-se a agitação e recolheram as frações flotado e afundado, separadamente;
- vii. Filtrou-se e secou-se cada fração que posteriormente foi pesada para o cálculo da flotabilidade de acordo com a fórmula:

$$\text{Flotabilidade (\%)} = \left[\left(\frac{m_f}{m_f + m_{af}} \right) \times 100 \right]$$

onde: m_f = massa do flotado e m_{af} = massa do afundado.

5.4 – Levantamento das Curvas de Potencial Zeta

A determinação da curva do potencial zeta foi efetuada para os minerais rodocrosita, rodonita e quartzo puros, na ausência e na presença de coletor, depressor e coletor/depressor. Foi utilizado o Zetâmetro Nano Z – Nanoseries, Malvern do Laboratório de Propriedades Interfaciais do DEMIN / UFOP.

A metodologia para a determinação das curvas de potencial zeta na ausência de reagentes em função do pH foi efetuada da seguinte forma:

- i. Preparou-se a dispersão do mineral com 0,5% de sólidos (p/v) usando água deionizada em béquer de 25 mL (dois béqueres para cada valor de pH);
- ii. Ajustou-se o pH para o valor desejado (rodocrosita de 4 a 12, rodonita e quartzo de 2 a 12), adicionando soluções diluídas dos reguladores de pH, ácido clorídrico (HCl) ou hidróxido de sódio (NaOH);
- iii. Introduziu-se esta dispersão na cubeta com o auxílio de uma seringa, sem que houvesse formação de bolhas de ar;
- iv. Inseriu-se a cubeta no equipamento e iniciou-se a análise (três leituras).

A metodologia para a determinação das curvas de potencial zeta na presença do coletor em função do pH foi efetuada da seguinte forma:

- i. Preparou-se a solução do coletor em balão volumétrico de 250 mL;
- ii. Pesou-se 0,125 g do mineral para cada valor de pH;
- iii. Ajustou-se o pH do coletor (25 mL) adicionando soluções diluídas dos reguladores de pH, ácido clorídrico (HCl) ou hidróxido de sódio (NaOH) (rodocrosita de 4 a 12, rodonita e quartzo de 2 a 12);
- iv. Adicionou-se o mineral (0,125 g);
- v. Manteve-se a dispersão (mineral / coletor) em agitação por 2 minutos;
- vi. Coletou-se a dispersão com o auxílio de uma seringa e a injetou na cubeta limpa e ambientizada com esta dispersão;
- vii. Secou-se a cubeta por fora e a inseriu no equipamento;
- viii. Plotou-se o gráfico (pz *versus* pH) com os valores dos potenciais fornecidos pelo zetâmetro.

A metodologia para a determinação das curvas de potencial zeta na presença dos depressores em função do pH foi efetuada da seguinte forma:

- i. Preparou-se a solução do depressor em balão volumétrico de 250 mL;
- ii. Pesou-se 0,125 g do mineral para cada valor de pH;
- iii. Ajustou-se o pH do depressor (25 mL) adicionando soluções diluídas dos reguladores de pH, ácido clorídrico (HCl) ou hidróxido de sódio (NaOH) (rodocrosita de 4 a 12, rodonita e quartzo de 2 a 12);
- iv. Adicionou-se o mineral pesado (0,125 g);
- v. Manteve-se a dispersão (mineral / depressor) em agitação por 6 minutos;
- vi. Coletou-se a dispersão com o auxílio de uma seringa e a injetou na cubeta limpa e ambientizada com esta dispersão;
- vii. Secou-se a cubeta por fora e a inseriu no equipamento;
- viii. Plotou-se o gráfico (pz *versus* pH) com os valores dos potenciais fornecidos pelo zetâmetro.

A metodologia para a determinação das curvas de potencial zeta na presença de coletor e depressor em função do pH foi efetuada da seguinte forma:

- i. Preparou-se a solução do depressor em balão volumétrico de 250 mL;
- ii. Preparou-se a solução do coletor em balão volumétrico de 100 mL;
- iii. Pesou-se 0,125 g do mineral para cada valor de pH;
- iv. Ajustou-se o pH do depressor (25 mL) adicionando soluções diluídas dos reguladores de pH, ácido clorídrico (HCl) ou hidróxido de sódio (NaOH) (rodocrosita de 4 a 12, rodonita e quartzo de 2 a 12);
- v. Adicionou-se o mineral (0,125 g);
- vi. Manteve-se a dispersão (mineral / depressor) em agitação por 6 minutos;
- vii. Adicionou-se o coletor e condicionou por mais 2 minutos;
- viii. Ajustou-se o pH novamente;
- ix. Coletou-se a dispersão (mineral /depressor/coletor) com o auxílio de uma seringa e a injetou na cubeta limpa e ambientizada com esta dispersão;
- x. Secou-se a cubeta por fora e a inseriu no equipamento;
- xi. Plotou-se o gráfico (pz *versus* pH) com os valores dos potenciais fornecidos pelo zetâmetro.

Cabe ressaltar aqui que todas as análises foram efetuadas em duplicata.

5.5 – Preparo das Soluções dos Reagentes

5.5.1 – Coletor oleato de sódio 1 % p/v

- i. Pesou-se 1 g de ácido oleico;
- ii. Adicionaram-se 10 mL de água destilada (sob agitação magnética);
- iii. Adicionaram-se 1,7 mL de hidróxido de sódio 10 % p/v (manteve sob agitação magnética até que a solução ficasse límpida de cor amarelada);
- iv. Levou-se para um balão volumétrico de 100 mL.

5.5.2 – Depressores

5.5.2.1 – Solução Mãe do depressor 1 % p/v

- i. Pesou-se 1 g do depressor ;
- ii. Diluiu-se em um béquer de 100 mL;
- iii. Levou-se para um balão volumétrico de 100 mL.

5.5.2.2 – Solução Mãe do depressor 0,01 % p/v

- i. Pesaram-se 0,01 g do depressor ;
- ii. Diluiu-se em um béquer de 100 mL;
- iii. Levou-se para um balão volumétrico de 100 mL.

5.5.2.3 – Solução do depressor a 100 mg/l

- i. Pipetaram-se 3,4 mL da solução mãe do depressor 1 % p/v;
- ii. Levou-se para um balão volumétrico de 250 mL.

5.5.2.4 – Solução do depressor a 0,5 mg/L

- i. Pipetaram-se 1,7 mL da solução mãe do depressor 0,01 % p/v;
- ii. Levou-se para um balão volumétrico de 250 mL.

5.5.3 – Solução NaOH 10 % p/v

- i. Pesaram-se 10 g de NaOH em béquer de 250 mL;
- ii. Adicionaram-se aproximadamente 80 mL de água destilada;
- iii. Dissolveu-se em banho gelado devido à liberação de calor;
- iv. Transferiu-se para balão volumétrico de 100 mL.

5.5.3.1 – Solução de NaOH 1 % p/v

- i. Pipetaram-se 10 mL da solução de NaOH 10 % p/v;
- ii. Levou-se para balão volumétrico de 100 mL.

5.5.4 – Solução de HCl 5 % v/v

- i. Pipetaram-se, com o auxílio de uma pêra, 13,5 mL de HCl P.A.;
- ii. Levou-se para balão volumétrico de 100 mL.

5.5.4.1 – Solução de HCl 1 % v/v

- i. Pipetaram-se 5 mL da solução de HCl 5 % v/v;
- ii. Levou-se para balão volumétrico de 100 mL.

5.6 - Ensaio de Flotação em Bancada

Os testes de flotação em escala de bancada foram realizados com as amostras dos finos do minério de manganês sílico-carbonatado, previamente deslamado, usando oleato de sódio e os depressores que se mostraram mais seletivos na separação entre os minerais de manganês e quartzo: fluorsilicato de sódio, Floatan T₁ e Floatan M₃.

Neste procedimento foram investigadas as variáveis, por planejamento estatístico de experimentos: (A) porcentagem de sólidos, (B) pH, (C) dosagem de coletor e (D) dosagem de depressores para as variáveis resposta: recuperação metalúrgica de Mn (Y₁), teores de Mn (Y₂), SiO₂ (Y₃) e Al₂O₃ (Y₄) no concentrado obtido. Na tabela 7 estão apresentadas as condições dos experimentos e os níveis das respectivas variáveis para o planejamento estatístico da flotação em bancada.

Tabela 7. Condições experimentais do planejamento fatorial para flotação em bancada

Variáveis	Níveis		Legenda
	-	+	
Porcentagem de sólidos (%)	30	60	A
pH	9	11	B
Dosagem de coletor (g/t)	500	1000	C
Dosagem de depressor (g/t)	500	1000	D

Nas tabelas 8, 9 e 10 estão apresentadas as matrizes do planejamento estatístico do Minitab 15 para os depressores fluorsilicato de sódio, floatan T₁ e floatan M₃, respectivamente.

Tabela 8. Planejamento estatístico para o depressor fluorsilicato de sódio

Teste	A	B	C	D
1	60	11	1000	500
2	30	11	1000	500
3	30	11	500	1000
4	60	11	1000	500
5	30	9	1000	500
6	60	9	500	500
7	60	11	1000	1000
8	30	11	1000	1000
9	60	9	1000	1000
10	60	9	500	1000
11	30	11	1000	500
12	30	9	500	1000
13	30	11	500	500
14	30	9	500	1000
15	30	9	1000	1000
16	60	9	1000	500
17	60	9	1000	500
18	30	9	1000	1000
19	60	11	500	1000
20	60	11	500	500
21	60	11	500	500
22	60	9	500	1000
23	60	9	1000	1000
24	30	9	1000	500
25	60	11	1000	1000
26	30	9	500	500
27	60	9	500	500
28	60	11	500	1000
29	30	11	1000	1000
30	30	11	500	1000
31	30	9	500	500
32	30	11	500	500

Tabela 9. Planejamento estatístico para o depressor floatan T₁

Teste	A	B	C	D
1	60	9	1000	1000
2	30	9	1000	1000
3	60	9	1000	500
4	60	11	1000	1000
5	60	11	1000	1000
6	60	11	1000	500
7	60	11	500	500
8	30	11	1000	1000
9	60	11	500	1000
10	60	11	500	500
11	60	9	1000	1000
12	30	11	1000	500
13	30	11	500	500
14	30	11	500	1000
15	60	9	500	500
16	30	11	500	1000
17	30	9	500	500
18	60	9	500	500
19	60	9	500	1000
20	60	11	500	1000
21	60	9	1000	500
22	30	9	500	1000
23	30	11	1000	1000
24	30	11	500	500
25	60	9	500	1000
26	30	9	500	1000
27	30	9	1000	1000
28	30	9	1000	500
29	30	11	1000	500
30	30	9	500	500
31	30	9	1000	500
32	60	11	1000	500

Tabela 10. Planejamento estatístico para o depressor floatan M₃

Teste	A	B	C	D
1	60	9	500	1000
2	30	9	500	500
3	60	9	1000	1000
4	30	9	1000	1000
5	30	9	500	1000
6	60	11	1000	1000
7	30	11	500	1000
8	30	9	1000	1000
9	30	9	500	500
10	30	9	1000	500
11	30	11	500	500
12	30	9	1000	500
13	60	9	1000	500
14	30	11	1000	1000
15	60	9	1000	500
16	60	9	500	1000
17	60	11	1000	1000
18	60	11	500	500
19	30	11	500	500
20	30	11	500	1000
21	30	11	1000	1000
22	60	11	500	500
23	30	11	1000	500
24	60	9	500	500
25	30	9	500	1000
26	60	11	500	1000
27	30	11	1000	500
28	60	11	1000	500
29	60	11	500	1000
30	60	11	1000	500
31	60	9	1000	1000
32	60	9	500	500

O procedimento padrão dos ensaios de flotação em bancada foi o seguinte:

- i. Calibrou-se o pH-metro na faixa alcalina;
- ii. Adicionou-se o minério de manganês na cuba de 1L;
- iii. Adicionou-se o volume de água necessário para obtenção da polpa com a porcentagem de sólidos desejada, descontando-se volume das soluções de coletor e depressor;
- iv. Ligou-se o rotor em 1200 rpm;
- v. Adicionou-se o volume adequado de depressor (solução a 0,5 % p/v);
- vi. Ajustou-se o pH: 9 ou 11 (adicionando NaOH 10 %);

- vii. Condicionou-se por 6 min;
- viii. Adicionou-se o volume adequado do coletor oleato de sódio (solução a1 % p/v);
- ix. Condicionou-se por 2 min;
- x. Verificou-se o pH (se necessário, reajustou-o);
- xi. Introduziu-se o gás e flotou-se por 1 min;
- xii. Retiraram-se os produtos flotado e afundado, secou-se e pesou-se;
- xiii. Após secagem, homogeneizou-se, quarteou-se e pulverizou-se o flotado e o afundado, que foram enviados para RDM – Morro da Mina para análise química (Mn, SiO₂, Fe₂O₃ e Al₂O₄);
- xiv. Calcularam-se os balanços de massas e metalúrgicos (apresentados no apêndice 1).

5.7 – Calcinação em escala de bancada

A calcinação das amostras foi efetuada no forno Lavoisier modelo 402 D do Laboratório de Flotação do DEMIN/UFOP, seguindo as temperaturas e os tempos de aquecimentos previamente determinadas nas análises de TGA e DTA.

Foram efetuados estudos de calcinação com 80 g das amostras do minério de manganês deslamado “in natura”, nas temperaturas de 450°C durante 12h, 700°C duração de 4h e 1000°C durante 2h.

Após a calcinação das amostras, foram efetuadas as análises químicas dos seguintes elementos e/ou compostos químicos: Mn, SiO₂, Fe₂O₃ e Al₂O₄.

6 – RESULTADOS E DISCUSSÃO

6.1 - Caracterização das Amostras Mineraiis e Reagentes

6.1.1 – Composição química da amostra de finos deslamado

Na tabela 11 estão apresentados os teores da amostra de finos/resíduos do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina após a deslamagem, que foi obtida através da média aritmética dos teores recalculados dos balanços metalúrgicos dos ensaios de flotação em bancada.

Tabela 11. Teores recalculados dos finos do minério sílico-carbonatado deslamado

Elemento Químico/Composto	Teor (%)
Mn	26,4
SiO ₂	30,6
Al ₂ O ₃	11,2

6.1.2 - Espectroscopia infravermelha a transformada de Fourier (IV-TF)

6.1.2.1 – Mineraiis

Os espectros no infravermelho por transmissão dos mineraiis puros utilizados nos ensaios de microflotação, potencial zeta e flotação de bancada estão apresentados nas figuras 28 a 30.

Na figura 28, o espectro do quartzo Taboões apresenta banda larga em 1187,37 cm⁻¹ que é atribuída à vibração axial assimétrica do grupo Si-O-Si, bandas em 791,57 e 693,87 cm⁻¹ que são atribuídas a vibração axial simétrica deste mesmo grupo e a banda ligeiramente alargada em 465,25 cm⁻¹ referente a deformação do grupo Si-O-Si em O-Si-O devido a não movimentação do Si nesta espécie. O espectro do quartzo Taboões obtido neste estudo foi idêntico ao determinado por Lima (1997).

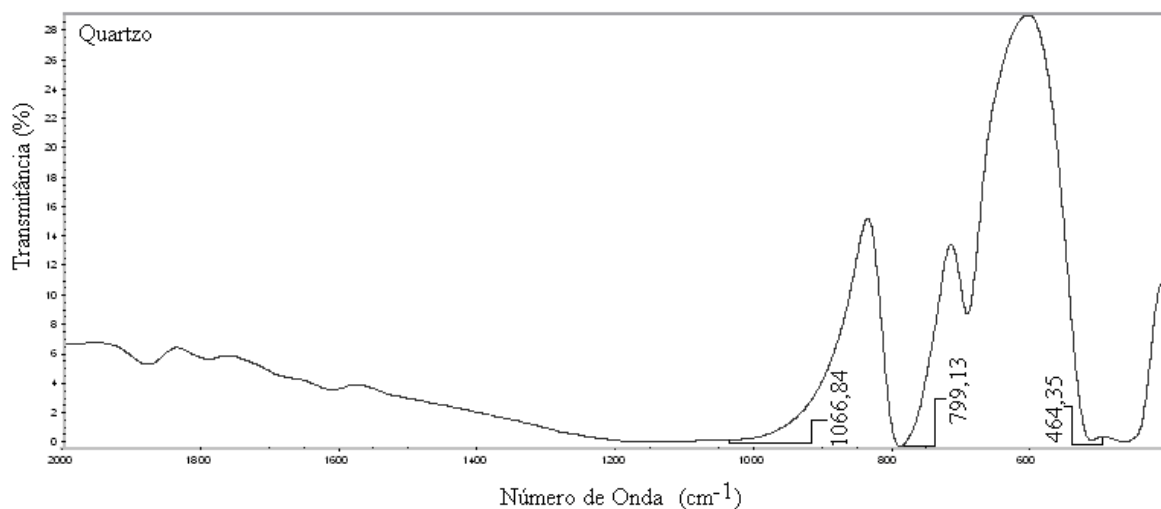


Figura 28: Espectro infravermelho do quartzo Taboões

No espectro obtido para mineral rodocrosita, cuja estrutura espacial é um triângulo planar com três pontos simétricos, figura 29, observa-se estiramento assimétrico das ligações C-O em $1417,57\text{ cm}^{-1}$, ligações do tipo Mn-O, fora do plano, representadas pelo pico em $863,14\text{ cm}^{-1}$ e ligações C-O dentro do plano em $725,19\text{ cm}^{-1}$. Este espectro foi coincidente com o espectro obtido por Farmer (1974).

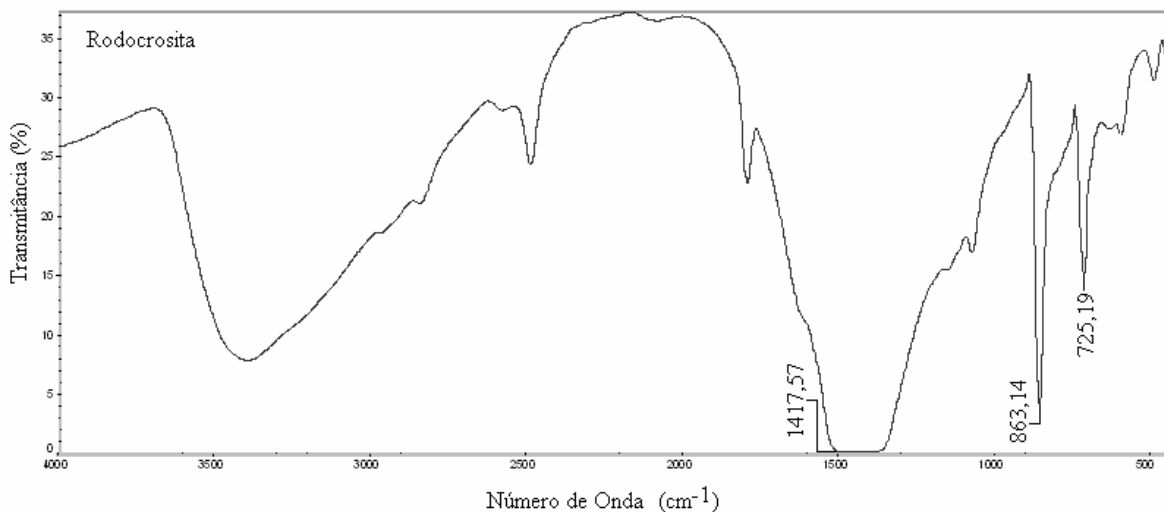


Figura 29: Espectro infravermelho da rodocrosita

O espectro da rodonita está apresentado na figura 30, pela qual se observa uma banda larga em $1058,74\text{ cm}^{-1}$ que pode ser atribuída à vibração axial assimétrica do grupo Si-O-Si, bandas em $720,18$ e $666,73\text{ cm}^{-1}$ que podem ser atribuídas a vibração axial simétrica deste mesmo grupo.

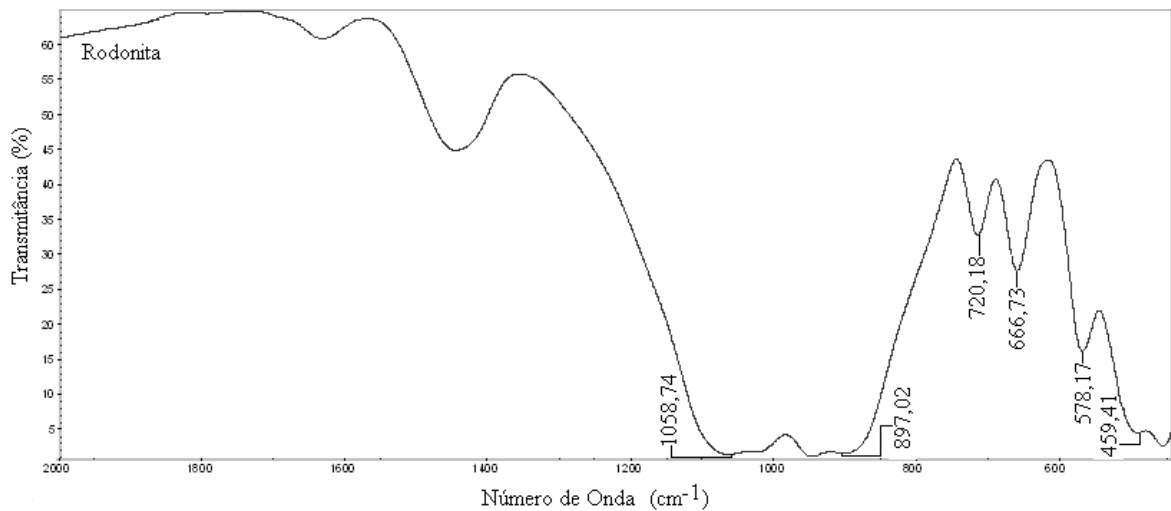


Figura 30: Espectro infravermelho da rodonita

6.1.2.2 - Reagentes

Os espectros no infravermelho por transmissão dos reagentes utilizados nos ensaios de microflotação, potencial zeta e flotação de bancada estão apresentados nas figuras 31 a 39.

O espectro infravermelho do ácido oleico, figura 31, apresenta banda larga referente à deformação axial da ligação O-H ($3006,90\text{ cm}^{-1}$) sobreposta às bandas de estiramento assimétrico e simétrico das ligações C-H do grupo CH_2 ($2925,3$ e $2854,36\text{ cm}^{-1}$ respectivamente), deformação axial de C=O carboxílica do dímero ($1711,56\text{ cm}^{-1}$), deformação angular do plano de C-O-H ($1412,55\text{ cm}^{-1}$), deformação axial do dímero C-O ($1285,26\text{ cm}^{-1}$), deformação angular fora do plano da ligação O-H ($938,34\text{ cm}^{-1}$) e deformação angular assimétrica no plano $(\text{CH}_2)_n$ sendo $n \geq 4$ ($723,74\text{ cm}^{-1}$), veja as atribuições de raias obtidas por Oliveira (2005).

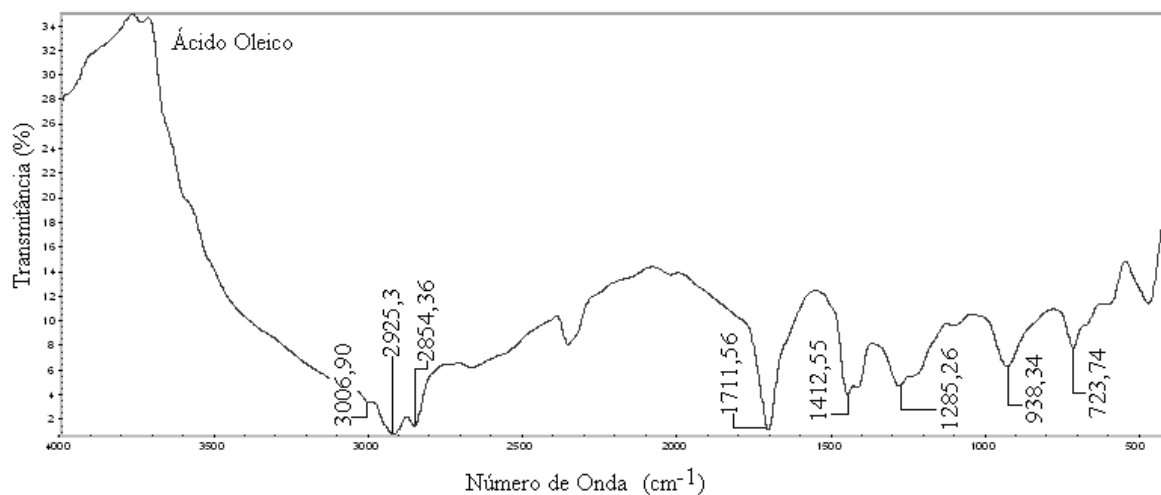


Figura 31: Espectro infravermelho do ácido oleico

Na figura 32 está apresentado o espectro infravermelho do metasilicato de sódio, onde se observa a presença de uma banda forte e delgada em 512 cm^{-1} referente à baixa frequência devido à não movimentação do Si nesta espécie deformando-se em O-Si-O, banda referente às ligações Si-O-Si em $799,13\text{ cm}^{-1}$. Foram observadas essas mesmas bandas no fluorsilicato de sódio (figura 33).

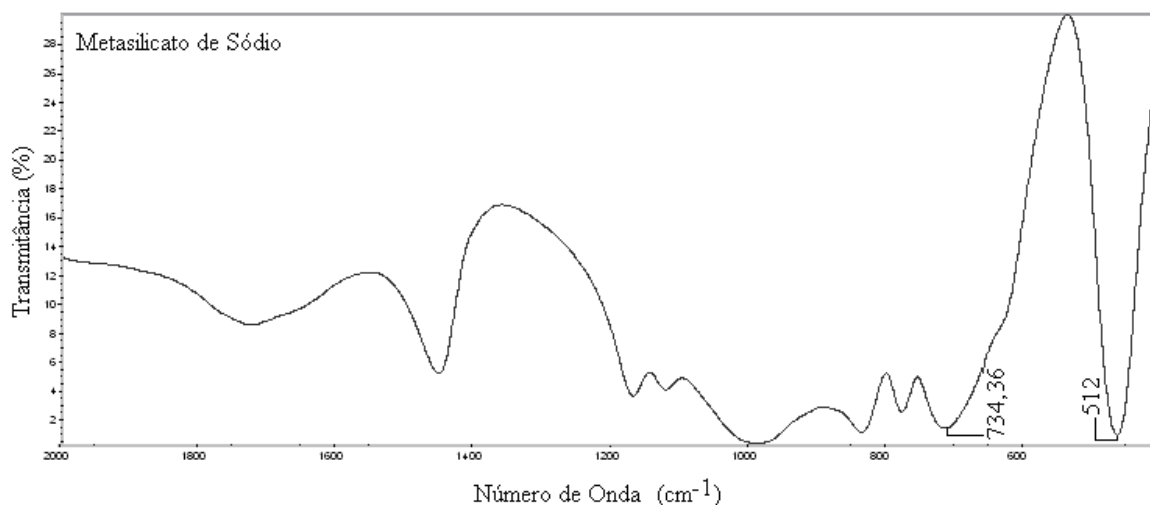


Figura 32: Espectro infravermelho do metasilicato de sódio

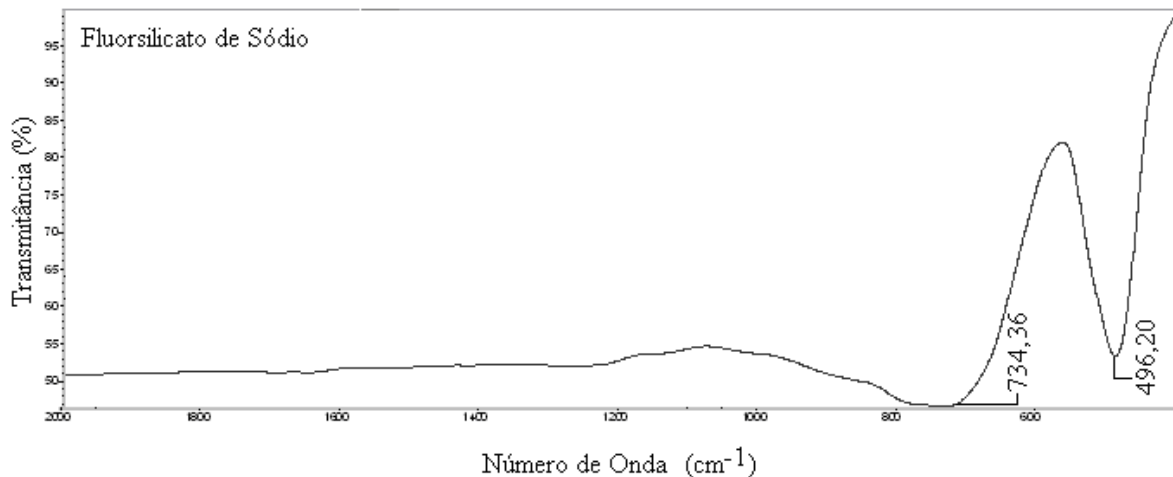


Figura 33: Espectro infravermelho do fluorsilicato de sódio

No espectro do amido de milho (Santa Amália), figura 34, observa-se uma banda larga e forte, característica do estiramento da ligação O-H com ligações de hidrogênio intermoleculares ($3406,82\text{ cm}^{-1}$), estiramento assimétrico da ligação C-H do grupo CH_2 ($2930,45\text{ cm}^{-1}$), deformação angular no plano de C-O-H do anel aromático ($1157,61\text{ cm}^{-1}$), vibração de estiramento assimétrico do anel ($994,39\text{ cm}^{-1}$), deformação C-H da forma anomérica ($855,19\text{ cm}^{-1}$) e vibração de estiramento simétrico do anel ($763,27\text{ cm}^{-1}$), veja atribuições de raias efetuadas por Lima (1997).

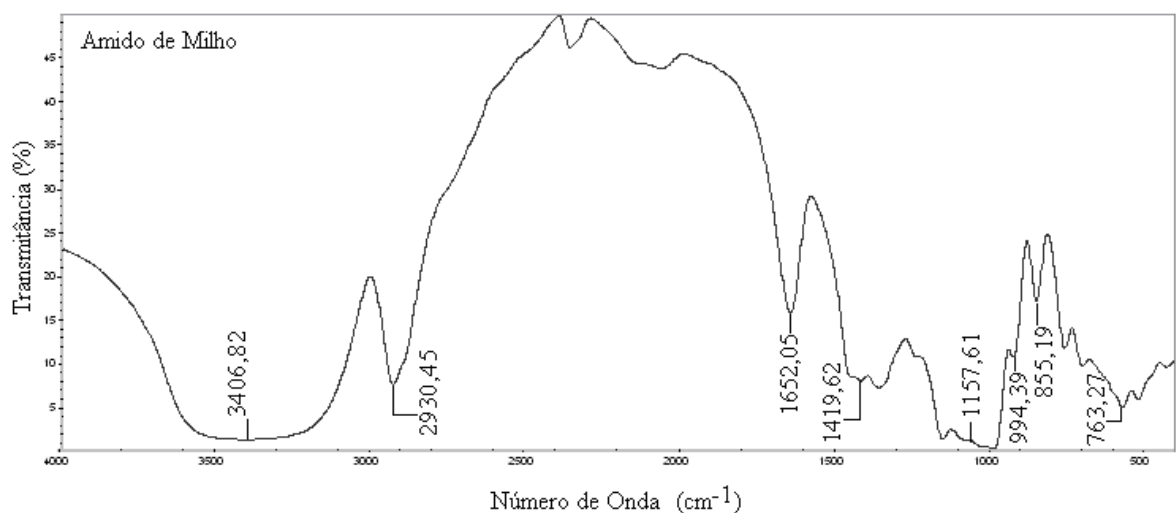


Figura 34: Espectro infravermelho do amido de milho (Santa Amália)

O espectro da dextrina branca está apresentado na figura 35 é muito semelhante ao do amido, diferindo apenas nas intensidades dos picos.

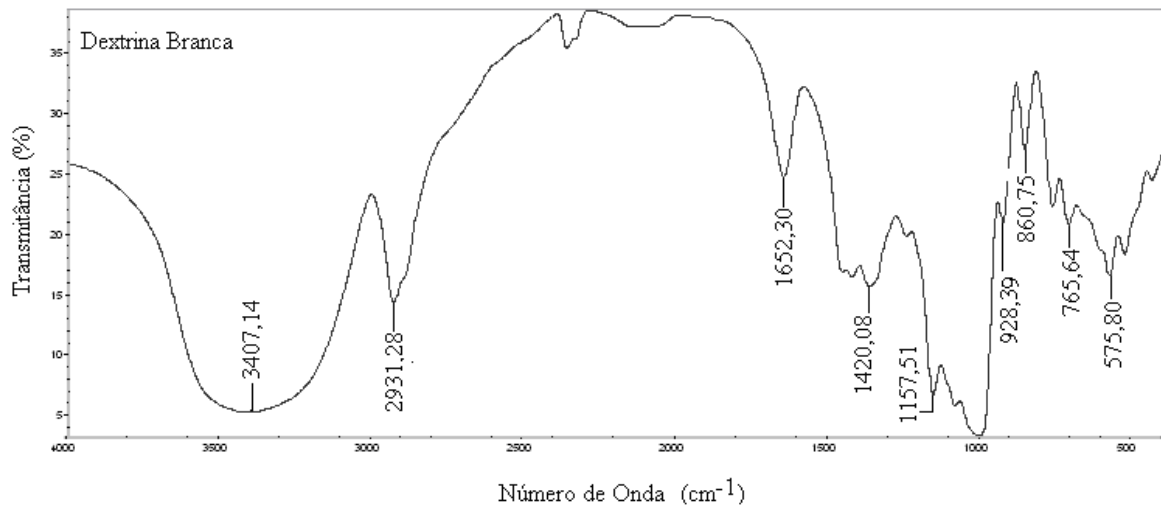


Figura 35: Espectro infravermelho da dextrina branca

Os espectros dos depressores Floatan T₀, T₁, T₅ e M₃ estão apresentados nas figuras 36, 37, 38 e 39, respectivamente. Observa-se que esses espectros são muito semelhantes variando apenas nas intensidades dos picos para os Floatans T₁ e M₃ em relação aos Floatans T₀ e T₅, que são idênticos. Para a banda presente na faixa de 3000 a 3600 cm⁻¹ sugere-se a presença de ligações de hidrogênio intermoleculares devido à presença de grupos fenólicos, uma leve protuberância da curva em 2900 e 3000 cm⁻¹ indica a presença de grupos alifáticos (CH₂ e CH₃) devido ao. O pico entre 1600 e 1650 cm⁻¹ indicam ligações do tipo C=C de anéis aromáticos e os picos em torno de 1190 cm⁻¹ indicam a presença das ligações C-O-C do grupo éter. Veja a semelhança das atribuições de raios do quebraxo efetuadas por Yurtsever et al (2009).

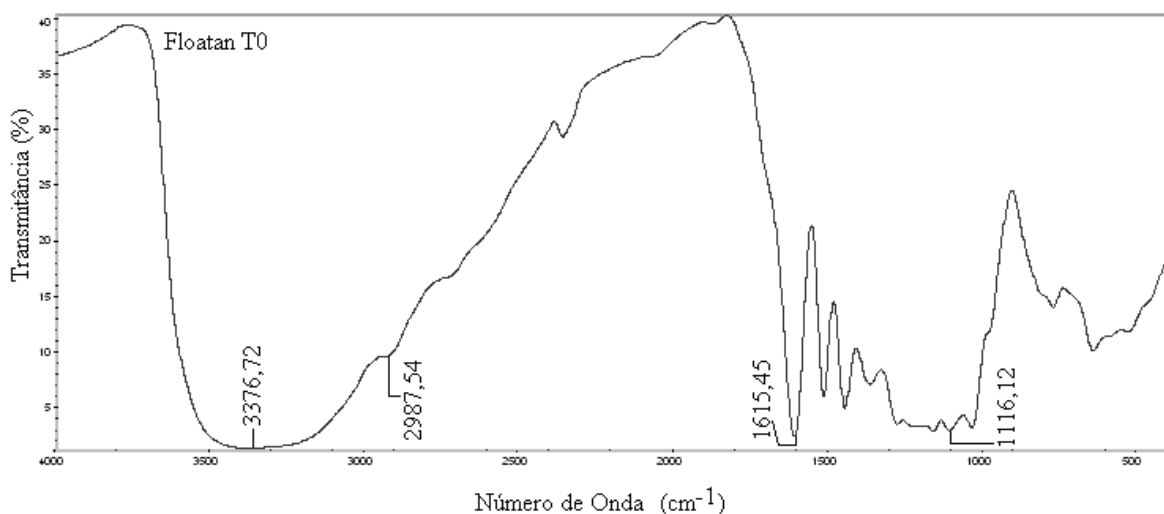


Figura 36: Espectro infravermelho do Floatan T₀

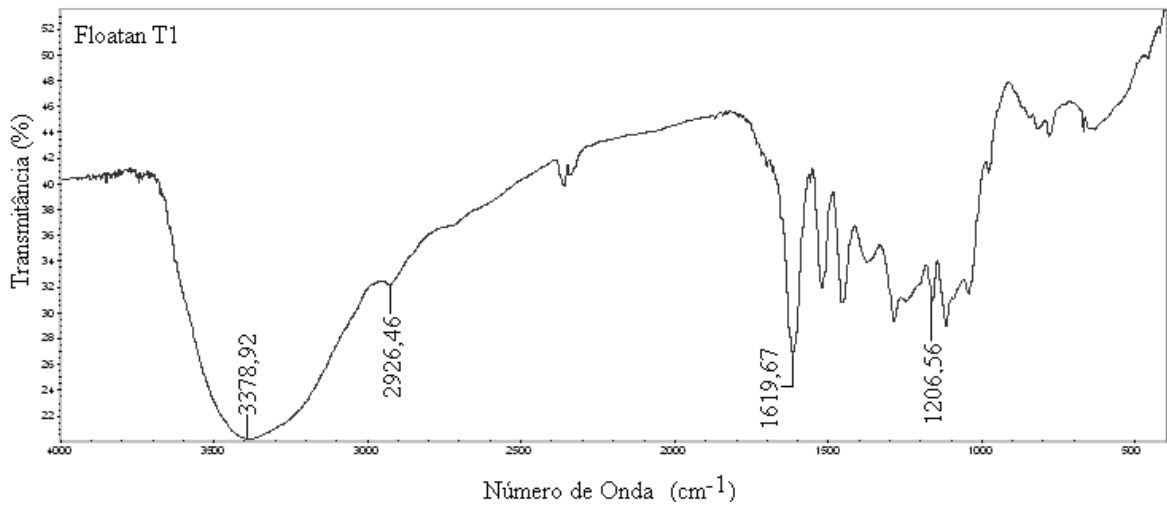


Figura 37: Espectro infravermelho do Floatan T₁

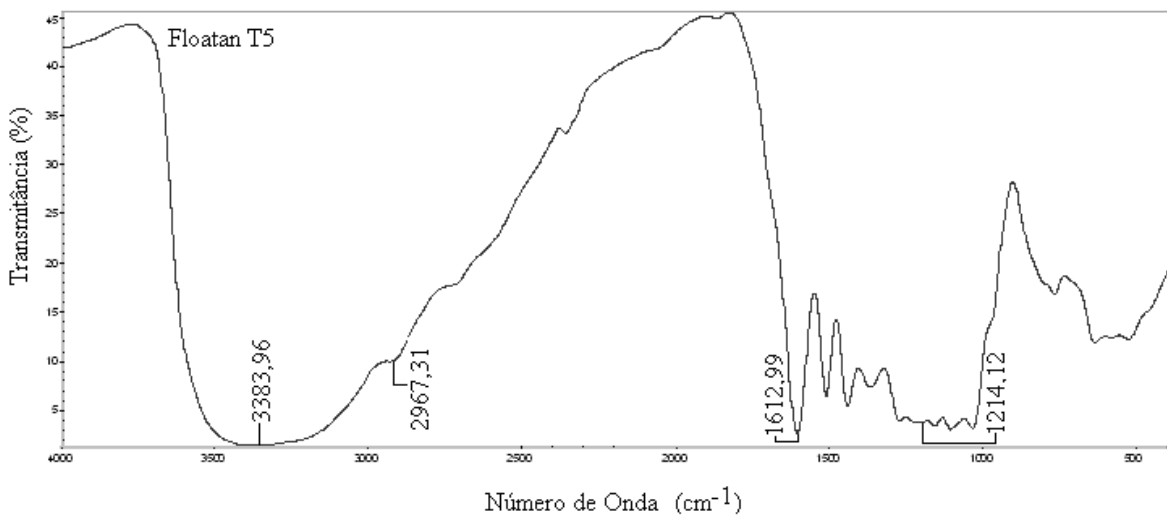


Figura 38: Espectro infravermelho do Floatan T₅

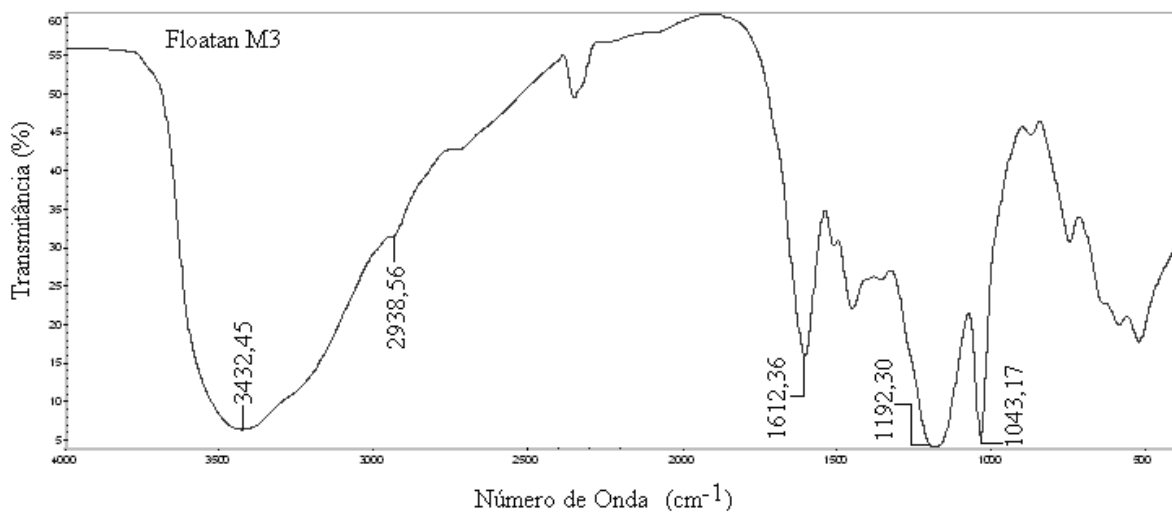


Figura 39: Espectro infravermelho do Floatan M₃

6.2 – Análises Termogravimétrica e Térmica Diferencial

Na figura 40 estão apresentados os resultados das análises termogravimétrica (TG), térmica diferencial (TD) e a variação de massa da amostra do minério de manganês in natura.

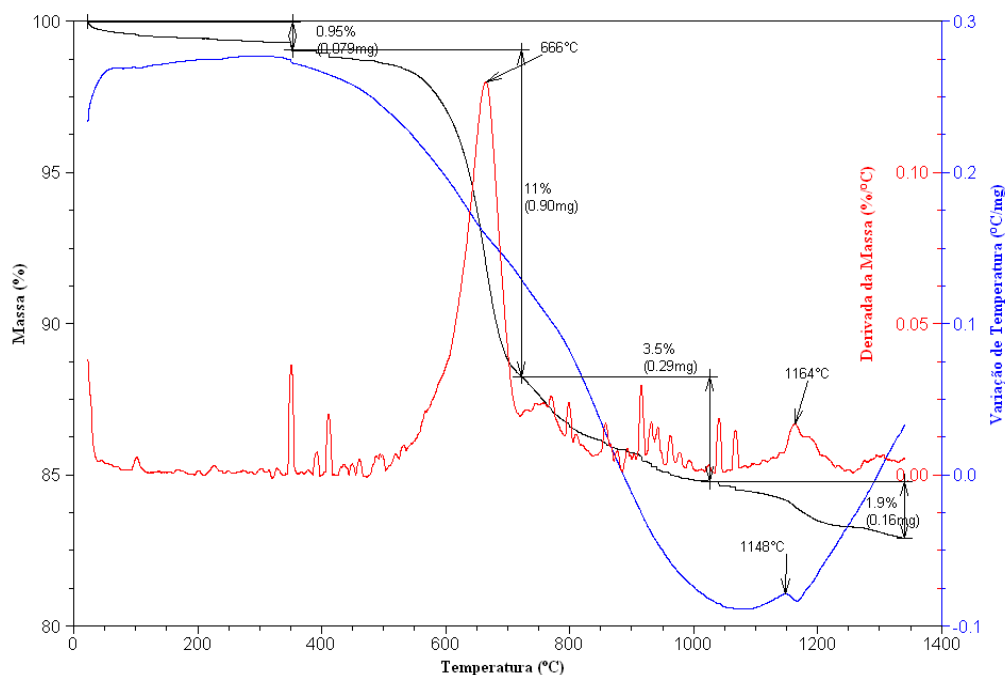


Figura 40: Curva de TG para o processo de decomposição térmica em uma única etapa (em preto), termograma diferencial (em azul) e derivada da massa (vermelho) do minério de manganês in natura

A derivada da massa durante o aquecimento apresenta as temperaturas em que ocorreram maiores perdas de massa, como em 666 °C, referente à perda de CO₂, assim como as temperaturas de 350, 900 e 1164 °C. Com isto, foram definidas as temperaturas para os testes exploratórios da calcinação na mufla sendo elas de 450, 700 e 1000 °C. Segundo a curva de decomposição térmica, observa-se que a maior perda de massa foi de 11 % a 666 °C e, de acordo com o termograma diferencial à temperatura de 1100 °C toda a amostra foi decomposta.

6.3 – Ensaios de Microflotação

6.3.1 – Sistema oleato de sódio / metassilicato de sódio

As flotabilidades dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio (40 mg/L para o quartzo e rodonita e 80 mg/L para rodocrosita) e depressor metassilicato de sódio em pH 9 e 11 estão apresentadas nas figuras 41 e 42, respectivamente.

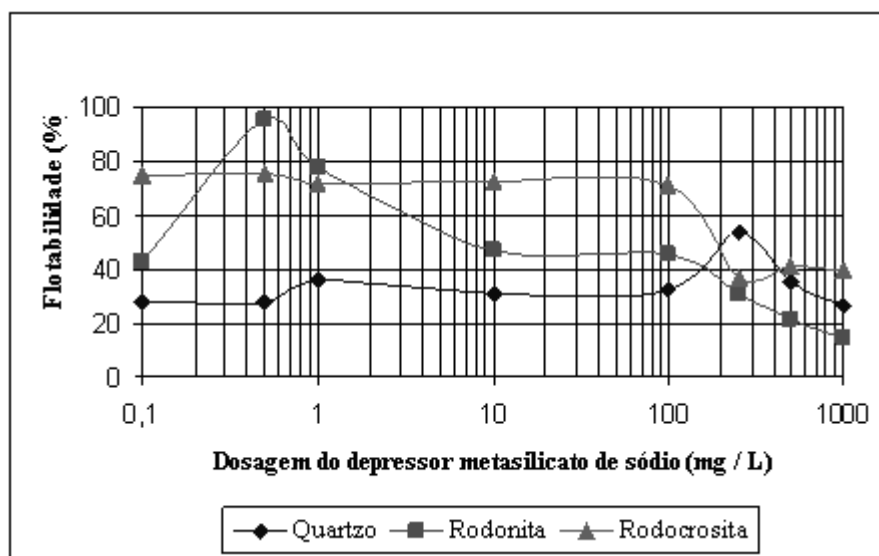


Figura 41: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor metassilicato de sódio em pH 9

A recuperação dos minerais condicionados com coletor oleato de sódio e o depressor metassilicato de sódio (0,5 mg/L) em pH 9, figura 41, foi de 95 % para rodonita seguida pela rodocrosita com 75 % e quartzo com 30 %.

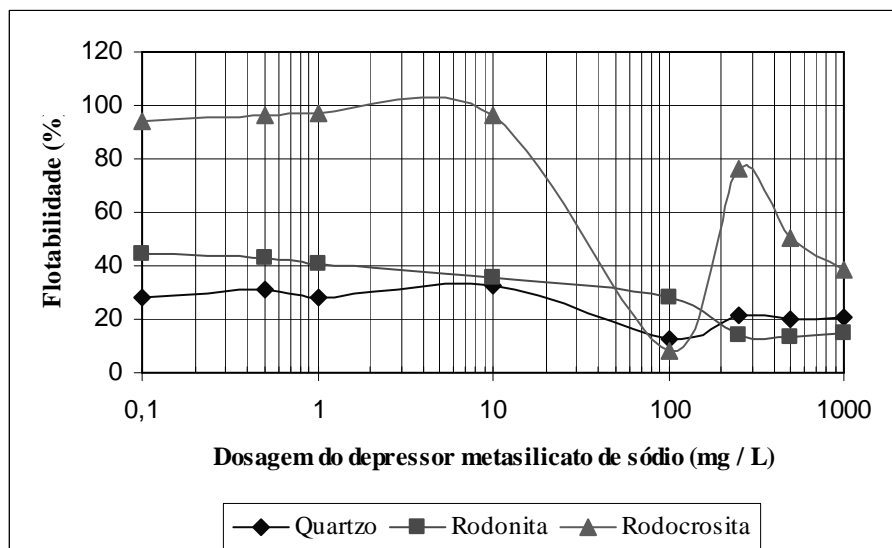


Figura 42: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor metasilicato de sódio em pH 11

Na figura 42, condicionamento com oleato de sódio e metasilicato de sódio em pH 11, o mineral com maior recuperação foi a rodocrosita com 95 %, seguida da rodonita com 45 % e por último o quartzo com 30%. Portanto, pode-se dizer que em pH 9 a separação entre os minerais de manganês do quartzo foi mais seletiva do que em pH 11, nas concentrações variando de 0,5 a 1 mg/L de depressor.

6.3.2 – Sistema oleato de sódio / fluorsilicato de sódio

As flotabilidades dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio (40 mg/L para o quartzo e rodonita e 80 mg/L para rodocrosita) e depressor fluorsilicato de sódio em pH 9 e 11 estão apresentadas nas figuras 43 e 44, respectivamente.

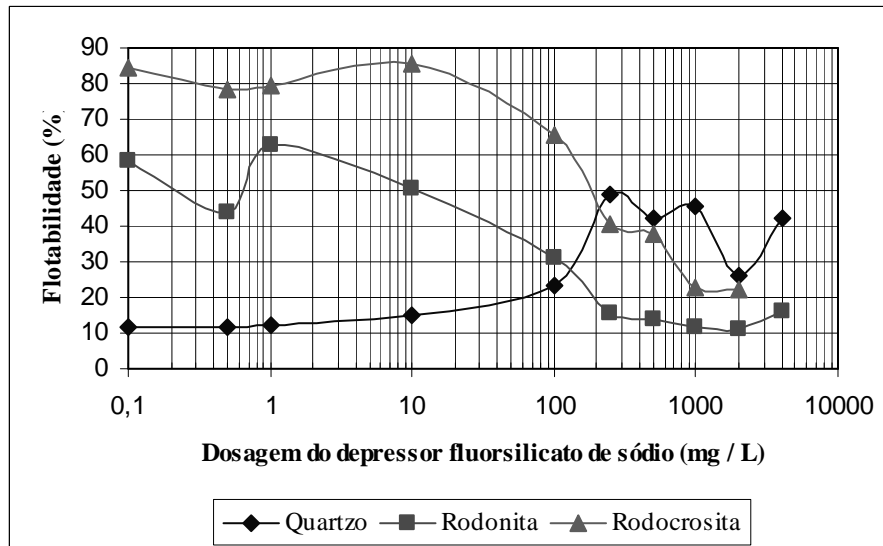


Figura 43: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor fluorsilicato de sódio em pH 9

Observa-se na figura 43 que a recuperação do mineral rodocrosita em pH 9 foi de aproximadamente 80 % nas concentrações de 0,5 a 1 mg/L e na mesma faixa de concentração do fluorsilicato de sódio a recuperação do mineral rodonita foi de 40 a 60 % estando elas bem distante da recuperação do quartzo, que se apresentou em torno de 10 %.

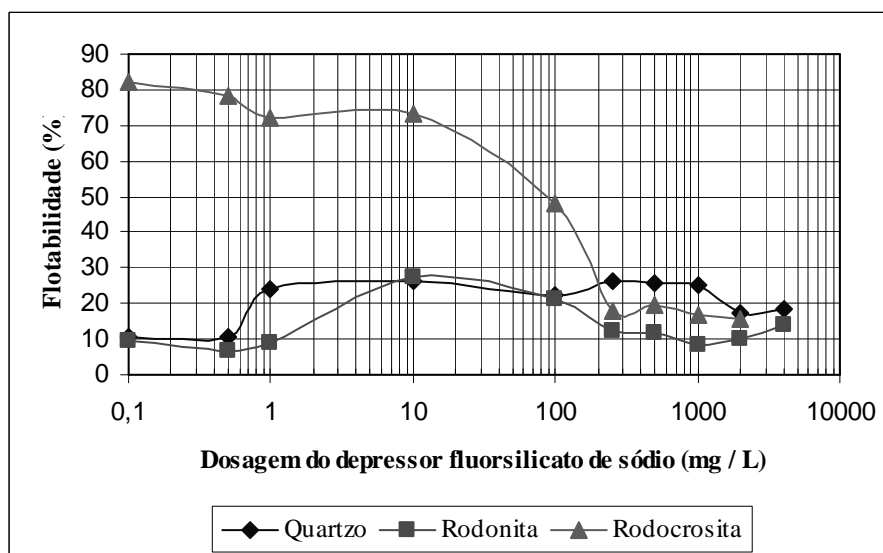


Figura 44: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor fluorsilicato de sódio em pH 11

Em pH 11, figura 44, a recuperação dos minerais rodonita e quartzo foram de 10 a 20 %, enquanto que a recuperação do mineral rodocrosita foi de 80 % nesta mesma faixa

de concentração. Logo, verifica-se que nos testes realizados em pH 9 obteve-se melhor seletividade entre os minerais de manganês do que no mineral quartzo em relação aos testes realizados em pH 11, onde o mineral rodonita foi deprimido na mesma intensidade do quartzo.

Comparando-se o comportamento do metassilicato de sódio com o fluorsilicato de sódio em pH 9, figuras 36 e 38, verifica-se que o fluorsilicato de sódio é o depressor mais eficiente, pois consegue deprimir o quartzo com maior intensidade (10 % de flotabilidade) do que o metassilicato de sódio (30 %).

6.3.3 – Sistema oleato de sódio / amido de milho

Na figura 45 observa-se que as concentrações do depressor amido de milho em pH 9 que apresentaram maiores flotabilidades (90, 50 e 35 %) para os três minerais, rodocrosita, rodonita e quartzo nesta ordem, foram 0,5 e 1 mg/L.

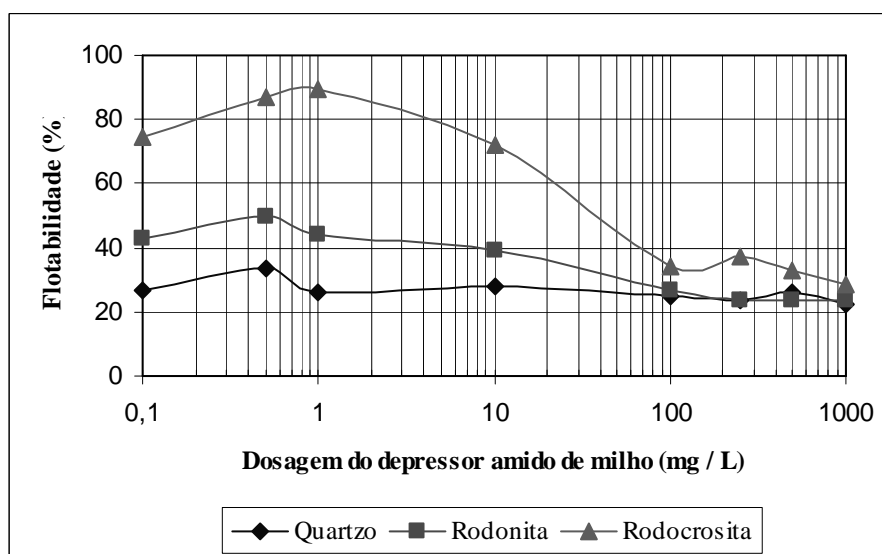


Figura 45: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor amido de milho em pH 9

Em pH 11, figura 46, a flotabilidade do mineral rodocrosita permaneceu semelhante ao pH 9 (90 %) porém, para a rodonita e quartzo a flotabilidade reduziu para 25 % e 20 %, respectivamente. Logo, o condicionamento dos minerais com o amido de milho em pH 9 apresentou-se mais promissor em relação ao pH 11 para separação dos minerais de manganês do mineral quartzo, pois este último foi mais deprimido do que os minerais de interesse. Porém o desempenho do depressor fluorsilicato de sódio em pH 9 foi melhor em

relação ao amido de milho no mesmo pH, pois deprimiu menos os minerais de Mn e mais o mineral quartzo.

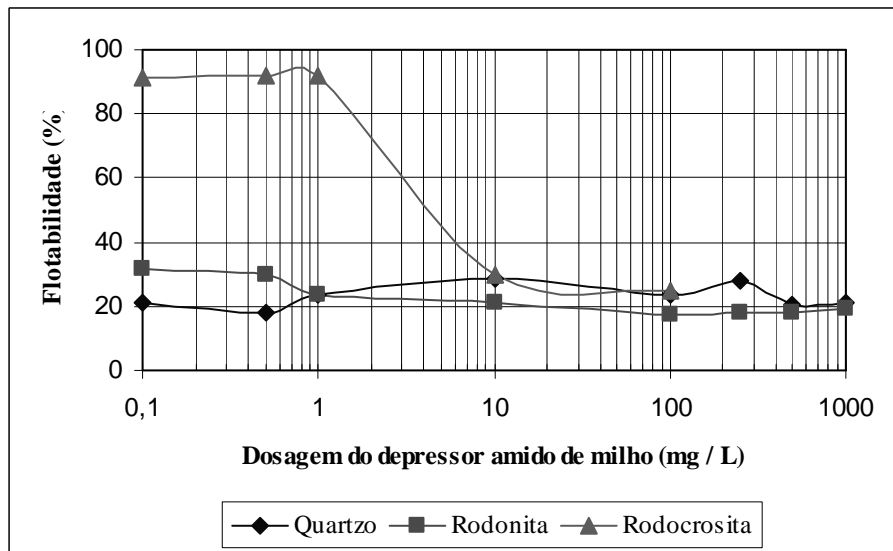


Figura 46: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor amido de milho em pH 11

6.3.4 – Sistema oleato de sódio / dextrina branca

Ao condicionar-se os minerais com a dextrina em pH 9, figura 47, para o mesmo intervalo de concentrações, verifica-se que a rodocrosita flotou 80 % na concentração de 1 mg/L deste depressor, enquanto o quartzo flotou 40 % e a rodonita foi intensamente deprimida, flotabilidade de aproximadamente 10 %. Sob a concentração de 0,5 mg / L, os três minerais foram deprimidos. Porém, o quartzo apresenta maior flotabilidade dentre eles, chegando a quase 40 %. Em pH 11, figura 48, o comportamento dos minerais foi semelhante ao obtido em pH 9, na concentração de 1 mg/L, diferindo apenas da intensidade em que o mineral quartzo foi deprimido, 25 % de flotabilidade.

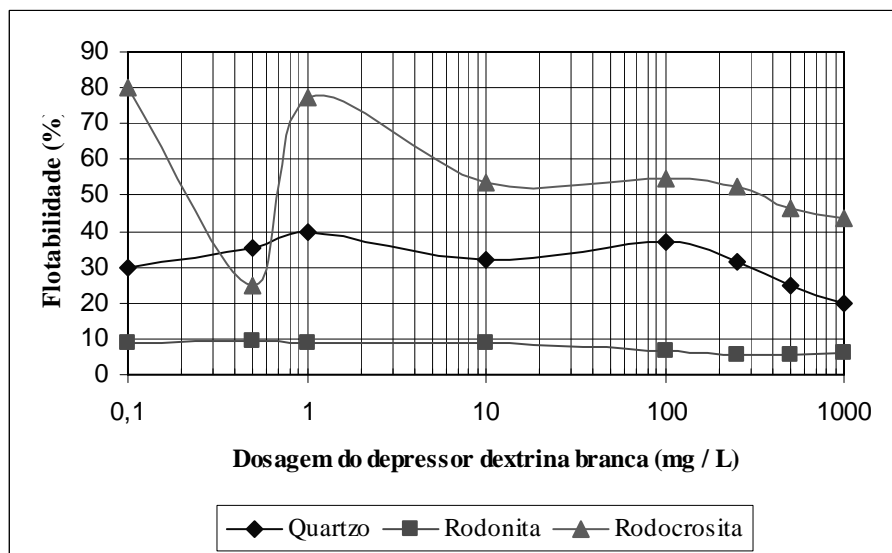


Figura 47: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor dextrina branca em pH 9

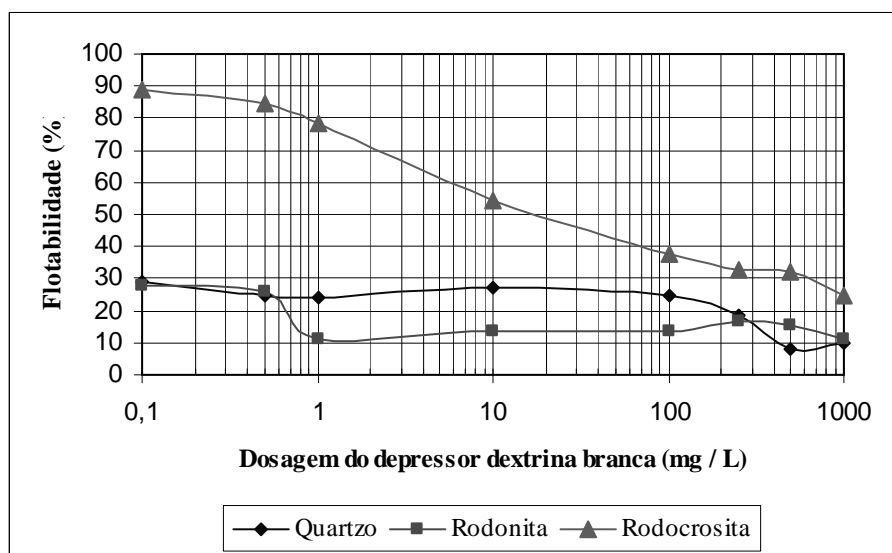


Figura 48: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor dextrina branca em pH 11

O depressor dextrina não apresentou resultados satisfatórios para a separação dos minerais de manganês do mineral quartzo, devido ao fato de deprimir mais a rodonita além de apresentar valores altos de flotabilidade para o quartzo, 40 %.

6.3.5 – Sistema oleato de sódio / floatan T₀

Verifica-se que a flotabilidade dos minerais previamente condicionados com Floatan T₀ em pH 9, figura 49, e concentração de 0,5 mg/L foi decrescente na ordem

rodocrosita (70 %), quartzo (30 %) e rodonita, que é totalmente deprimida. Esta ordem não foi mais a mesma para o condicionamento em pH 11, figura 50, onde a rodocrosita permaneceu com 70 % de flotabilidade, seguida pela rodonita com 40 % e o quartzo com 25 %.

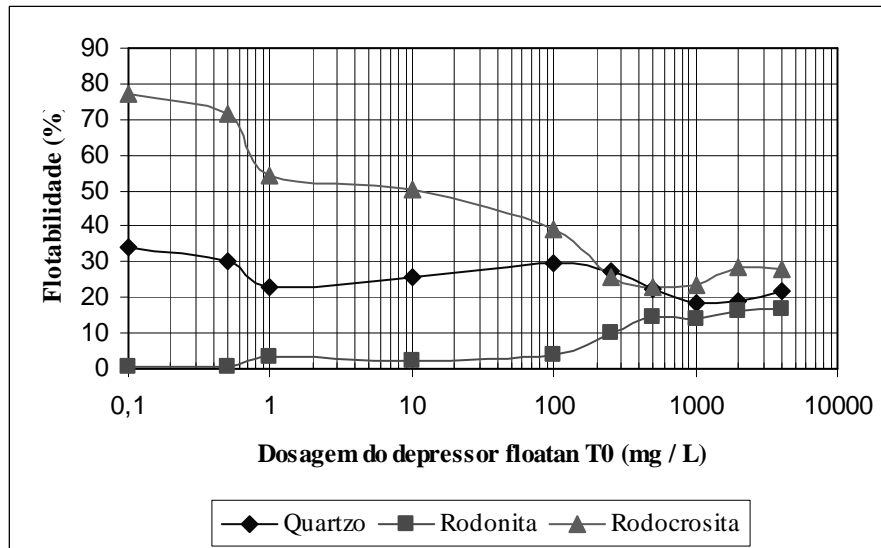


Figura 49: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T₀ em pH 9

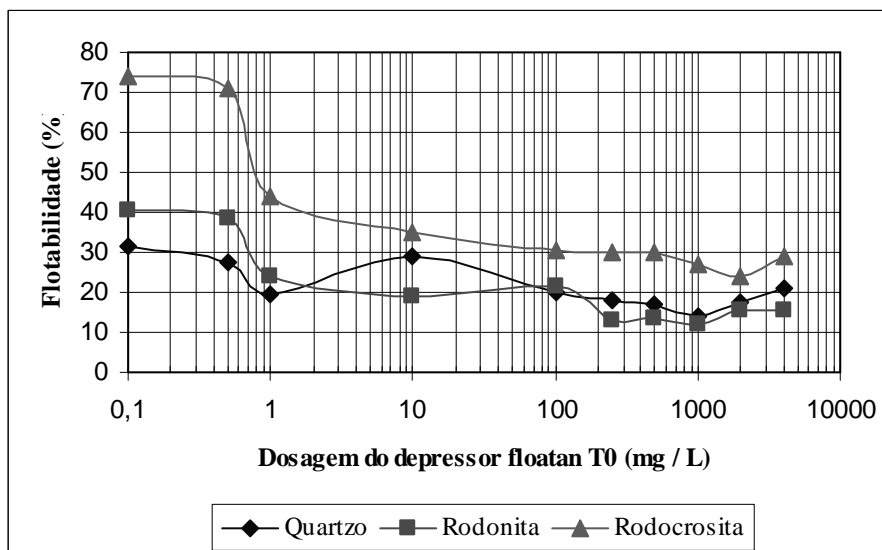


Figura 50: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T₀ em pH 11

O depressor floatan T₀ em pH11 apresentou eficiência semelhante ao amido de milho em pH 9, com a mesma ordem e intensidade aproximada da depressão dos minerais, porém esta eficiência ainda foi inferior à obtida pelo fluorsilicato de sódio em pH 9.

6.3.6 – Sistema oleato de sódio / floatan T₁

Verifica-se pelas figuras 51 e 52 o comportamento dos minerais condicionados com o Floatan T₁ em pH 9 e 11 mostrou que a ordem decrescente de eficiência na depressão dos minerais foi: quartzo, rodonita e rodocrosita. A flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo foram maiores para a dosagem de 0,5 mg/L para ambos os valores de pH. No entanto, as flotabilidades de todos os três minerais em pH 11 foram menores.

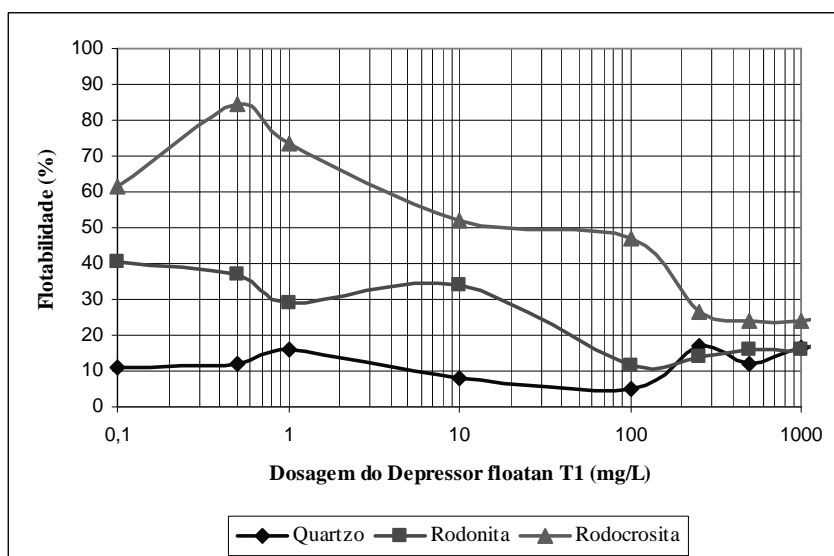


Figura 51: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T₁ em pH 9

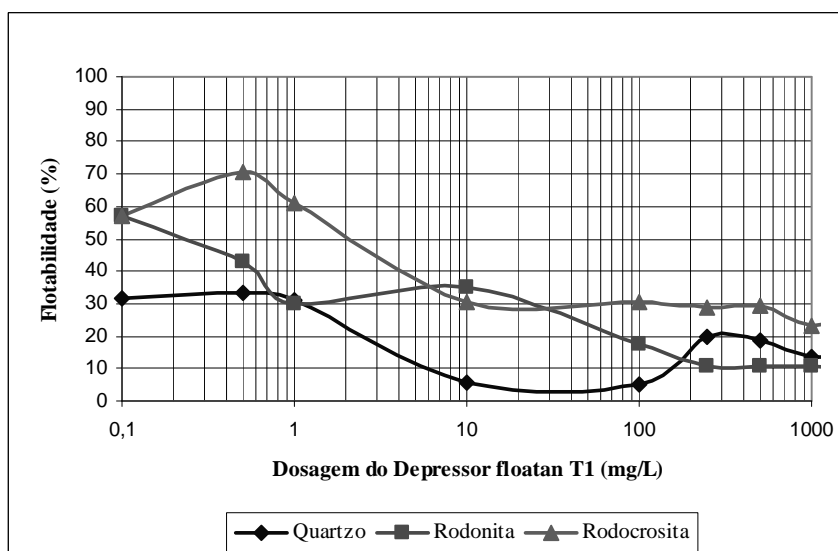


Figura 52: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T₁ em pH 11

Comparando-se a eficiência de depressão do reagente floatan T₁, na dosagem de 0,5 mg/L, com o fluorsilicato de sódio ambos em pH 9, verifica-se grande semelhança, tanto na ordem quanto na intensidade de depressão para os três minerais.

6.3.7 – Sistema oleato de sódio / floatan T₅

Na figura 53, observa-se que no condicionamento com 0,5 mg /L do Floatan T₅ em pH 9 a rodocrosita apresentou maior flotabilidade (70 %) seguida da rodonita (55 %) e finalmente o quartzo (45 %). Nesta mesma concentração do depressor Floatan T₅ em pH 11, figura 54, a sequência decrescente da flotabilidade entre os minerais de manganês foi invertida, sendo ela de 55 % para rodonita, 40 % para rodocrosita e 30 % para o quartzo.

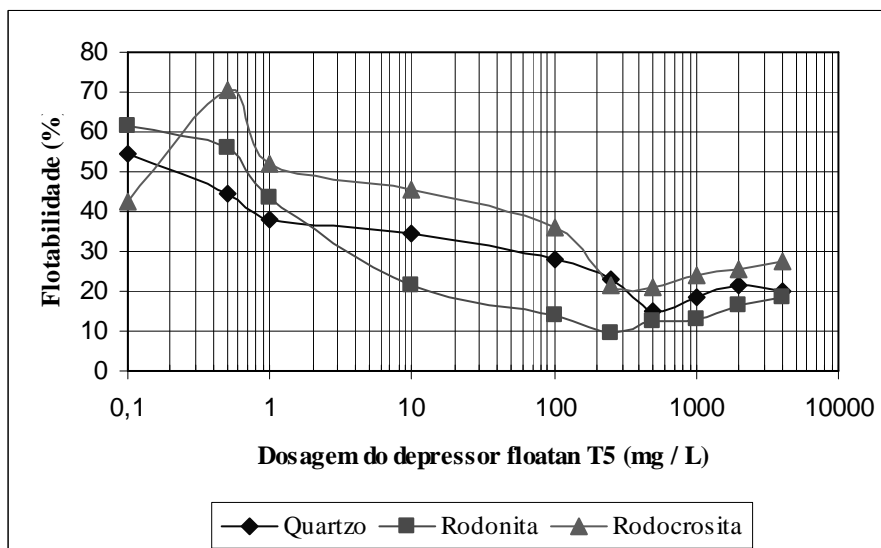


Figura 53: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T₅ em pH 9

O desempenho do floatan T₅ nos valores de pH 9 e 11 não foi ideal, pois apresentou baixa seletividade na flotação dos minerais estudados deprimindo-os na mesma faixa de intensidade, evidenciado pela proximidade dos valores de flotabilidade destes minerais.

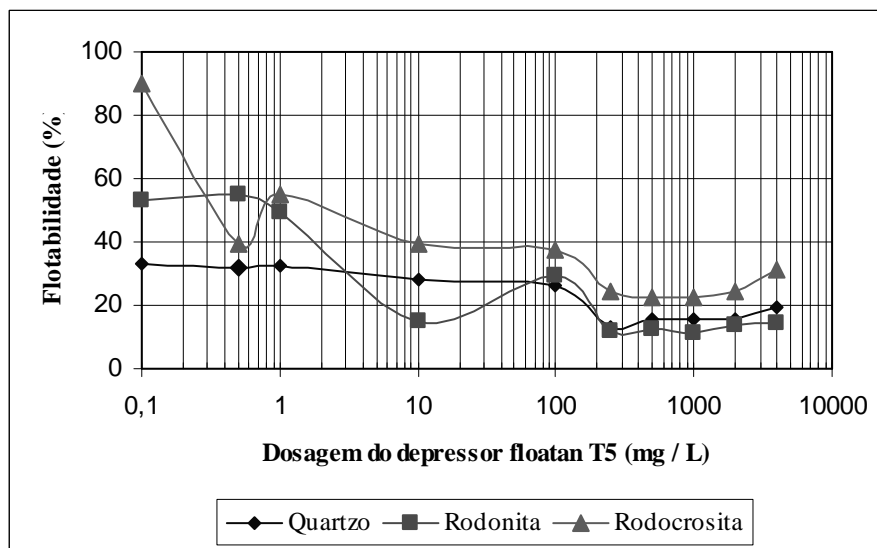


Figura 54: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan T₅ em pH 11

6.3.8 – Sistema oleato de sódio / floatan M₃.

Na figura 55 estão apresentadas as curvas de flotabilidade dos minerais rodonita, rodocrosita e quartzo condicionados com o Floatan M₃ em pH 9. Na concentração de

1 mg/L a flotabilidade da rodocrosita e da rodonita foram de aproximadamente 70 % enquanto que o quartzo flotou 35 %. Já na concentração de 0,5 mg/L a flotabilidade da rodonita foi igual à flotabilidade do quartzo enquanto que a da rodocrosita aumentou para 75 %.

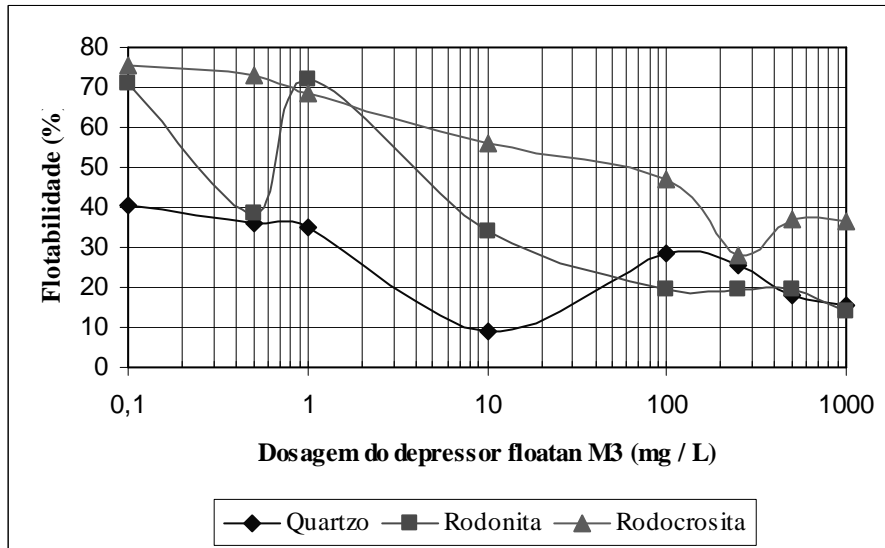


Figura 55: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan M₃ em pH 9

No condicionamento com o Floatan M₃ em pH 11, figura 56, o quartzo foi intensamente deprimido, apresentando flotabilidade de 5 %, a rodonita flotou 45 % e a rodocrosita 80 % na concentração de 0,5 mg/L. Certamente nestas condições o Floatan M₃ apresentou maior afinidade pelo quartzo, deprimindo-o intensamente em relação às outras condições de condicionamento apresentadas com os depressoress amido, dextrina, metassilicato de sódio, floatans T₀ e T₅ e até mesmo com o próprio floatan M₃ em pH 9.

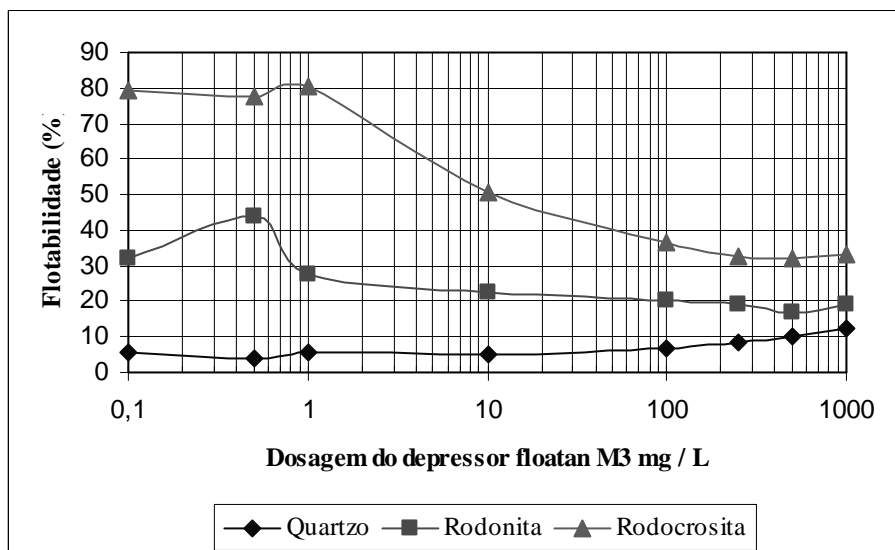


Figura 56: Flotabilidade dos minerais rodocrosita, rodonita e quartzo, condicionados com coletor oleato de sódio e depressor Floatan M₃ em pH 11

Comparando-se todos os depressoress testados na microflotação para a concentração de 0,5 mg/L os que apresentaram melhor desempenho para separação seletiva entre o quartzo e os minerais de manganês foram o fluorsilicato de sódio e floatan T₁ ambos em pH 9, e o floatan M₃ em pH 11. Por essa razão, estes depressoress foram selecionados para os experimentos de flotação em bancada.

6.4 – Estudos Eletrocinéticos

6.4.1 – Ensaios Preliminares

As figuras 57 e 58 apresentam as curvas de potencial zeta da rodocrosita e rodonita, determinadas com suspensões contendo 0,1; 0,5 e 1% de sólidos, em peso, respectivamente e a figura 59 apresenta a curva de potencial zeta do quartzo em dispersão de 0,5 % p/v.

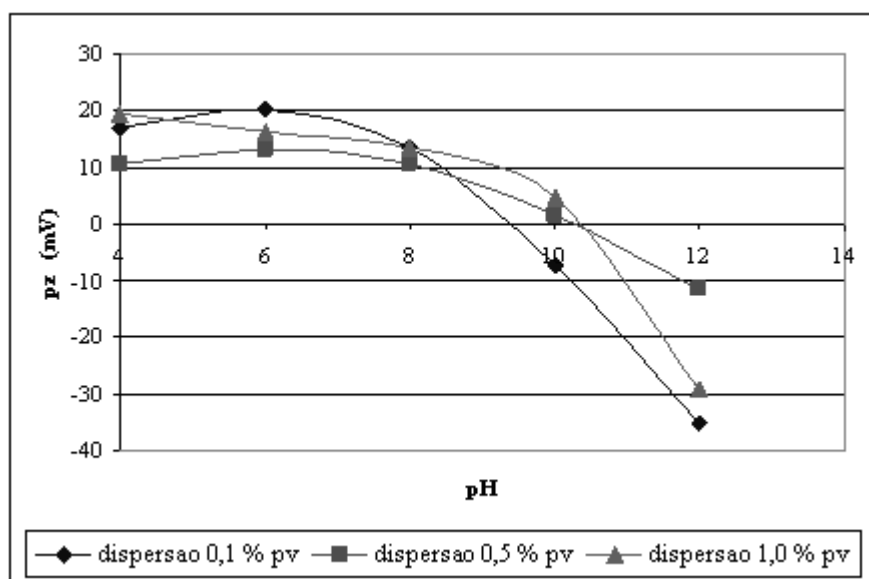


Figura 57: Curva do potencial zeta para suspensão de rodocrosita com 0,1; 0,5 e 1,0 % p/v de sólidos

Observa-se pela figura 57 que o ponto isoeletrico (PIE) da rodocrosita para suspensão com 0,1 % de sólidos, foi aproximadamente de 9,5. No entanto, para suspensões com porcentagem de sólidos de 0,5 e 1% foi de 10,5. Logo, pode-se afirmar que o PIE do mineral rodocrosita foi em pH 10,5.

Os resultados obtidos nestas análises são diferentes dos resultados obtidos por Abeidu (1972), que obteve potencial zeta para rodocrosita (oriunda da região do Egito) igual em pH 5. Esta diferença pode ser atribuída às diferenças mineralógicas das amostras e/ou o tipo da amostra, sendo uma natural (originada do Egito) e a estudada neste trabalho, sintética (carbonato de manganês).

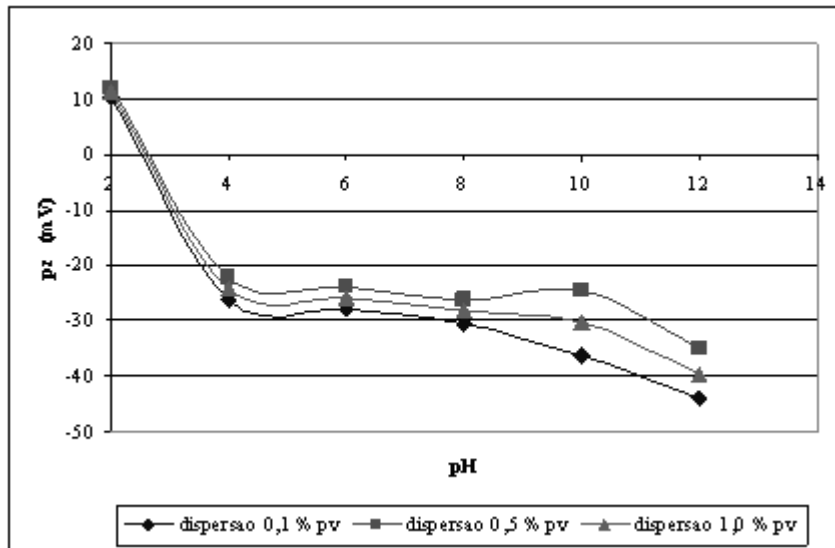


Figura 58: Curva do potencial zeta para suspensão de rodonita com 0,1; 0,5 e 1,0 % p/v de sólidos

Observando-se a figura 58, verifica-se que o ponto isoelétrico obtido para rodonita é de aproximadamente 2,8, coincidindo com o valor mencionado por Fuerstenau (1976).

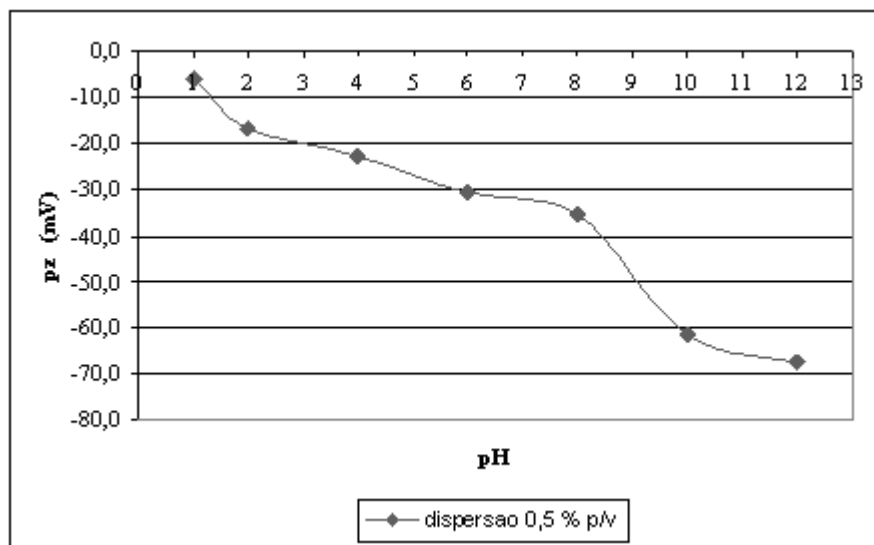


Figura 59: Curva do potencial zeta para suspensão do quartzo com 0,5 % de sólidos

Pelo fato dos valores dos pontos isoelétricos dos dois minerais, rodocrosita e rodonita, terem apresentado os mesmos valores para as suspensões de 0,5 e 1 % de sólidos, optou-se por fixar este valor em 0,5 % para os ensaios subsequentes para todos os minerais.

6.4.2 – Sistema oleato/metassilicato de sódio

Nas figuras 60, 61 e 62, estão apresentadas as curvas de potenciais zeta dos minerais rodocrosita, quartzo e rodonita, nesta ordem, ao serem condicionados com o oleato de sódio e metassilicato de sódio a 100 mg/L.

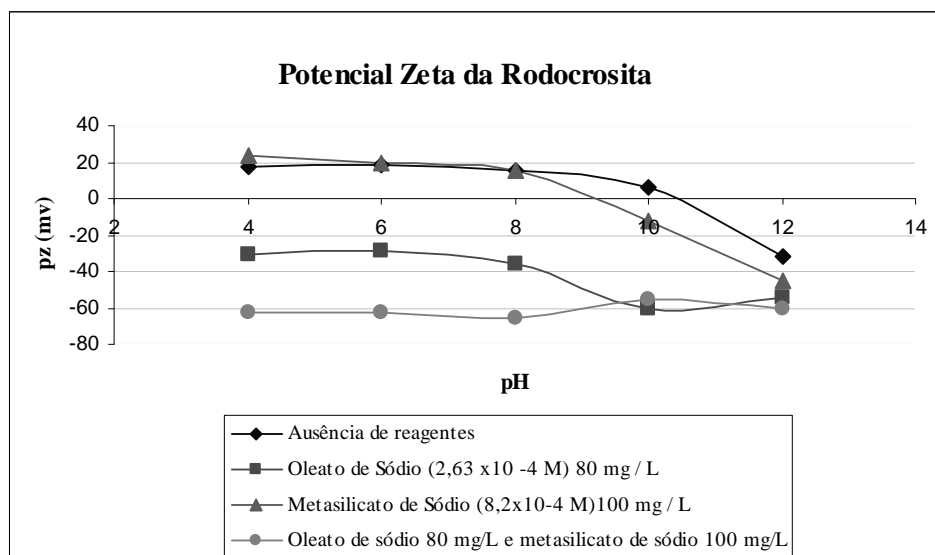


Figura 60: Potencial zeta da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e depressor metassilicato de sódio

Em geral o potencial zeta da rodocrosita condicionada com o oleato de sódio torna-se negativo para os valores de pH abaixo do ponto isoelétrico deste mineral (10,5) e decrescem com o aumento do pH, exceto para o valor de pH 12 quando comparado com o potencial zeta do mineral na ausência dos reagentes, figura 60. Este comportamento está de acordo com os resultados da flotabilidade obtidos na microflotação (figura 42). O menor valor do potencial zeta (- 60 mV) da rodocrosita em pH 10 é próximo ao valor do pH de máxima flotabilidade (95%) deste mineral em pH 11. Com estas evidências pode-se afirmar que ocorre adsorção específica entre oleato de sódio e a superfície do mineral rodocrosita. Na presença do oleato de sódio ($2,63 \times 10^{-4}$ M) o potencial zeta do mineral tornou-se mais eletronegativo pela adsorção das espécies RCOO^- e $(\text{RCOO}^{2-})_2$ presentes na solução, que é coerente com o diagrama apresentado por Ananthapadmanabhan et al. (apud Caires, 1992) o que confirma a adsorção específica destas espécies sobre a superfície do mineral.

O potencial zeta da rodocrosita na presença do metassilicato de sódio ($8,2 \times 10^{-4}$ M) é muito próximo ao valor obtido para o mineral condicionado sem reagentes. Segundo Marinkis e Sherhold (1985) (1×10^{-3} M), H_4SiO_4 é a espécie predominante até o pH 6, mas o íon $SiO(OH)_3^-$ ainda está presente em pequena porção. Em valores de pH entre 11 e 13 a espécie predominantemente presente na solução é $SiO(OH)_3^-$. Mas na mesma faixa de pH existem os íons $SiO_2(OH)_2^{2-}$ e $Si_4O_6(OH)_6^{2-}$ o que justifica a diminuição do potencial zeta quando comparado com o mineral condicionado com água deionizada. Nesse valor de pH o potencial zeta da rodocrosita na ausência de reagentes foi negativo e depois do contato com o metassilicato de sódio tornou-se ainda mais negativo. Portanto, a adsorção do metassilicato de sódio na rodocrosita é de natureza específica.

Após o contato da rodonita com oleato de sódio os potenciais zeta para todos os valores de pH foram negativos e tornaram-se mais negativos com o aumento do pH (figura 61). Semelhante ao caso da rodocrosita este comportamento é coerente com os resultados da microflotação (figuras 41 e 42) onde a flotabilidade aumenta com o aumento do pH e da adsorção do coletor oleato de sódio que pode ter caráter específico devido a carga negativa da superfície do mineral em valores de pH de maior flotabilidade. Após o contato da rodonita com o metassilicato de sódio observou-se que até o pH 6, o potencial zeta foi muito similar ao obtido com o mineral condicionado sem os reagentes, veja figura 61. Isso pode ser devido à predominância do ácido silícico (H_4SiO_4) antes deste valor de pH e acima deste valor, a presença dos íons $H_3SiO_4^-$, $SiO_2(OH)_2^{2-}$ e $Si_4O_6(OH)_6^{2-}$ predominantes em solução, adsorvendo especificamente na superfície do mineral na faixa de pH entre 9,5 e 12,5.

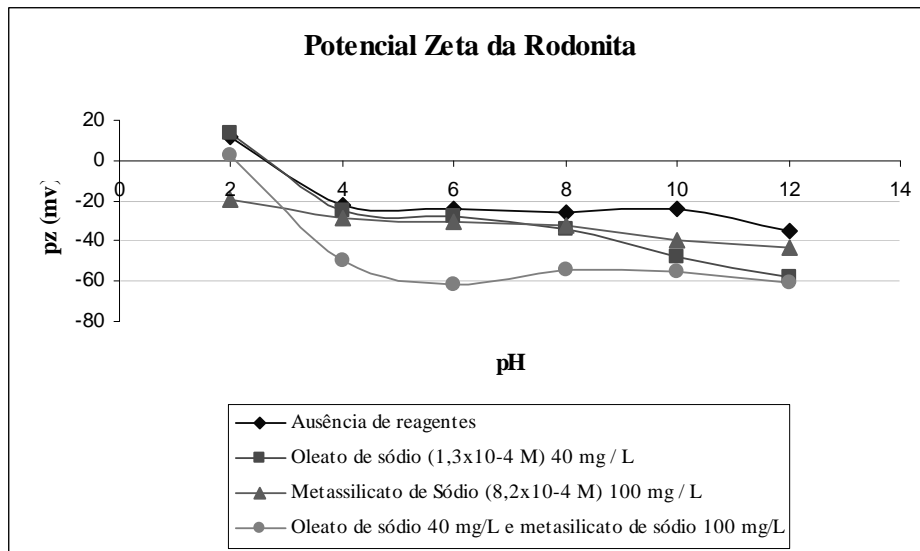


Figura 61: Potencial zeta da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e depressor metassilicato de sódio

Semelhante aos casos da rodocrosita e da rodonita, os valores dos potenciais zeta obtidos no condicionamento do quartzo com os reagentes, figura 62, foi coerente com os testes de microflotação (figuras 41 e 42). A interação dos dois reagentes com a superfície do quartzo é de caráter específico, porque para todos os valores de pH a carga da superfície do mineral é negativa.

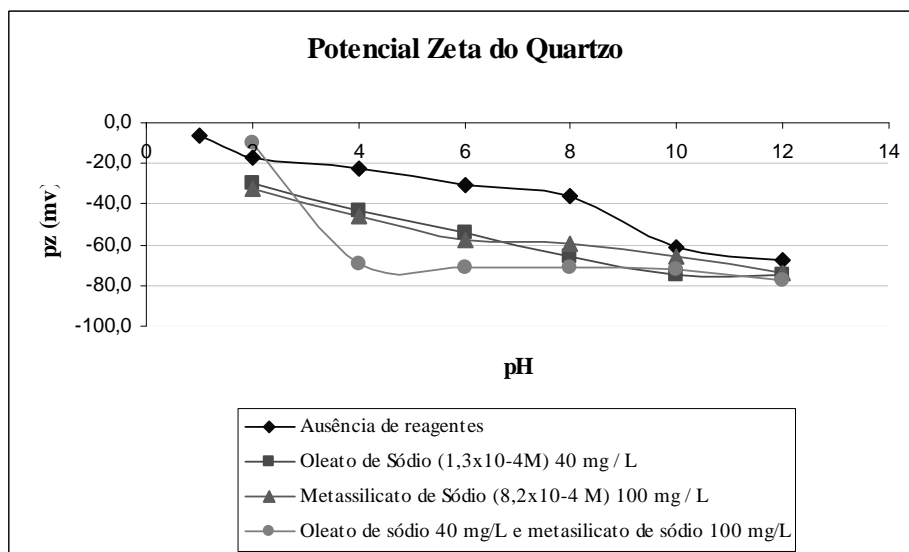


Figura 62: Potencial zeta do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e depressor metassilicato de sódio

O comportamento dos minerais rodonita, rodocrosita e quartzo ao serem condicionados com oleato de sódio e metasilicato de sódio também foram estudados por Lima e colaboradores (2009), as quais obtiveram resultados muito semelhantes aos resultados encontrado neste trabalho.

6.4.3 – Sistema oleato/fluorsilicato de sódio

As curvas de potencial zeta dos minerais quartzo, rodonita e rodocrosita para o sistema de reagentes oleato de sódio/fluorsilicato de sódio estão apresentados nas figuras 63, 64 e 65.

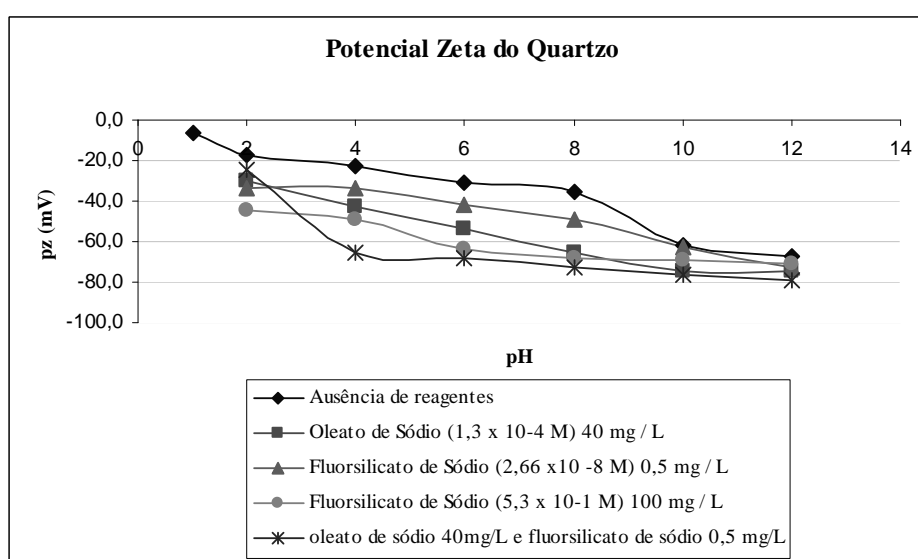


Figura 63: Potencial zeta (pz) do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e fluorsilicato de sódio

Pela figura 63, observa-se que com a adição do oleato de sódio não ocorreu nenhuma mudança de sinal do potencial zeta do quartzo e sim, uma intensificação de sua eletronegatividade para todos os valores de pH evidenciando a adsorção específica desse reagente pela superfície do mineral, justificada pela presença de íons como o íon oleato ($\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO}^-$) e o dímero oleato ($(\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO})_2^{2-}$, durante o condicionamento com oleato de sódio, Somasundaran et al (apud Furstenau et al 1985).

Observa-se também que os valores de potencial zeta do quartzo condicionado com fluorsilicato de sódio e com fluorsilicato de sódio/oleato de sódio foram mais eletronegativos do que os valores obtidos com o mineral condicionado com água

deionizada (figura 63). Nos ensaios de microflotação observou-se forte afinidade deste reagente com o quartzo para os valores de pH 9 e 11 (figuras 43 e 44). Nesses valores de pH as espécies predominantes na solução o íon oleato ($\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO}^-$) e o dímero oleato ($(\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO})_2^{2-}$) e possivelmente, o íon SiF_6^{2-} , Sillen e Martell, (apud Song e colaboradores, 2002).

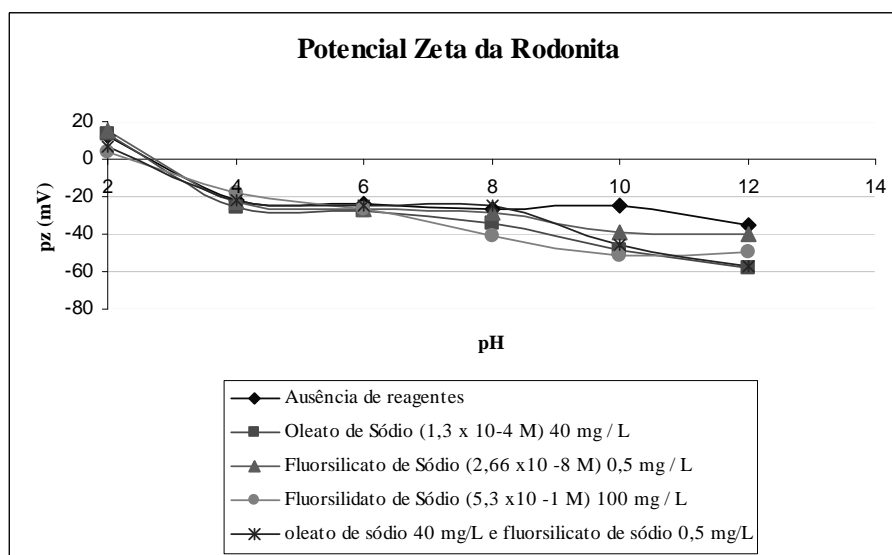


Figura 64: Potencial zeta (pz) da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e fluorsilicato de sódio

Para a rodonita, figura 64, não ocorreu mudanças significativas dos valores dos potenciais zeta quando condicionada com os reagentes em relação aos potenciais zeta do mineral na ausência de reagentes até pH 6, evidenciando a baixa adsorção dos reagentes à superfície deste mineral, mas a partir deste pH ocorreu uma leve intensificação da negatividade destes potenciais, caracterizando adsorção do tipo química de baixa intensidade. Esse comportamento é totalmente compatível com os resultados da microflotação (figuras 43 e 44).

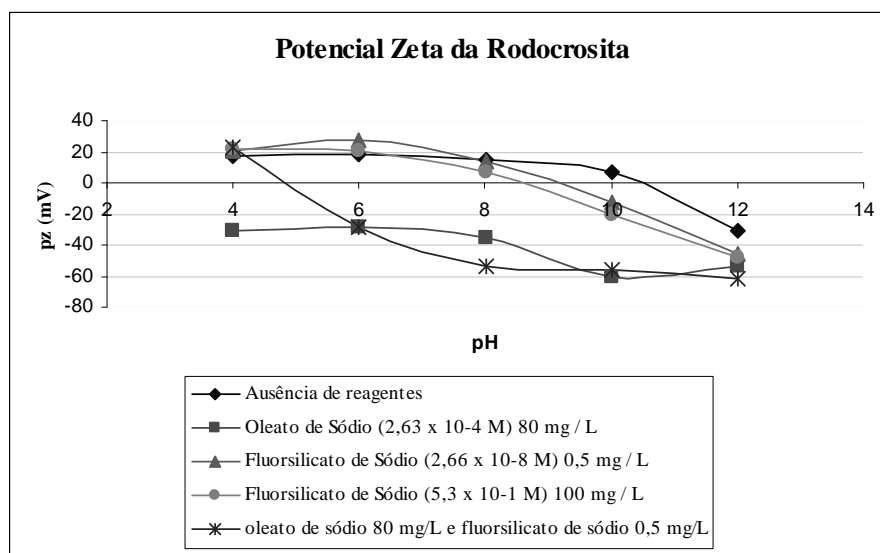


Figura 65: Potencial zeta (pz) da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e fluorsilicato de sódio

As curvas do potencial zeta para a rodocrosita, apresentadas na figura 65, mostram que os valores de potencial zeta da rodocrosita condicionada com o oleato e fluorsilicato até o valor de pH igual a 8 foram similares aos valores obtidos com o mineral condicionado com água deionizada. Para valores de pH maiores houve uma ligeira redução do valor do potencial zeta do mineral. Esses resultados estão coerentes com os resultados da microflotação, vejam-se as figuras 43 e 44.

Pode-se inferir de uma maneira geral, que através dos resultados dos ensaios de microflotação e dos estudos eletroforéticos realizados, a adsorção do fluorsilicato sobre a superfície do quartzo e rodonita é de caráter específico, pois houve diminuição de flotabilidade desses minerais quando previamente condicionados com esses reagentes (figuras 43 e 44) em valores de pH maiores do que o ponto isoelétrico dos mesmos, inclusive com o aumento da eletronegatividade do potencial zeta pela adsorção dos ânions $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO}^-$, $(\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO})_2^{-2}$ e possivelmente, o SiF_6^{2-} , que são predominantes para os valores de pH 8.

6.4.4 – Sistema oleato/floatan M3

Nas figuras 66, 67 e 68 estão apresentadas as curvas dos potenciais zeta obtidas com os minerais condicionados com oleato de sódio e floatan M₃.

Nas curvas dos potenciais zeta do quartzo condicionado com oleato de sódio e depressor quebracho (floatan M₃), figura 66, ocorreu um comportamento semelhante ao

condicionamento com o depressor fluorsilicato de sódio (figura 63) onde uma intensificação de sua eletronegatividade para todos os valores de pH evidenciou a adsorção química desse reagente pela superfície do mineral, justificada pela presença de íons como o íon oleato ($\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO}^-$) e o dímero oleato ($(\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO})_2^{2-}$), durante o condicionamento com oleato de sódio, Somasundaran et al (apud Furstenau et al 1985).

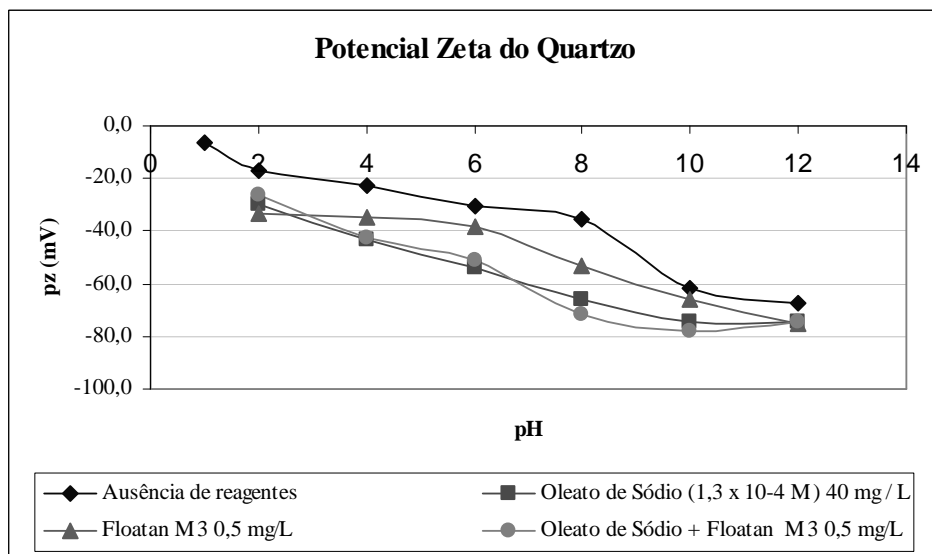


Figura 66: Potencial zeta do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan M₃

Observa-se nesta figura 67 que com a adição do oleato de sódio (40 mg/L) e oleato de sódio com Floatan M₃ a 0,5 mg/L a eletronegatividade dos potenciais zeta da rodonita são mais fortemente intensificados em torno do pH 11, pH de melhor flotabilidade deste mineral obtido na microflotação (figura 56).

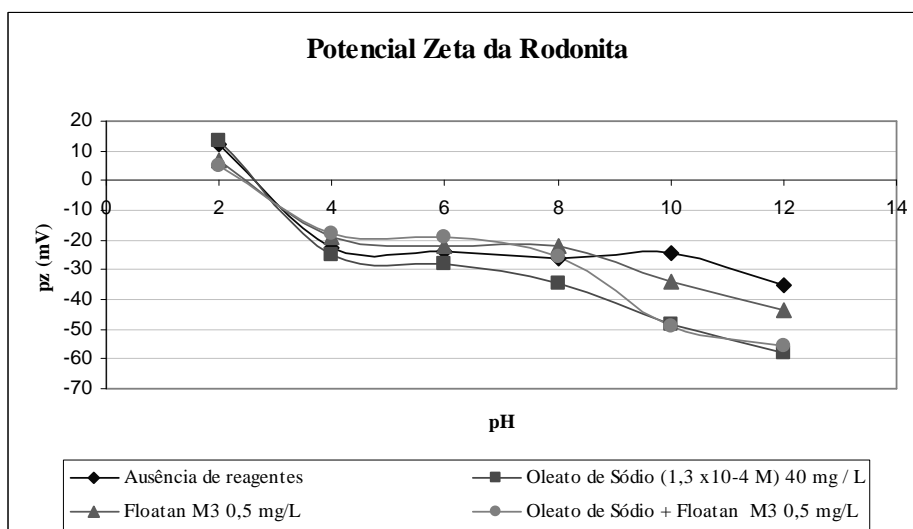


Figura 67: Potencial zeta da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan M₃

A curva de potencial zeta da rodocrosita na presença do depressor floatan M₃ (figura 68) mostra que houve a diminuição do sinal da carga negativa do mineral a partir do pH 6, havendo inclusive mudança do sinal positivo para negativo para valores de pH menores que o ponto isoelétrico do mineral (10,5) para 8. A partir do pH 10 foi observada diminuição moderada da eletronegatividade. O que poderia estar relacionado por uma forte atração eletrostática de ânions do depressor, aliada a interação química do mesmo com a superfície do mineral.

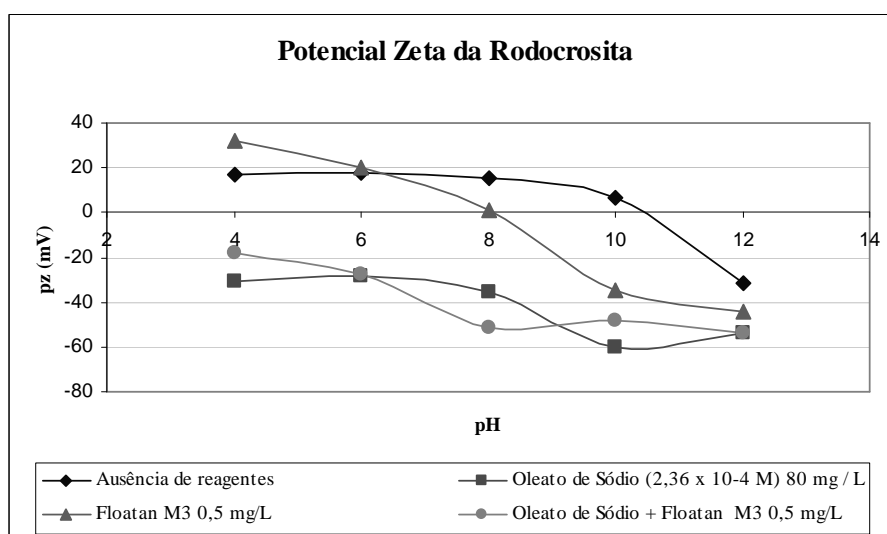


Figura 68: Potencial zeta da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan M₃

Após a adição do oleato de sódio e floatan M₃ os valores de potencial zeta da rodocrosita (figura 68) foram próximos dos valores do potencial zeta do mineral condicionado com oleato, ou seja, fica claro que existe uma especificidade maior do oleato (adsorção química) com a superfície da rodocrosita do que com o depressor floatan M₃, fato claramente mostrado nos ensaios de microflotação (figura 56).

6.4.5 – Sistema oleato/floatan T₁

Os resultados obtidos para o condicionamento dos minerais com o oleato de sódio e floatan T₁ com o depressor estão apresentados nas figuras 69, 70 e 71.

Na figura 69 estão apresentadas as curvas dos potenciais zeta para o quartzo. Observa-se que com a adição do oleato de sódio, do floatan T₁ e do oleato com floatan T₁ não ocorreu nenhuma mudança de sinal do potencial zeta do quartzo e sim, uma intensificação de sua eletronegatividade para todos os valores de pH evidenciando a adsorção química desses reagentes pela superfície do mineral. Esse comportamento pode ser justificado pela presença de íons como o íon oleato ($\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO}^-$) e o dímero oleato ($(\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COO})_2^{2-}$), durante o condicionamento com oleato de sódio, Somasundaran et al (apud Furstenau et al 1985), e pela presença de ânions do floatan T₁ durante o condicionamento com o depressor.

Os condicionamentos com o oleato de sódio e com oleato/floatan T₁ foram mais intensificado a partir do pH 9, pH de melhor flotabilidade do mineral (figura 51).

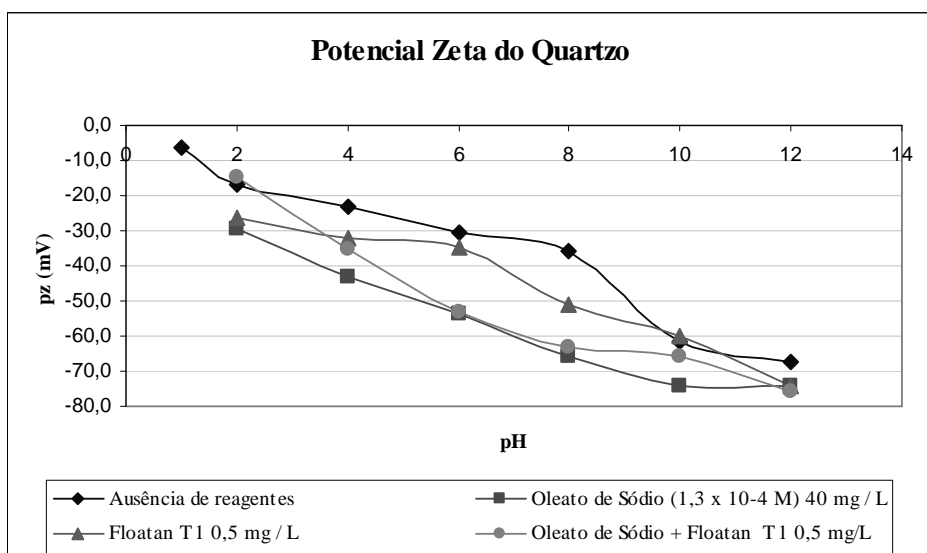


Figura 69: Potencial zeta do quartzo na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan T₁

No caso da rodonita previamente condicionada com floatan T₁, figura 70, observa-se que os valores de potenciais zeta permaneceram praticamente inalterados, exceto para o valor de pH igual a 10, denotando, desta forma, a pequena afinidade do reagente com a superfície do mineral, que foi observado nos ensaios de microflotação (figura 51).

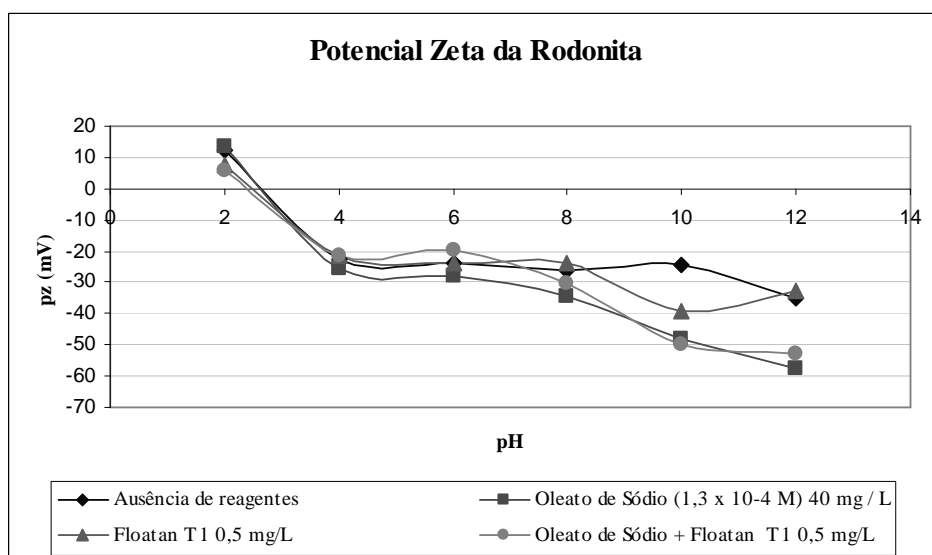


Figura 70: Potencial zeta da rodonita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan T₁

O comportamento da rodocrosita ao ser condicionada com os reagentes oleato de sódio e Floatan T₁, figura 71, representado nas curvas de potencial zeta mostra um comportamento muito parecido com floatan M₃ (figura 68) onde ocorreu a diminuição do sinal da carga negativa do mineral a partir do pH 6, havendo mudança do sinal positivo para negativo para valores de pH menores que o ponto isoelétrico do mineral (10,5) para 8. A partir do pH 10 foi observada diminuição moderada da eletronegatividade. O que poderia estar relacionado por uma forte atração eletrostática de ânions do depressor, aliada a interação química do mesmo com a superfície do mineral.

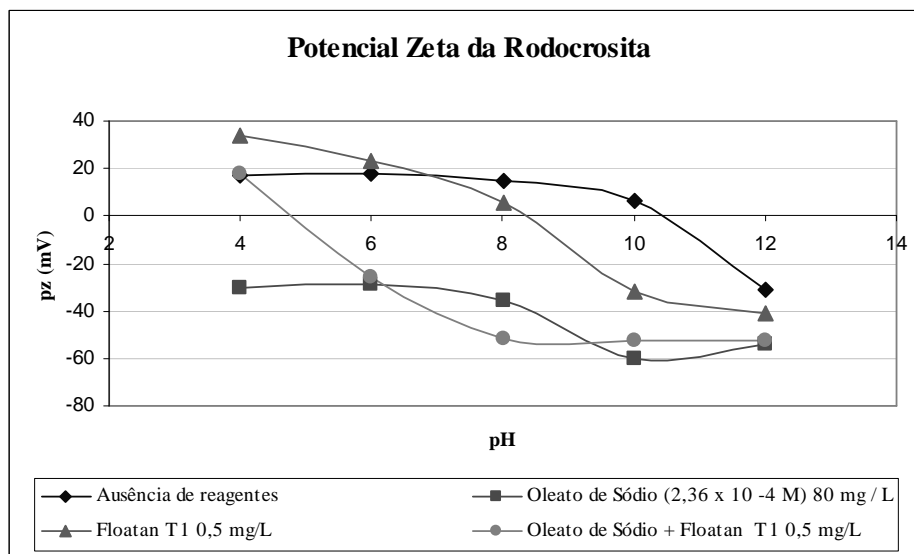


Figura 71: Potencial zeta da rodocrosita na ausência e presença dos reagentes oleato de sódio e floatan T₁

6.5 – Flotação em Bancada

No planejamento estatístico foram estudados os efeitos das variáveis porcentagem de sólidos (A), pH (B), dosagem de coletor (C) e dosagem de depressor (D) para as seguintes variáveis respostas: recuperação metalúrgica de Mn (Y_1), teores de Mn (Y_2), SiO_2 (Y_3) e Al_2O_3 (Y_4) nos concentrados obtidos.

Cabe ressaltar aqui, que os balanços metalúrgicos de todos os ensaios estão apresentados no apêndice I.

6.5.1 – Sistema oleato de sódio/fluorsilicato de sódio

Na tabela 12 estão apresentados os resultados do planejamento estatístico 2^4 , efetuado com oleato de sódio e fluorsilicato de sódio.

Pelas análises de significância das variáveis estudadas (porcentagem de sólidos, pH, dosagem de coletor e dosagem de depressor), efetuadas por diagrama de Pareto apresentados nas figuras 72, 73, 74 e 75, sobre as variáveis respostas: recuperação metalúrgica de Mn (Y_1), teores de Mn (Y_2), SiO_2 (Y_3) e Al_2O_3 (Y_4) no concentrado do rejeito do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina, chegou-se ao modelo estatístico apresentado pelas equações abaixo para unidades codificadas:

$$Y_1 = 46,02 - 6,04A - 3,22B + 4,88C + 3,44D + 5,08AB - 4,41BD - 1,11CD + 2,25ABD - 1,42ABCD \quad (27)$$

$$Y_2 = 29,70 - 0,14A + 0,0013B + 0,13C + 0,08D + 0,17BD - 0,15ABC \quad (28)$$

$$Y_3 = 19,94 - 0,94A - 0,58B + 0,046D - 1,06BD + 0,96ABD \quad (29)$$

$$Y_4 = 10,54 - 0,13A - 0,032B - 0,17D + 0,36ABD \quad (30)$$

Tabela 12. Resultados do planejamento estatístico efetuado com oleato de sódio e fluorsilicato de sódio

Teste	A	B	C	D	Y1	Y2	Y3	Y4
1	60	11	1000	500	47,9	29,5	20,5	9,2
2	30	11	1000	500	50,0	29,7	21,3	9,3
3	30	11	500	1000	35,1	29,9	20,0	10,2
4	60	11	1000	500	53,2	28,8	20,4	10,9
5	30	9	1000	500	57,8	30,5	21,3	12,4
6	60	9	500	500	28,8	29,6	18,8	12,3
7	60	11	1000	1000	44,9	29,9	16,9	10,2
8	30	11	1000	1000	46,3	30,5	16,6	8,7
9	60	9	1000	1000	48,5	30,0	18,5	9,8
10	60	9	500	1000	36,4	30,1	19,0	10,0
11	30	11	1000	500	51,2	30,4	21,8	11,8
12	30	9	500	1000	70,0	29,6	23,9	11,0
13	30	11	500	500	42,1	29,5	20,0	10,0
14	30	9	500	1000	66,2	29,8	23,0	10,6
15	30	9	1000	1000	73,8	29,1	24,1	13,2
16	60	9	1000	500	39,4	29,3	19,4	11,0
17	60	9	1000	500	35,4	29,6	19,6	11,4
18	30	9	1000	1000	73,0	29,6	24,8	11,5
19	60	11	500	1000	42,2	30,0	18,2	11,5
20	60	11	500	500	32,4	29,6	18,0	9,7
21	60	11	500	500	29,8	29,2	16,6	11,2
22	60	9	500	1000	41,0	29,6	19,9	10,1
23	60	9	1000	1000	47,9	29,0	19,9	9,7
24	30	9	1000	500	53,6	29,8	20,3	10,7
25	60	11	1000	1000	46,1	30,2	16,8	10,4
26	30	9	500	500	42,7	31,0	17,5	9,7
27	60	9	500	500	27,6	29,1	18,2	10,4
28	60	11	500	1000	38,1	29,4	20,1	8,7
29	30	11	1000	1000	45,3	30,6	18,4	10,1
30	30	11	500	1000	36,6	29,0	24,4	10,2
31	30	9	500	500	45,8	29,5	20,1	10,2
32	30	11	500	500	43,5	28,8	19,9	11,2

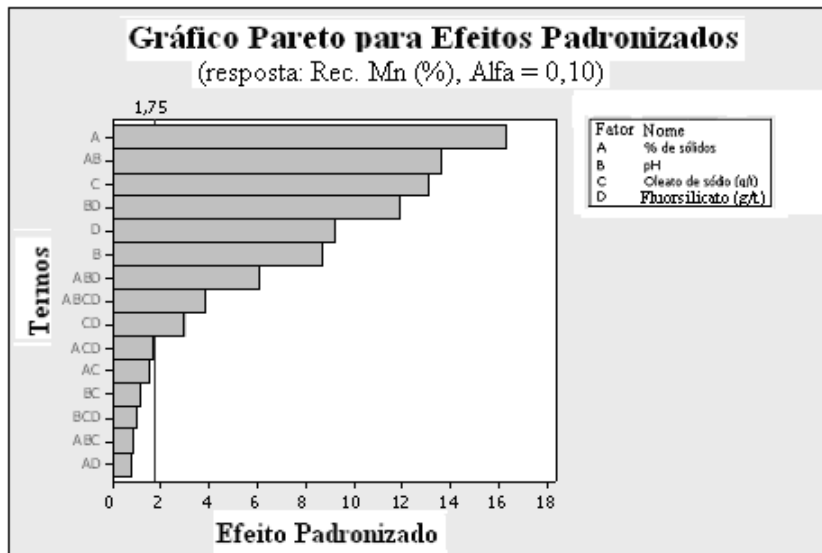


Figura 72: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação de Mn e depressor fluorsilicato de sódio

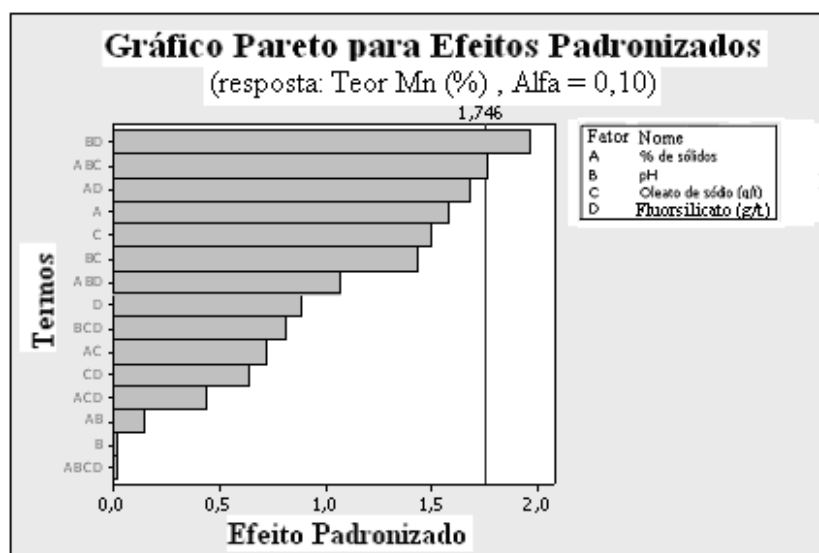


Figura 73: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Mn e depressor fluorsilicato de sódio

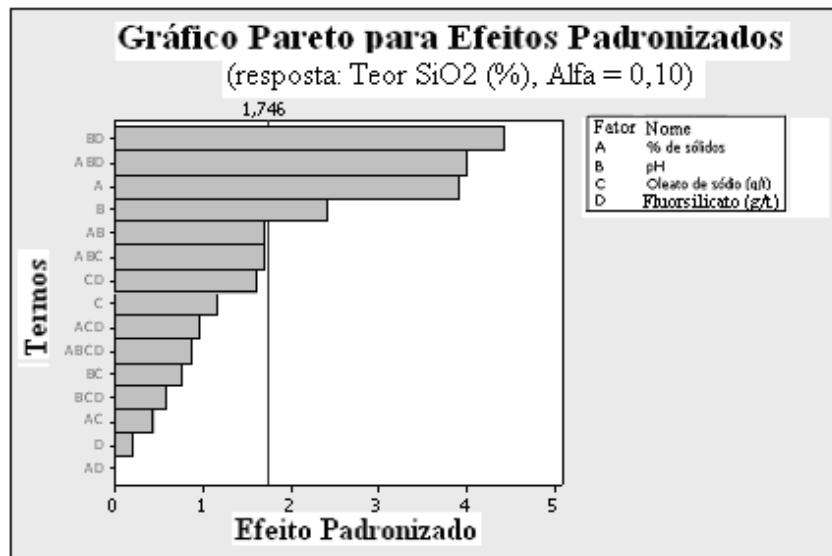


Figura 74: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO₂ e depressor fluorsilicato de sódio

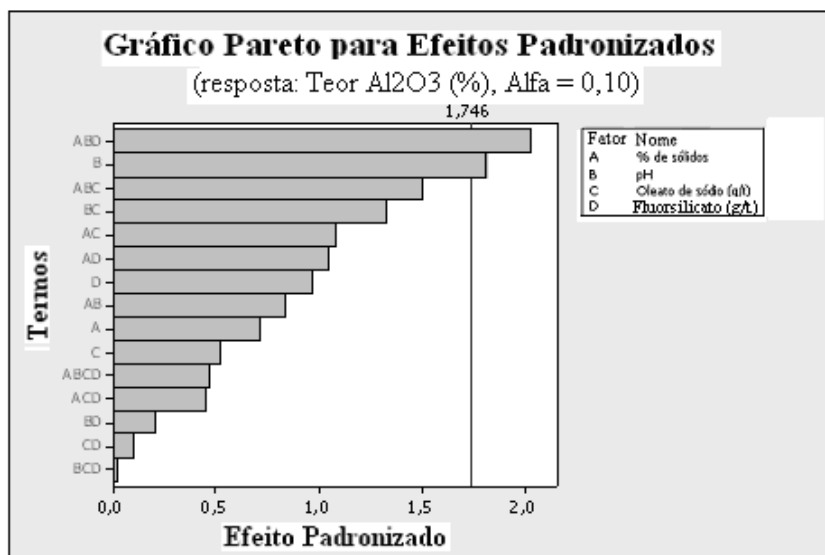


Figura 75: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Al₂O₃ e depressor fluorsilicato de sódio

A otimização dos valores dos efeitos para flotação de bancada dos finos do minério de manganês quando utilizado o depressor fluorsilicato de sódio foi de 60 % de sólidos, pH igual a 11, dosagem de oleato de sódio e fluorsilicato de sódio de 1000 g/t, como pode ser visto na figura 76. Com este sistema otimizado as médias dos resultados obtidos foram: recuperação metalúrgica de Mn de 45,2 % e teores de Mn, SiO₂ e Al₂O₃ de 29,9; 17,8 e 9,6 %, respectivamente.

Comparando o resultado da otimização dos ensaios de flotação em bancada com os resultados da microflotação (figuras 43 e 44) verifica-se que não houve coerência, pois o pH de melhor desempenho do fluorsilicato de sódio foi 9 e não 11. Porém, há de se lembrar que a amostra testada possuía mineralogia bastante complexa com a presença de carbonatos que podem ter solubilizado e formado hidroxicomplexos, que se adsorveram na superfície dos minerais silicatados.

Optimal D	Máx. Med. Min.	Porcenta	pH	Oleato d	Fluorsil
0,51778		60,0 [60,0] 30,0	11,0 [11,0] 9,0	1000,0 [1000,0] 500,0	1000,0 [1000,0] 500,0
Composição Desejada					
0,51778					
Teor Al ₂ O ₃ Mínimo					
$\gamma = 9,6282$ $d = 0,39744$					
Rec. Mn Máximo					
$\gamma = 45,2263$ $d = 0,44947$					
Teor Mn Máximo					
$\gamma = 29,9480$ $d = 0,49480$					
Teor SiO ₂ Mínimo					
$\gamma = 17,8020$ $d = 0,81320$					

Figura 76: Valores do planejamento fatorial otimizado para o depressor fluorsilicato de sódio

6.5.2 – Sistema oleato de sódio/floatan T₁

Na tabela 13 estão apresentados os resultados do planejamento estatístico 2⁴ efetuado com oleato de sódio e floatan T₁.

Tabela 13. Resultados do planejamento estatístico efetuado com oleato de sódio e floatan T1

Teste	A	B	C	D	Y1	Y2	Y3	Y4
1	60	9	1000	1000	46,9	29	21,5	10,7
2	30	9	1000	1000	49,5	29,6	19,5	10,6
3	60	9	1000	500	34,2	29,1	20,5	9,6
4	60	11	1000	1000	43,8	29,3	19,9	9,8
5	60	11	1000	1000	55,8	30,4	18,1	11,9
6	60	11	1000	500	30,2	30,2	19,1	12,5
7	60	11	500	500	52,3	29,7	18,9	13,0
8	30	11	1000	1000	55,8	30,0	18,6	12,6
9	60	11	500	1000	30,2	29,4	20,4	11,2
10	60	11	500	500	43,8	28,9	23,2	10,2
11	60	9	1000	1000	45,2	30,5	17,2	10,9
12	30	11	1000	500	47,0	30,0	21,0	9,7
13	30	11	500	500	35,1	28,6	22,9	11,3
14	30	11	500	1000	49,3	27,8	20,7	9,8
15	60	9	500	500	67,5	30,2	19,4	10,4
16	30	11	500	1000	38,5	29,2	20,6	10,9
17	30	9	500	500	60,5	28,0	20,7	11,3
18	60	9	500	500	71,5	29,1	19,8	9,1
19	60	9	500	1000	38,4	29,3	19,7	9,5
20	60	11	500	1000	33,0	29,2	19,7	8,8
21	60	9	1000	500	69,4	29,4	21,5	12,2
22	30	9	500	1000	40,4	26,7	25,2	10,2
23	30	11	1000	1000	31,3	28,6	21,1	9,3
24	30	11	500	500	28,8	28,3	22,3	9,7
25	60	9	500	1000	38,3	30,0	19,6	10,1
26	30	9	500	1000	44,7	27,8	23,3	10,1
27	30	9	1000	1000	49,0	28,5	19,7	10,2
28	30	9	1000	500	44,0	30,8	18,4	9,8
29	30	11	1000	500	38,2	28,8	28,7	10,0
30	30	9	500	500	26,6	27,6	32,5	10,4
31	30	9	1000	500	42,5	29,1	21,5	10,7
32	60	11	1000	500	38,8	30,2	26,0	10,1

Pelas análises de significância das variáveis estudadas (porcentagem de sólidos, pH, dosagem de coletor e dosagem de depressor), efetuadas por diagrama de Pareto apresentados da figura 77 a 80, sobre as variáveis respostas: recuperação metalúrgica de Mn (Y₁), teores de Mn (Y₂), SiO₂ (Y₃) e Al₂O₃ (Y₄) no concentrado do rejeito do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina, chegou-se ao modelo estatístico apresentado pelas equações abaixo das unidades codificadas:

$$Y_2 = 29,32 + 0,53A - 0,7B + 0,39C - 0,07D + 0,21AB - 0,16AD + 0,22ABC + 0,22BCD \quad (31)$$

$$Y_3 = 21,32 - 1,29A + 0,99D \quad (32)$$

$$Y_4 = 10,65 + 0,16A + 0,018B - 0,15C + 0,05D - 0,14AB - 0,15AC - 0,18ABCD \quad (33)$$

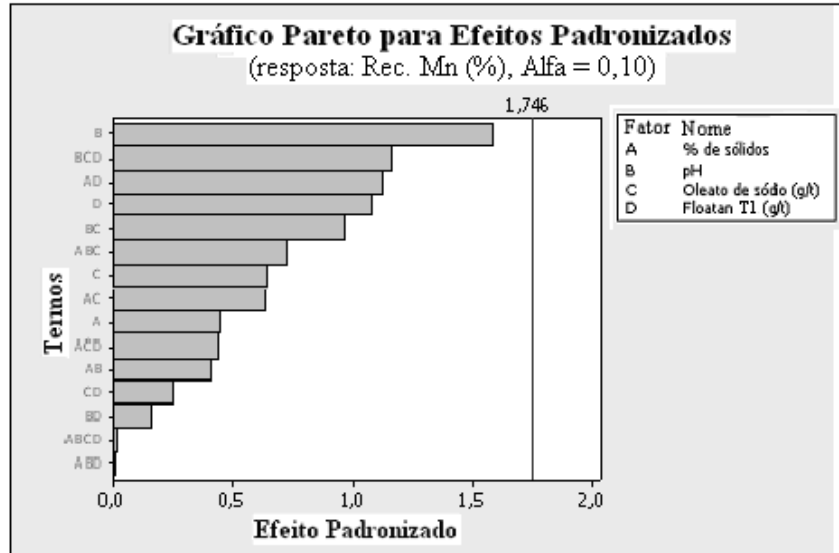


Figura 77: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação de Mn e depressor floatan T_1

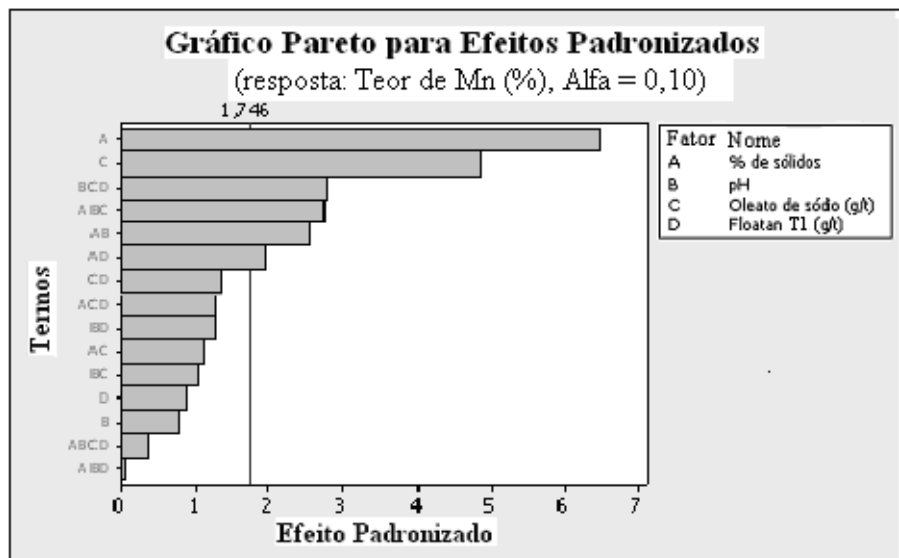


Figura 78: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Mn e depressor floatan T_1

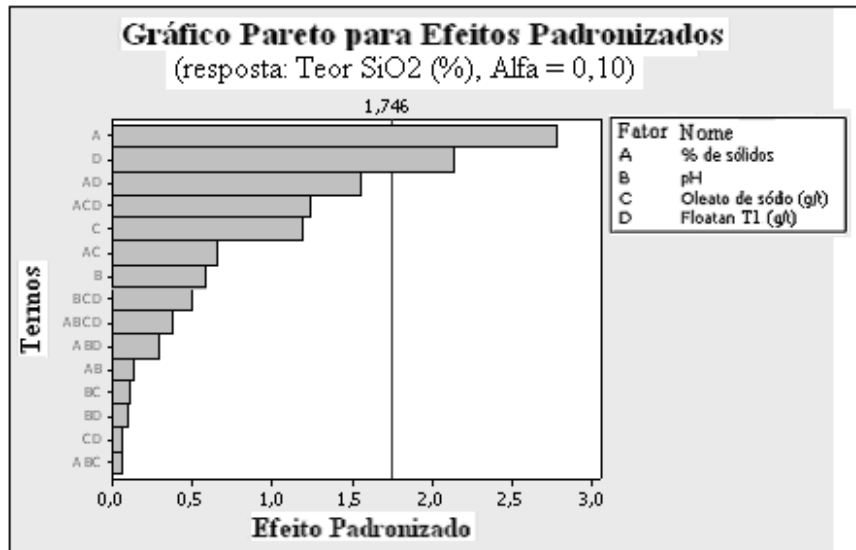


Figura 79: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO₂ e depressor floatan T₁

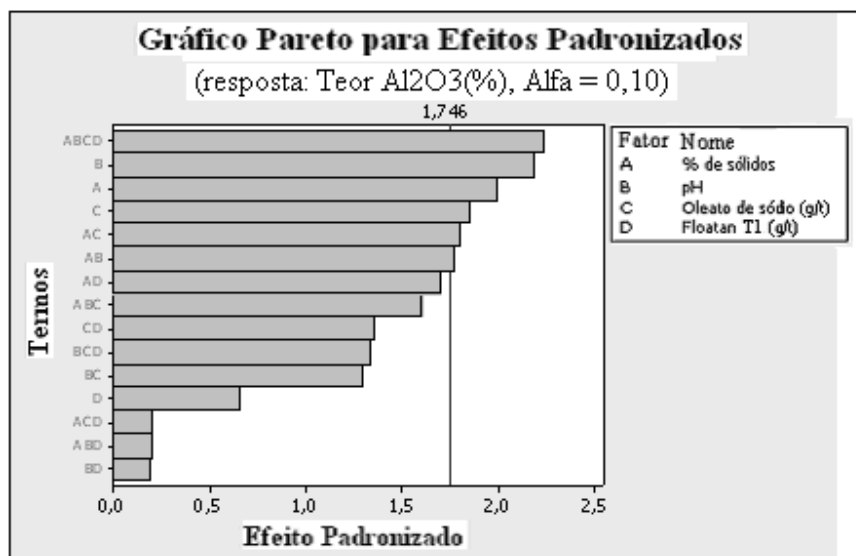


Figura 80: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Al₂O₃ e depressor floatan T₁

A figura 81 apresenta os valores do planejamento fatorial otimizado dos ensaios de flotação em bancada dos finos do minério de manganês do Morro da Mina ao ser condicionado com o depressor floatan T₁.

Optimal	Máx	% sólido	pH	Oleato d	Floatan
D		60,0	11,0	1000,0	1000,0
0,54825	Med	[60,0]	[9,0]	[1000,0]	[500,0]
	Mín	30,0	9,0	500,0	500,0
Composição					
Devejada					
0,54825					
Rec. Mn					
Máximo					
y = 55,0000					
d = 0,66667					
Teor Mn					
Máximo					
y = 30,4216					
d = 0,54216					
Teor SiO ₂					
Mínimo					
y = 19,0505					
d = 0,72997					
Teor Al ₂ O ₃					
Mínimo					
y = 10,2333					
d = 0,34242					

Figura 81: Valores do planejamento fatorial otimizado para o depressor floatan T₁

Observa-se que a condição ótima deste experimento foi percentagem de sólidos de 60 %, pH 9, 1000 g/t de oleato de sódio e 500 g/t de floatan T₁. Com este sistema otimizado os resultados obtidos foram: recuperação metalúrgica de Mn de 55 % e teores de Mn, SiO₂ e Al₂O₃ de 30,4; 19,1 e 10,2 %, respectivamente.

Comparando o resultado da otimização dos ensaios de flotação em bancada com os resultados da microflotação (figuras 51 e 52) verifica-se que houve coerência, pois o pH de melhor desempenho do floatan T₁ também foi igual a 9, além da dosagem mínima de depressor (500 g/t) ter apresentado melhor seletividade entre os minerais de manganês e o quartzo em relação às dosagens maiores.

Considerando os sistemas otimizados para o fluorsilicato de sódio e o floatan T₁, temos que no condicionamento com o fluorsilicato de sódio obteve-se um acréscimo de aproximadamente 3 % no teor do Mn (teor de Mn do minério deslamado era de aproximadamente 26 %), o teor da sílica e de alumina foram reduzidos em aproximadamente 13 e 1,6 %, respectivamente. Já na condição otimizada para a flotação com o depressor floatan T₁ obteve-se a maior recuperação metalúrgica de manganês (55 %).

6.5.3 – Sistema oleato de sódio/floatan M3

Na tabela 14 estão apresentados os resultados do planejamento estatístico 2⁴ efetuado com oleato de sódio e floatan M₃.

Pelas análises de significância das variáveis estudadas (porcentagem de sólidos, pH, dosagem de coletor e dosagem de depressor), efetuadas por diagrama de Pareto apresentados nas figura 82, 83, 84 e 85, sobre as variáveis respostas: recuperação metalúrgica de Mn (Y_1), teores de Mn (Y_2), SiO_2 (Y_3) e Al_2O_3 (Y_4) no concentrado do rejeito do minério sílico-carbonatado de Morro da Mina, chegou-se ao modelo estatístico apresentado pelas equações abaixo das unidades não codificadas:

$$Y_1 = 44,40 + 0,58A - 0,08B - 0,80C - 1,50D - 4,50AB + 4,83ACD \quad (34)$$

$$Y_2 = 29,32 + 0,1A - 0,03B - 0,08C - 0,56D + 0,27AC + 0,21BC \quad (35)$$

$$Y_3 = 21,32 + 0,66A + 0,40B + 0,86C + 1,12D - 0,98ABC + 0,96ABCD \quad (36)$$

$$Y_4 = 10,65 - 0,06C - 0,008D - 0,26CD \quad (37)$$

Tabela 14. Resultados do planejamento estatístico efetuado com oleato de sódio e floatan M₃

Teste	A	B	C	D	Y1	Y2	Y3	Y4
1	60	9	500	1000	45,9	29,4	25,0	9,8
2	30	9	500	500	45,8	28,1	24,3	9,9
3	60	9	1000	1000	48,2	30,1	25,9	10,6
4	30	9	1000	1000	45,9	30,0	24,1	10,1
5	30	9	500	1000	52,5	28,6	25,9	10,6
6	60	11	1000	1000	30,1	31,4	19,7	9,7
7	30	11	500	1000	41,2	28,8	25,5	10,1
8	30	9	1000	1000	42,1	29,0	22,5	10,3
9	30	9	500	500	43,8	28,4	24,3	10,6
10	30	9	1000	500	35,4	30,5	18,3	9,2
11	30	11	500	500	47,3	28,6	25,5	10,6
12	30	9	1000	500	65,3	29,3	22,9	10,2
13	60	9	1000	500	41,1	30,3	20,4	10,2
14	30	11	1000	1000	60,8	29,2	21,9	11,4
15	60	9	1000	500	72,9	30,6	17,7	10,2
16	60	9	500	1000	38,2	28,8	20,6	11,3
17	60	11	1000	1000	36,1	30,5	21,8	10,8
18	60	11	500	500	72,1	30,1	17,1	11,2
19	30	11	500	500	38,7	28,5	20,9	10,5
20	30	11	500	1000	29,8	28,2	21,1	11,0
21	30	11	1000	1000	28,7	28,7	21,9	11,5
22	60	11	500	500	41,5	29,8	17,5	10,9
23	30	11	1000	500	45,6	28,2	21,1	10,6
24	60	9	500	500	50,4	29,0	18,6	11,3
25	30	9	500	1000	42,7	28,7	20,3	10,4
26	60	11	500	1000	39,3	28,8	22,7	11,5
27	30	11	1000	500	26,5	28,1	21,4	10,7
28	60	11	1000	500	41,7	30,4	17,9	10,9
29	60	11	500	1000	42,4	28,7	22,1	11,2
30	60	11	1000	500	44,4	30,2	18,7	11,8
31	60	9	1000	1000	45,2	29,3	16,2	10,9
32	60	9	500	500	39,1	30,3	18,6	10,6

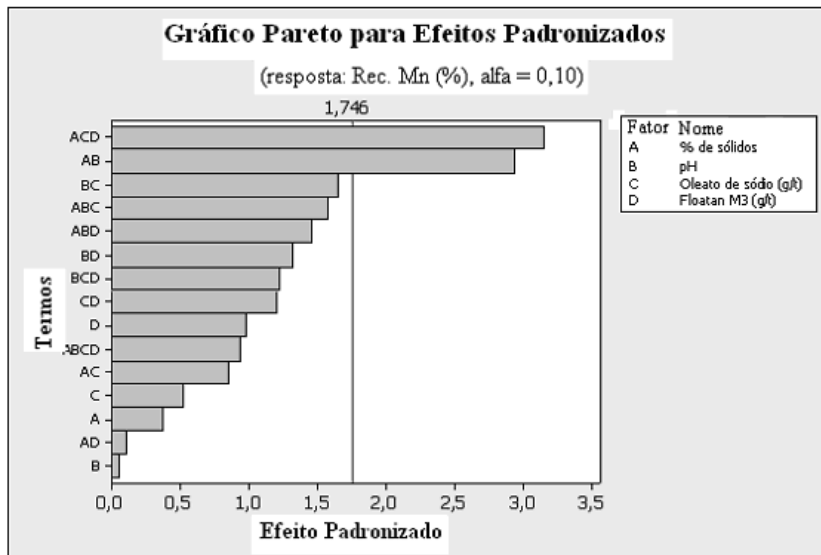


Figura 82: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação de Mn e depressor floatan M_3

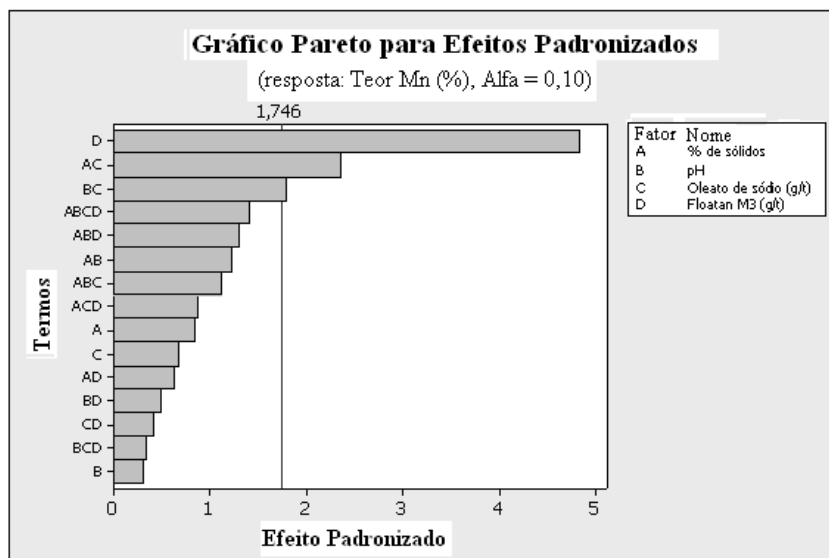


Figura 83: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Mn e depressor floatan M_3

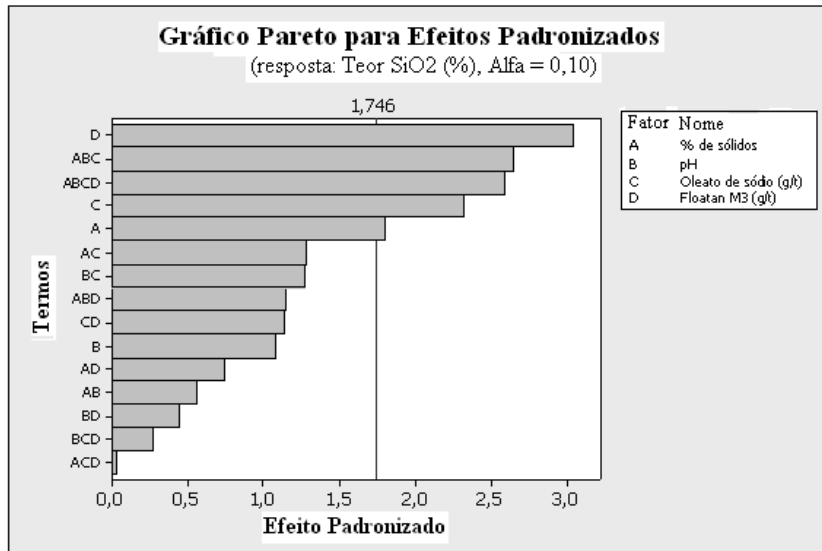


Figura 84: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO₂ e depressor floatan M₃

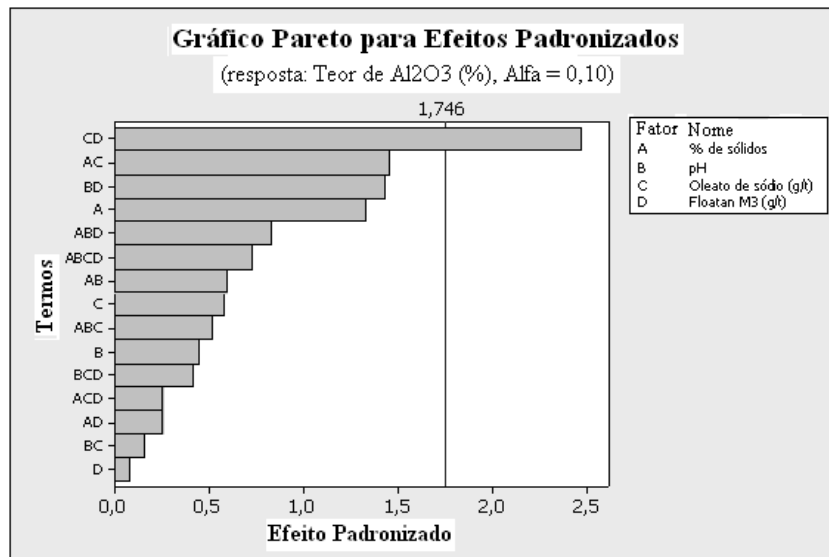


Figura 85: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Al₂O₃ e depressor floatan M₃

Baseando-se nas especificações químicas dos produtos concentrados do minério de manganês para siderurgia, onde o mínimo de manganês é de 35 % e o máximo de sílica e alumina permitido é de 20 %, os valores dos efeitos otimizados para flotação de bancada dos finos do minério de manganês silico-carbonatado do Morro da Mina quando utilizado o depressor floatan M₃ foi: % de sólidos de 60, pH 9, 500 g/t de oleato de sódio e de Floatan M₃. Os valores do planejamento fatorial otimizados estão apresentados na figura 86. No sistema otimizado para a flotação com floatan M₃ as médias dos resultados de recuperação

metalúrgica de Mn foram de 72,4 % e os teores de Mn, SiO₂ e Al₂O₃ foram de 30,3; 17,4 e 10,7 %, respectivamente.

Optimal D	% de sól	pH	Oleato d	Floatan M ₃
Máx 0,60530	60,0 [60,0]	11,0 [9,0]	1000,0 [500,0]	1000,0 [500,0]
Med				
Min	30,0	9,0	500,0	500,0
Composição Desejada 0,60530				
Rec. Mn Máximo y = 72,5000 d = 1,0000				
Teor Mn Máximo y = 30,3427 d = 0,53427				
Teor SiO ₂ Mínimo y = 17,4353 d = 0,83764				
Teor Al ₂ O ₃ Mínimo y = 10,7006 d = 0,29995				

Figura 86: Valores do planejamento fatorial otimizado para o depressor floatan M₃

Correlacionando a condições otimizadas da flotação em bancada utilizando-se o floatan M₃ com os ensaios de microflotação deste mesmo reagente (figura 56), verifica-se que o pH de melhor seletividade entre os minerais de Mn e o quartzo da microflotação (pH 11) não foi coincidente com o da condição otimizada (pH 9).

Na tabela 15 estão apresentados os resultados das condições otimizadas para os três depressores testados na flotação de bancada.

Tabela 15. Resultados otimizados dos ensaios de flotação de bancada

Sistema	Condição Otimizada	Rec. Met. Mn (%)	Teores (%)		
			Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Oleato/fluorsilicato de sódio	% de sólidos - 60 pH - 11 oleato de sódio - 1000 g/t fluorsilicato - 1000g/t	45,2	29,9	17,8	9,6
Oleato/floatan T ₁	% de sólidos - 60 pH - 9 oleato de sódio - 1000 g/t floatan T ₁ - 500g/t	55	30,4	19,1	10,2
Oleato/floatan M ₃	% de sólidos - 60 pH - 9 oleato de sódio - 500 g/t floatan M ₃ - 500g/t	72,5	30,3	17,4	10,7

A eficiência dos depressores utilizados nos ensaios de bancada com os finos deslamado do minério sílico-carbonatado de manganês foi: floatan $M_3 > \text{floatan } T_1 > \text{fluorsilicato de sódio}$.

6.6 – Estudos Preliminares de Calcinação

Os resultados das perdas de massa obtidos nos experimentos de calcinação estão apresentados na tabela 16 e, na tabela 17 estão apresentados os valores dos teores de Mn, SiO₂, Fe e Al₂O₃ obtidos após a calcinação do minério de manganês deslamado.

Tabela 16. Perdas de massa dos testes de calcinação do rejeito do minério de manganês deslamado

Temperatura (°C)	Tempo (h)	Perda de Massa (%)
450	12	1,8
700	4	10,9
1000	2	11,2*

* - Ocorreu sinterização de aproximadamente metade da amostra.

Tabela 17. Composição química do rejeito do minério sílico-carbonatado de manganês após calcinação

Temperaturas (°C)	Teores (%)			
	Mn	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
450	26,1	3,3	31,7	11,6
	26,7	3,1	31,5	12,0
700	29,0	3,5	33,7	14,3
	29,0	3,6	33,8	14,4
1000	29,9	3,7	34,5	14,5
	29,8	3,5	34,7	14,7

Observa-se que a maior perda de massa (11,2 %) ocorreu na temperatura de 1000 °C, chegando à sinterização do minério. A esta mesma temperatura os teores de Mn, Fe, SiO₂ e Al₂O₃ foram os mais elevados, aproximadamente 30; 3,6; 34,6 e 14,6%. O teor de Mn foi aproximadamente 5 % maior que o teor do minério deslamado.

O resultado da concentração por calcinação deste minério de manganês (máximo de 30 %) foi muito próximo ao obtido pelos ensaios de flotação em bancada com coletor oleato de sódio e depressores (Fluorsilicato de sódio com 30,1 % de Mn, Floatan T₁ com 29,3 % de Mn e Floatan M₃ com 29,7 % de Mn). Os teores de SiO₂ e Al₂O₃ mantiveram-se bastante elevados (aprox. 34,6 e 14,6 %, respectivamente) em relação aos menores obtidos na flotação com o sistema oleato de sódio/fluorsilicato de sódio (16,9 e 10,3 %).

Segundo as especificações do Morro da Mina – RDM para os finos do minério sílico-carbonatado de manganês (teor mínimo de Mn de 24 % e máximo para Fe e SiO₂ de 4,5 e 29 % respectivamente) o teor de Mn foi aumentado em aproximadamente 6 %, o teor de Fe reduzido em 1 %, mas o teor de SiO₂ foi aumentado em 5 % ultrapassando assim o valor máximo permitido.

7- CONCLUSÕES

➤ A ordem crescente de eficiência na depressão do quartzo com os depressores estudados foram metassilicato de sódio (pH = 9; flotabilidade = 30 %), fluorsilicato de sódio e floatan T₁ (ambos em pH = 9 e flotabilidade ≈ 10 %) e floatan M₃ (pH = 11 e flotabilidade ≈ 5 %).

➤ Os pontos isoeletrônicos da rodocrosita, rodonita e quartzo foram 10,5; 2,8 e 1,8, respectivamente.

➤ No estudo dos potenciais zeta dos três minerais, ao serem condicionados com o oleato de sódio, obtiveram-se valores mais negativos do que aqueles valores encontrados no condicionamento com água deionizada. A redução dos valores dos potenciais zeta dos minerais ao serem condicionados com oleato de sódio pode ser justificado pela predominância das espécies iônicas como o íon oleato (RCOO⁻) e o dímero oleato (RCOO)₂²⁻. Logo, a adsorção que caracterizou a interação desse reagente com as superfícies dos minerais tem caráter específico.

➤ O potencial zeta dos minerais na presença do metassilicato de sódio tornou-se ainda mais negativo em relação ao condicionamento na ausência de reagentes. O ácido silício H₄SiO₄ é a espécie predominante até o pH 6, em valores de pH entre 11 e 13 a espécie predominantemente presente na solução é SiO(OH)₃⁻, mas na mesma faixa de pH existem os íons SiO₂(OH)₂²⁻ e Si₄O₆(OH)₆²⁻ o que justifica a diminuição do potencial zeta quando comparado com o mineral condicionado com água deionizada. Portanto, a adsorção do metassilicato de sódio à superfície dos minerais pode ser de natureza específica.

➤ O fluorsilicato de sódio, o íon SiF₆²⁻ é o responsável pela diminuição dos valores dos potenciais zeta dos minerais em relação aos valores dos potenciais zeta dos mesmos condicionados na ausência de reagentes.

➤ A condição otimizada dos ensaios de flotação em bancada para o condicionamento com o depressor fluorsilicato de sódio foi: 60 % de sólidos, pH igual a 11, dosagem de oleato de sódio e fluorsilicato de sódio de 1000 g/t. A recuperação metalúrgica de manganês obtida foi de 45,2 %, e os teores de Mn, SiO₂ e Al₂O₃ foram de 29,9, 17,8 e 9,6 %, respectivamente.

➤ Na condição otimizada para a flotação com o depressor floatan T₁ (60 % de sólidos, pH 9, 1000 g/t de oleato de sódio e 500 g/t de floatan T₁) a recuperação metalúrgica de Mn foi de 55 % e os teores de Mn, SiO₂ e Al₂O₃ foram de 30,4; 19,1 e 10,2 %, respectivamente.

➤ No sistema otimizado para a flotação com floatan M₃ (condições ótimas: teor de sólidos de 60 %, pH 9, 500 g/t de oleato de sódio e de floatan M₃) a recuperação metalúrgica de Mn foi de 72,5 % e os teores de Mn, SiO₂ e Al₂O₃ foram de 30,3; 17,4 e 10,7 %, respectivamente.

➤ O depressor mais indicado para flotação em bancada do minério de manganês sílico-carbonatado da Unidade do Morro da Mina, utilizando como coletor o oleato de sódio foi o floatan M₃, pois obteve maior teor de Mn (30,3 %) e menor teor de sílica (17,4 %) no concentrado.

➤ O minério de manganês sílico-carbonatado deslamado ao ser calcinado a 1000°C obteve maior percentual de perda de massa (11,2 %) e teor de manganês mais elevado (aprox. 30 %) além de teor alto de SiO₂ e Al₂O₃ (34,6 e 14,6 %, respectivamente) em relação às especificações da Unidade do Morro da Mina – RDM.

8 - REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Abeidu, A.M. *The Feasibility of Activation of Manganese Mineral Flotation*. Trans. Japan Inst. Metals. Vol 14. n° 1.p.45-49. 1973.
2. Abreu, S.F. *Recursos Minerais do Brasil*. Ed. Edgard Blucher Ltda. Vol 2. cap.14 São Paulo-SP p. 492-550.1973.
3. Alecrim, J.D. *Recursos Minerais do Estado de Minas Gerais*. Metamig. Belo Horizonte. p.161-166. 1982.
4. Andrade, V.L.L. *Estudo de Concentração de Gondito*. Dissertação. Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte. 1978. 62p.
5. Aplan, F.F. *Manganese*. In: SME Mineral Processing Handbook. Editor N.L.Weiss. Vol. 2.new York. p.27.6-10.1985.
6. Borges, J.A. *Descoberta do Manganês-Reminiscência de uma Epopéia*. Belo Horizonte. p.10, 59-61. 1985
7. Bulatovic, S.M. *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*; Vol. 1; 1st Edition; Elsevier; Amsterdam. p. 81-86, 178-180 e 215-232. 2007.
8. Bulatovic, S.M. *Use of Organic Polymers in the Flotation of Polymetallic Ores: A Review*. Minerals Engineering. Vol. 12. N° 4. Ed. Pergamon. Canadá. p. 341-354. 1999.
9. Caíres, L.G. *Óleos Vegetais como Matérias – Primas para Coletores*. Dissertação Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte. 254p. 1992.
10. Charlet, L.; Wersin, P.; Stumm, W. *Surface Charge of MnCO₃ and FeCO₃*. Geochimica et Cosmochimica Acta. Vol. 54. Issue 6. p.2329-2336. 1990.
11. Ciminelli, V.S.T. *Estudo de Mecanismo de Adsorção de Reagentes de Flotação em Minerais de Gondito*. Dissertação. Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte. 74p.1980.
12. Costa, M.R.M.; Figueiredo, R.C.; DNPM (2005) apud Silva, G.R. (2007). *Flotação Aniônica de Finos de Minério de Manganês Sílico-Carbonatado*. In:

- XXII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Ouro Preto, p. 338-341. 2007.
13. Ersahan, H.; Ekmekyapar, A.; Sevim, F. *Flash Calcination of a Magnesite Ore in a Free-fall Reactor and Leaching of Magnesia*. International Journal of Mineral Processing. Elsevier Science B.V. Vol.42. Turquia. p. 121 – 136. 1994.
 14. Farmer, V.C. *The Infrared Spectra of Minerals*; Mineralogical Society Monograph 4. Edited by FARMER V.C. Department of Spectrochemistry the Macaulay Institute of Soil Reserch Aberdeen. 530p. 1974.
 15. Fuerstenau, M.C.; Han, K.N. *Metal–Surfactant Precipitation and Adsorption in Froth Flotation*. Journal of Colloid and Interface Science. Elsevier Science. Vol. 256. p. 175-182. 2002.
 16. Fuerstenau, M.C.; Miller, J.D.; Kuhn, M.C. *Chemistry of Flotation*, Tennessee New York. 177p. 1985.
 17. Gonçalves, E.; Serfaty, A. *Perfil Analítico do Manganês*. Boletim 37. Brasília, DF. 1976.
 18. Hanna, H.S.; Somasundaran, P. Flotation of Salt-type Minerals. In Fuerstenau, M.C., ed. *Flotation: A.M. Gaudin Memorial Volume*. New York. American Institute of Metalurgical and Petroleum Engineers. Vol. 1, cap. 8. p.197-272. 1976.
 19. Laskowski, J.S.; Nyamekye, G.A. *Colloid Chemistry of Weak Electrolyte Collectors: The Effect of Conditioning on Flotation with Fatty Acids*. International Journal of Mineral Processing. Elsevier Science B.V. Vol.40. Amsterdam. p 245 – 256.1994.
 20. Lima, R.M.F. *Adsorção de Amido e Amina na Superfície da Hematita e do Quartzito e sua Influência na Flotação*. Tese de Doutorado. Engenharia Metalúrgica e de Minas. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte. 238p. 1997.
 21. Lima, R.M.F.; Costa, B.L.C.M.; Vitti, R.C.C. *Flotabilidades de Minerais Presentes em Minério de Manganês Sílico-carbonatado da Região de Conselheiro Lafaiete – MG*. In: XXIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. p. 445 – 451. 2009.
 22. Lima, R.M.F.; Andrade, E.M.; Costa, B.L.C.M.; Alcântara, G.A.G.; Vasconcelos, J.A. *Flotation of Manganese Ore Waste by Oleate / Water Glass*. Mineral and Metallurgy Processing Review. 2009 (Submetido).

23. Lopes, W. A.; Fascio, M. *Esquema para Interpretação de espectros de Substâncias Orgânicas na Região do Infravermelho*. Química Nova. Vol 27. Salvador – BA. p. 670-673. 2004.
24. Marinakis, K.I.; Shergold, H.L. *Influence of Sodium Silicate Addition on The Adsorption of Oleic Acid by Fluorite, Calcite and Barite*. International Journal of Mineral Processing. Vol 14. Elsevier Scientific Publishing B.V. Amsterdam. p 177-193. 1985.
25. Mendes, C.M; Oliveira, L.T. *O Manganês para Fins Metalúrgicos*. In: Siderurgia Brasileira e Matérias Primas, Associação Brasileira de Metais – ABM, São Paulo. p.465-489. 1982.
26. Mishra, S.K., *Eletrokinetic Properties and Flotation Behavior of Apatite and Calcite in the Presence of Sodium Oleate and Sodium Metasilicate*. International Journal of Mineral Processing. Vol 9.Elsevier Scientific Publishing Company. Amsterdam. p. 59-73. 1982.
27. Oliveira, J.A. *Grau de Saponificação de Óleos Vegetais na Flotação Seletiva de Apatita de Minério Carbonático*. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto - MG. 193 p. 2005.
28. Parker, R.H. *Pirometalurgia*. Tradução F. Versiane dos Anjos. Pós-Graduação em Metalurgia. Editora UFOP/CETEC. p. 7-9. Ouro Preto. 1974.
29. Riley, J.P.; Skirrow, G. *Chemical Oceanography*. Chapter 4 - Adsorption in the Marine Environment by Parks, G.A. 2nd edition. Vol. 1.Academic Press. p. 241-308. California, U.S.A.1975.
30. Rao, S.R. *Surface Chemistry of Froth Flotation*. Second Edition. Vol. 2. Reagents and Mechanisms. First Edition by Jan Leja. 1982. Kluwer Academic/Plenum Publishers. New York. p. 581-583. 2004.
31. Reis, E.L. *Caracterização de Resíduos Provenientes da Planta de Beneficiamento do Minério de Manganês Sílico-Carbonado da RDM – Unidade Morro da Mina*. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto - MG. 2005.
32. Reis, E.L.; Lima, R.M.F. *Caracterização de Finos de Minério de Manganês Sílico-Carbonatado de Morro da Mina/RDM*. Conselheiro Lafaiete – MG. In: 61^o Congresso Anual da ABNT, Rio de Janeiro – RJ, p.1-2. 2006.

33. Rosenqvist, T. *Principles of Extractive Metallurgy*. 2nd edition. McGraw-Hill International Book Company. Tokyo – Japan. p.208-214. 1983.
34. Sampaio, J.A.; de Andrade, M.C.; Dutra, A.J.B. Penna, M.T.M. *Rochas e Minerais Industriais. Usos e especificações*. Cap. 28. Manganês. 2^a Edição. CETEM. Rio de Janeiro. p. 633 - 648. 2008.
35. Silva, G.R. *Flotação de Finos de Rejeito de Minério de Manganês Sílico-Carbonatado*. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto-MG. 2007.
36. Song, S.; Valdivieso, A. L.; Lu, S.; Ouyang, J. *Selective Dispersion in a Diaspore-Rutile Suspension by Sodium Fluorosilicate*. Powder Technology. Elsevier Science B.V. Vol. 123. México. p. 178-184. 2002.
37. Suszczynski, E.F. *Os Recursos Minerais Reais e Potenciais do Brasil e sua Metalogenia*. Livraria Interciência Ltda.p. 47-75 Rio de Janeiro. 1975.
38. Viana, P.R.M; Araujo, A.C.; Peres, A.E.C. *Adsorção de Coletores Aniônicos em Silicatos*. Revista Escola de Minas. Ouro Preto – MG. p. 207-212. 2005.
39. Wilcox, C. F. *Experimental Organic Chemistry: A Small-scale Approach*. Second Edition. Prentice-Hall. New Jersey. p. 234 – 253. 1995.
40. Yurtsever, M.; Sengil, I.A. *Biosorption of Pb (II) ions by Modified Quebracho Tannin Resin*. Journal of Hazardous Materials. Elsevier. 163. Turkey. p. 58-64. 2009.

APÊNDICE 1: Balanços de Massa e Metalúrgicos dos Ensaios de Flotação em Bancada

Os balanços de massa e metalúrgico dos ensaios de flotação em bancada dos sistemas oleato de sódio/fluorsilicato de sódio, oleato de sódio/floatan T₁ e oleato de sódio e floatan M₃ estão apresentados nas tabelas 1, 2 e 3, respectivamente.

Tabela 1: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor fluorsilicato de sódio

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO2	Al2O3	Fe	Mn	SiO2	Al2O3	Mn
1	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	329,42	42	29,5	20,5	9,2	3,1	1239	861	386,4	47,9
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	454,61	58	23,2	39,3	10,1	3,6	1345,6	2279,4	585,8	52,1
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	784,03	100	25,8	31,4	9,72	3,4	2584,6	3140,4	972,2	100
2	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	130,87	43,9	29,7	21,3	9,3	3	1303,8	935,07	408,27	50,0
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	167,37	56,1	23,2	39,3	10,1	3,8	1301,5	2204,73	566,61	50,0
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	298,24	100	26,1	31,4	9,74	3,4	2605,4	3139,8	974,88	100
3	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	89,64	30,1	29,9	16,9	10,2	2,6	900,0	508,7	307,02	35,1
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	208,04	69,9	23,8	37,6	9,5	3,9	1663,6	2628,2	664,05	64,9
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	297,68	100	25,6	31,4	9,71	3,3	2563,6	3136,9	971,07	100
4	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	376,7	47,6	28,8	20,4	10,9	2,9	1370,9	971,0	518,84	53,2
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	414,05	52,4	23	40,7	11,5	3,6	1205,2	2132,7	602,6	46,8
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	790,75	100	25,8	31	11,2	3,25	2576,1	3103,7	1121,44	100,0
5	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	148,06	49,5	30,5	21,3	12,4	2,8	1509,8	1054,4	613,8	57,8
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	151,08	50,5	21,8	40,7	12,7	3,9	1100,9	2055,4	641,35	42,2
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	299,14	100	26,1	31,1	12,6	3,35	2610,7	3109,7	1255,15	100,0
6	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	199,58	25,1	29,6	18,8	12,3	2,9	743,0	471,9	308,73	28,8
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	594,06	74,9	24,5	36,2	13,6	3,4	1835,1	2711,4	1018,64	71,2
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	793,64	100	25,8	31,8	13,3	3,15	2578,0	3183,3	1327,37	100,0
7	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	307,44	38,7	29,9	20	10,2	2,6	1157,1	774	394,74	44,9
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	486,63	61,3	23,2	39,9	12,9	3,8	1422,2	2445,9	790,77	55,1
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	794,07	100	25,8	32,2	11,9	3,2	2579,3	3219,9	1185,51	100,0
8	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	117,5	39,6	30,5	16,6	8,7	2,7	1207,8	657,4	344,52	46,3
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	179,46	60,4	23,2	41,3	12,6	3,5	1401,3	2494,5	761,04	53,7
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	296,96	60,4	26,1	31,5	11,1	3,1	2609,1	3151,9	1105,56	100,0

Tabela 1: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor fluorsilicato de sódio (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
9	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	323,5	41,7	30	18,5	9,8	2,8	1251	771,5	408,66	48,5
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	452,81	58,3	22,8	40,7	12,1	4,1	1329,2	2372,8	705,43	51,5
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	776,31	100	25,8	31,4	11,1	3,45	2580,2	3144,3	1114,09	100,0
10	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	244,66	31,2	30,1	19	10	2,7	939,1	592,8	312	36,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	539,24	68,8	23,8	36,5	11,2	3,9	1637,4	2511,2	770,56	63,6
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	783,9	100	25,8	31	10,8	3,3	2576,6	3104	1082,56	100,0
11	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	133,89	44,9	30,4	21,8	11,8	2,8	1365,0	978,8	529,82	51,2
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	164,56	55,1	23,6	38,9	9,9	3,9	1300,4	2143,4	545,49	48,8
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	298,45	100	26,7	31,2	10,8	3,35	2665,32	3122,21	1075,31	100,0
12	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	186,42	62,5	29,5	23,9	11	3,1	1843,75	1493,75	687,5	70,0
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	111,62	37,5	21,1	42,5	10,7	4	791,25	1593,75	401,25	30,0
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	298,04	100	26,4	30,9	10,9	3,55	2635	3087,5	1088,75	100,0
13	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	108,32	36,5	29,6	20	10	2,9	1080,4	730	365	42,1
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	188,31	63,5	23,4	23	7,7	3,5	1485,9	1460,5	488,95	57,9
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	296,63	100	25,7	21,9	8,5	3,2	2566,3	2190,5	853,95	100,0
14	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	172,43	57,9	29,8	23	10,6	3	1725,42	1331,7	613,74	66,2
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	125,15	42,1	20,9	43,5	9,1	3,9	879,9	1831,4	383,11	33,8
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	297,58	100	26,1	31,6	9,9	3,45	2605,3	3163,1	996,85	100,0
15	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	198,97	67	29,1	24,1	13,2	2,8	1949,7	1614,7	884,4	73,8
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	97,93	33	21	44,8	12,1	3,7	693	1478,4	399,3	26,2
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	296,9	100	26,4	30,9	12,8	3,25	2642,7	3093,1	1283,7	100,0
16	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	276,67	35	29,3	19,6	11	2,8	1025,5	686	385	39,4
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	514,66	65	24,3	40,6	13,6	3,5	1579,5	2639	884	60,6
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	791,33	100	26,1	33,3	12,7	3,15	2605	3325	1269	100,0

Tabela 1: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor fluorsilicato de sódio (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
17	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	247,21	31	29,6	19,4	11,4	2,6	917,6	601,4	353,4	35,4
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	549,44	69	24,3	38,5	10,1	3,9	1676,7	2656,5	696,9	64,6
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	796,65	100	25,9	32,6	10,5	3,25	2594,3	3257,9	1050,3	100,0
18	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	197,2	66,3	29,6	24,8	11,5	3,5	1962,5	1644,2	762,45	73,0
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	100,38	33,7	21,5	44,8	13,8	3,7	724,6	1509,8	465,06	27,0
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	297,58	100	26,9	31,5	12,3	3,6	2687,0	3154	1227,51	100,0
19	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	285,36	36,1	30	18,2	11,5	2,5	1083	657,0	415,15	42,2
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	505,71	63,9	23,2	38,8	10,8	3,9	1482,5	2479,3	690,12	57,8
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	791,07	100	25,7	31,4	11,1	3,2	2565,5	3136,3	1105,27	100,0
20	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	219,3	27,7	29,6	18	9,7	2,5	819,9	498,6	268,69	32,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	572,43	72,3	23,7	38,4	11,8	3,5	1713,5	2776,3	853,14	67,6
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	791,73	100	25,3	32,7	11,2	3	2533,4	3274,9	1121,83	100,0
21	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	207,12	26,3	29,2	16,6	11,2	2,7	768,0	436,6	294,56	29,8
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	581,65	73,7	24,5	37,2	11,4	3,6	1805,7	2741,6	840,18	70,2
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	788,77	100	25,7	31,8	11,3	3,15	2573,6	3178,2	1134,74	100,0
22	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	288,2	36,2	29	19,9	10,1	2,7	1049,8	720,4	365,62	41,0
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	508,87	63,8	23,7	37,9	11,6	3,6	1512,1	2418,0	740,08	59,0
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	797,07	100	25,6	31,4	11,1	3,15	2561,9	3138,4	1105,7	100,0
23	pH: 9, 60% de sólidos, oleato	Flotado	337,32	42,7	29,6	19,9	9,7	2,8	1263,9	849,7	414,19	47,9
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	453,12	57,3	24	38,8	11,1	3,7	1375,2	2223,2	636,03	52,1
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	790,44	100	26,4	30,7	10,5	3,25	2639,1	3073,0	1050,22	100,0
24	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	139,31	46,6	29,8	20,3	10,7	2,9	1388,7	946,0	498,62	53,6
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	159,49	53,4	22,5	41,2	13,2	4	1201,5	2200,1	704,88	46,4
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	298,8	100	25,9	31,5	12	3,45	2590,2	3146,1	1203,5	100,0

Tabela 1: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor fluorsilicato de sódio (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃		Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
25	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	310,02	39,3	30,2	16,8	10,4	2,6	1186,9	660,2	408,72	46,1
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	479,06	60,7	22,9	40	11,2	3,9	1390,0	2428,0	679,84	53,9
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	789,08	100	25,8	30,9	10,9	3,25	2576,9	3088,2	1088,56	100,0
26	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	108,1	36,3	31	17,5	9,7	2,7	1125,3	635,3	352,11	42,7
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	189,39	63,7	23,7	39,7	12,4	3,6	1509,7	2528,9	789,88	57,3
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	297,49	100	26,4	31,6	11,4	3,15	2635,0	3164,1	1141,99	100,0
27	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	195,2	24,6	29,1	18,4	10,4	2,8	715,9	452,6	255,84	27,6
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	597,94	75,4	24,9	36,1	12	3,6	1877,5	2721,9	904,8	72,4
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	793,14	100	25,9	31,7	11,6	3,2	2593,3	3174,6	1160,64	100,0
28	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	270,26	34,1	29,4	20,1	8,7	2,6	1002,5	685,4	296,67	38,1
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	522,74	65,9	24,7	37,7	11,8	3,7	1627,7	2484,4	777,62	61,9
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	793	100	26,3	31,7	10,7	3,15	2630,3	3169,8	1074,29	100,0
29	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	116,45	39,3	30,6	18,2	10,1	2,6	1202,6	715,3	396,93	45,3
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	179,65	60,7	23,9	40,2	13,2	3,6	1450,7	2440,1	801,24	54,7
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	296,1	100	26,5	31,6	12	3,1	2653,3	3155,4	1198,17	100,0
30	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	97,88	32,9	29	19,9	10,2	2,6	954,1	654,7	335,58	36,6
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	199,32	67,1	24,6	36,9	11,4	3,8	1650,7	2476,0	764,94	63,4
	Fluorsilicato de sódio 1000g/t	Alim. Rec.	297,2	100	26	31,3	11	3,2	2604,8	3130,7	1100,52	100,0
31	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	118,74	39,7	29,5	20,1	10,2	2,7	1171,2	798,0	404,94	45,8
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	180,25	60,3	23	40,5	12,1	3,8	1386,9	2442,2	729,63	54,2
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	298,99	100	25,6	32,4	11,3	3,25	2558,1	3240,1	1134,57	100,0
32	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	115,64	38,8	28,8	24,4	11,2	2,7	1117,4	946,7	434,56	43,5
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	182,1	61,2	23,7	39,8	11,7	3,8	1450,4	2435,8	716,04	56,5
	Fluorsilicato de sódio 500g/t	Alim. Rec.	297,74	61,2	25,7	33,8	11,5	3,25	2567,9	3382,5	1150,6	100,0

Tabela 2: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor Floatan T₁

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
1	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	263,53	42	29	21,5	10,7	3,4	1218,0	903,0	449,4	46,9
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	528,91	58	23,8	41,9	12,2	3,4	1380,4	2430,2	707,6	53,1
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	792,44	100	25,9	33,3	11,6	3,4	2598,4	3333,2	1157	100,0
2	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	27,35	43,9	29,6	19,5	10,6	3,4	1299,4	856,1	465,34	49,5
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	270,82	56,1	23,6	39,5	12,1	3,4	1324,0	2216,0	678,81	50,5
	Floatan 1000g/t	Alim. Rec.	298,17	100	26,2	30,7	11,4	3,4	2623,4	3072,0	1144,15	100,0
3	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	308,06	30,1	29,1	20,5	9,6	3,7	875,9	617,1	288,96	34,2
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	480,7	69,9	24,1	41,1	11,6	3,5	1684,6	2872,9	810,84	65,8
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	788,76	100	25,6	34,9	11	3,6	2560,5	3489,9	1099,8	100,0
4	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	286,06	47,6	29,3	19,9	9,8	3,4	1394,7	947,2	466,48	52,3
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	504,12	52,4	24,3	39,8	11,7	3,7	1273,3	2085,5	613,08	47,7
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	790,18	100	26,7	30,3	10,8	3,55	2668,0	3032,8	1079,56	100,0
5	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	306,71	49,5	30,4	18,1	11,9	2,5	1504,8	896,0	589,05	55,8
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	481,73	50,5	23,6	41,3	12,7	3,5	1191,8	2085,7	641,35	44,2
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	788,44	100	26,9	29,8	12,3	3	2696,6	2981,6	1230,4	100,0
6	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	304,89	25,1	30,2	19,1	12,5	2,5	758,0	479,4	313,75	30,2
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	483,71	74,9	23,4	40	12,5	3,5	1752,7	2996,0	936,25	69,8
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	788,6	100	25,1	34,8	12,5	3	2510,7	3475,4	1250	100,0
7	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	289,65	38,7	29,7	18,9	13	2,9	1149,4	731,4	503,1	43,8
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	508,76	61,3	24,1	40,2	12,1	3,6	1477,3	2464,3	741,73	56,2
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	798,41	100	26,3	31,9	12,4	3,25	2626,7	3195,7	1244,83	100,0
8	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	35,19	39,6	30	18,6	12,6	3,2	1188,0	736,6	498,96	45,2
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	261,22	60,4	23,8	41,3	11,4	3,6	1437,5	2494,5	688,56	54,8
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	296,41	100	26,3	32,3	11,9	3,4	2625,5	3231,1	1187,52	100,0

Tabela 2: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor floatan T₁ (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
9	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	213,61	41,7	29,4	20,4	11,2	2,7	1226,0	850,7	467,04	47,0
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	577,64	58,3	23,7	38,9	11,6	3,6	1381,7	2267,9	676,28	53,0
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	791,25	100	26,1	31,2	11,4	3,15	2607,7	3118,6	1143,32	100,0
10	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	282,8	31,2	28,9	23,2	10,2	2,5	901,7	723,8	318,24	35,1
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	506,31	68,8	24,2	38,5	13	3,6	1665,0	2648,8	894,4	64,9
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	789,11	100	25,7	33,7	12,1	3,05	2566,6	3372,6	1212,64	100,0
11	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	233,94	44,9	30,5	17,2	10,9	2,7	1369,5	772,3	489,41	49,3
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	561,64	55,1	25,6	34,6	12,5	3,5	1410,6	1906,5	688,75	50,7
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	795,58	100	27,8	26,8	11,8	3,1	2780,0	2678,7	1178,16	100,0
12	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	67,66	62,5	30	21	9,7	2,6	1875,0	1312,5	606,25	67,5
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	228,39	37,5	24,1	38,2	12,1	3,6	903,8	1432,5	453,75	32,5
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	296,05	100	27,8	27,5	10,6	3,1	2778,8	2745,0	1060	100,0
13	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	21,78	36,5	28,6	20,7	11,3	3,5	1043,9	755,6	412,45	38,5
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	275,19	63,5	26,3	32,2	12	3,3	1670,1	2044,7	762	61,5
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	296,97	100	27,1	28	11,7	3,4	2714,0	2800,3	1174,45	100,0
14	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	22,94	57,9	27,8	22,9	9,8	3,4	1609,6	1325,9	567,42	60,5
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	270,39	42,1	25	37,8	12,8	3,4	1052,5	1591,4	538,88	39,5
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	293,33	100	26,6	29,2	11,1	3,4	2662,1	2917,3	1106,3	100,0
15	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	198,93	67	30,2	19,4	10,4	3,2	2023,4	1299,8	696,8	71,5
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	589,25	33	24,5	36,3	11	3,5	808,5	1197,9	363	28,5
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	788,18	100	28,3	25	10,6	3,35	2831,9	2497,7	1059,8	100,0
16	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	35,2	35	29,2	20,6	10,9	3,1	1022,0	721,0	381,5	38,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	264,85	65	25,2	33,1	11,5	3,6	1638,0	2151,5	747,5	61,6
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	300,05	100	26,6	28,7	11,3	3,35	2660,0	2872,5	1129	100,0

Tabela 2: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor floatan T₁ (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
17	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	15,34	31	28	20,7	11,3	3,2	868,0	641,7	350,3	33,0
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	284,61	69	25,5	32,5	10,9	3,3	1759,5	2242,5	752,1	67,0
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	299,95	100	26,3	28,8	11	3,25	2627,5	2884,2	1102,4	100,0
18	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	211,01	66,3	29,1	19,8	9,1	3,2	1929,3	1312,7	603,33	69,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	575,88	33,7	25,3	33	10,7	3,6	852,6	1112,1	360,59	30,6
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	786,89	100	27,8	24,2	9,6	3,4	2781,9	2424,8	963,92	100,0
19	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	154,84	36,1	29,3	19,7	9,5	3,1	1057,7	711,2	342,95	40,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	643,39	63,9	24,4	34,4	10,9	3,8	1559,2	2198,2	696,51	59,6
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	798,23	100	26,2	29,1	10,4	3,45	2616,9	2909,3	1039,46	100,0
20	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	209,01	27,7	29,2	19,7	8,8	3,1	808,8	545,7	243,76	31,3
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	581,18	72,3	24,6	33,8	11,7	3,4	1778,6	2443,7	845,91	68,7
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	790,19	100	25,9	29,9	10,9	3,25	2587,4	2989,4	1089,67	100,0
21	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	282,82	26,3	29,4	21,5	12,2	3,5	773,2	565,5	320,86	28,8
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	514,22	73,7	25,9	30,8	12,3	3,5	1908,8	2270,0	906,51	71,2
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	797,04	100	26,8	28,4	12,3	3,5	2682,1	2835,4	1227,37	100,0
22	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	4,31	36,2	26,7	25,2	10,2	3,6	966,5	912,2	369,24	38,3
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	286,82	63,8	24,4	38,6	11,2	3,5	1556,7	2462,7	714,56	61,7
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	291,13	100	25,2	33,7	10,8	3,55	2523,3	3374,9	1083,8	100,0
23	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	27,29	42,7	28,6	21,1	9,3	3,4	1221,2	901,0	397,11	44,7
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	262,49	57,3	26,4	32,7	11,1	3,3	1512,7	1873,7	636,03	55,3
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	289,78	100	27,3	27,7	10,3	3,35	2733,9	2774,7	1033,14	100,0
24	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	24,95	46,6	28,3	22,3	9,7	3,4	1318,8	1039,2	452,02	49,0
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	267,27	53,4	25,7	43,2	12,2	3,7	1372,4	2306,9	651,48	51,0
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	292,22	100	26,9	33,5	11	3,55	2691,2	3346,1	1103,5	100,0

Tabela 2: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor floatan T₁ (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
25	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	188,74	39,3	30	19,6	10,1	3	1179,0	770,3	396,93	44,0
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	605,39	60,7	24,7	45,3	10,9	3,7	1499,3	2749,7	661,63	56,0
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	794,13	100	26,8	35,2	10,6	3,35	2678,3	3520,0	1058,56	100,0
26	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	8,58	36,3	27,8	23,3	10,1	3,6	1009,1	845,8	366,63	38,2
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	291,84	63,7	25,6	43,5	11,4	3,7	1630,7	2771,0	726,18	61,8
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	300,42	100	26,4	36,2	10,9	3,65	2639,9	3616,7	1092,81	100,0
27	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	29,14	24,6	28,5	19,7	10,2	3,2	701,1	484,6	250,92	26,6
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	266,79	75,4	25,6	41,8	11,5	3,5	1930,2	3151,7	867,1	73,4
	Floatan T1 1000g/t	Alim. Rec.	295,93	100	26,3	36,4	11,2	3,35	2631,3	3636,3	1118,02	100,0
28	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	32,1	34,1	30,8	18,4	9,8	3,2	1050,3	627,4	334,18	38,8
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	262,97	65,9	25,1	41,4	11,8	3,7	1654,1	2728,3	777,62	61,2
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	295,07	100	27	33,6	11,1	3,45	2704,4	3355,7	1111,8	100,0
29	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	60,67	39,3	28,8	28,7	10	3,3	1131,8	1127,9	393	42,5
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	231,84	60,7	25,2	33,8	10,5	3,6	1529,6	2051,7	637,35	57,5
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	292,51	100	26,6	31,8	10,3	3,45	2661,5	3179,6	1030,35	100,0
30	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	16,37	32,9	27,6	32,5	10,4	3,5	908,0	1069,3	342,16	33,7
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	283,4	67,1	26,6	32,3	10,5	3,6	1784,9	2167,3	704,55	66,3
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	299,77	100	26,9	32,4	10,5	3,55	2692,9	3236,6	1046,71	100,0
31	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	33,93	39,7	29,1	21,5	10,7	3,3	1155,3	853,6	424,79	42,6
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	265,75	60,3	25,8	33	11,3	3,7	1555,7	1989,9	681,39	57,4
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	299,68	100	27,1	28,4	11,1	3,5	2711,0	2843,5	1106,18	100,0
32	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	308,51	38,8	30,2	26	10,1	3,3	1171,8	1008,8	391,88	45,0
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	492,96	61,2	23,4	42,3	11,5	3,3	1432,1	2588,8	703,8	55,0
	Floatan T1 500g/t	Alim. Rec.	801,47	100	26,3	36	11	3,3	2603,8	3597,6	1095,68	100,0

Tabela 3: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor floatan M₃

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
1	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	150,36	42	29,4	25	9,8	3,4	1234,8	1050,0	411,6	45,9
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	640,02	58	25,1	35	11,7	3,8	1455,8	2030,0	678,6	54,1
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	790,38	100	26,9	30,8	10,9	3,6	2690,6	3080,0	1090,2	218,1
2	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	19,1	43,9	28,1	24,3	9,9	3,6	1233,6	1066,8	434,61	84,6
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	279,7	56,1	26	32,1	11,7	3,7	1458,6	1800,8	656,37	54,2
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	298,8	100	26,9	28,7	10,9	3,65	2692,2	2867,6	1090,98	297,1
3	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	578,5	30,1	30,1	25,9	10,6	3,3	906,0	779,6	319,06	51,4
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	877,3	69,9	25,2	35,8	11,4	4,1	1761,5	2502,4	796,86	66,0
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	1455,8	100	26,7	32,8	11,2	3,7	2667,5	3282,0	1115,92	186,8
4	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	2333,1	47,6	30	24,1	10,1	3,4	1428,0	1147,2	480,76	107,3
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	3788,9	52,4	25,4	34,3	11,9	3,9	1331,0	1797,3	623,56	48,2
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	6122	100	27,6	29,4	11	3,65	2759,0	2944,5	1104,32	194,9
5	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	9910,9	49,5	28,6	25,9	10,6	3,4	1415,7	1282,1	524,7	52,5
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	16032,9	50,5	25,4	31,8	11,4	4,1	1282,7	1605,9	575,7	47,5
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	25943,8	100	27	28,9	11	3,75	2698,4	2888,0	1100,4	100,0
6	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	241,94	25,1	31,4	19,7	9,7	3,2	788,1	494,5	243,47	30,1
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	530,42	74,9	24,4	37,2	11,8	3,8	1827,6	2786,3	883,82	69,9
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	772,36	100	26,2	32,8	11,3	3,5	2615,7	3280,8	1127,29	100,0
7	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	19,09	38,7	28,8	25,5	10,1	3,1	1114,6	986,9	390,87	41,2
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	272,64	61,3	25,9	32,3	11,6	3,8	1587,7	1980,0	711,08	58,8
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	291,73	100	27	29,7	11	3,45	2702,2	2966,8	1101,95	100,0
8	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	48	39,6	29	22,5	10,3	3,4	1148,4	891,0	407,88	42,1
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	251,84	60,4	26,2	30,2	12,2	3,8	1582,5	1824,1	736,88	100,0
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	299,84	100	27,3	27,2	11,4	3,6	2730,9	2715,1	1144,76	142,1

Tabela 3: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor floatan M₃ (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
9	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	26,2	41,7	28,4	24,3	10,6	3,1	1184,3	1013,3	442,02	43,8
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	272,31	58,3	26,1	31,4	12,5	3,8	1521,6	1830,6	728,75	56,2
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	298,51	100	27,1	28,4	11,7	3,45	2705,9	2843,9	1170,77	100,0
10	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	63,56	31,2	30,5	18,3	9,2	3,6	951,6	571,0	287,04	35,4
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	232,73	68,8	25,2	34,3	12,2	3,8	1733,8	2359,8	839,36	64,6
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	296,29	100	26,9	29,3	11,3	3,7	2685,4	2930,8	1126,4	100,0
11	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	25,38	44,9	28,6	25,5	10,6	3,5	1284,1	1145,0	475,94	47,3
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	270,42	55,1	26	32,2	12,3	3,8	1432,6	1774,2	677,73	52,7
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	295,8	100	27,2	29,2	11,5	3,65	2716,7	2919,2	1153,67	100,0
12	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	61,49	62,5	29,3	22,9	10,2	3,2	1831,3	1431,3	637,5	65,3
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	234,82	37,5	25,9	33,1	10,9	3,8	971,3	1241,3	408,75	34,7
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	296,31	100	28	26,7	10,5	3,5	2802,5	2672,5	1046,25	100,0
13	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	313,81	36,5	30,3	20,4	10,2	2,9	1106,0	744,6	372,3	41,1
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	478,64	63,5	25	37	13,4	4,1	1587,5	2349,5	850,9	58,9
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	792,45	100	26,9	30,9	12,2	3,5	2693,5	3094,1	1223,2	100,0
14	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	36,42	57,9	29,2	21,9	11,4	3,2	1690,7	1268,0	660,06	60,8
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	261,98	42,1	25,9	30,8	12,3	3,8	1090,4	1296,7	517,83	39,2
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	298,4	100	27,8	25,6	11,8	3,5	2781,1	2564,7	1177,89	100,0
15	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	302,34	67	30,6	17,7	10,2	2,5	2050,2	1185,9	683,4	72,9
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	482,56	33	23,1	38,5	11,5	3,9	762,3	1270,5	379,5	27,1
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	784,9	100	28,1	24,6	10,6	3,2	2812,5	2456,4	1062,9	100,0
16	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	163,21	35	28,8	20,6	11,3	2,9	1008,0	721,0	395,5	38,2
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	616,15	65	25,1	33,7	11	3,7	1631,5	2190,5	715	61,8
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	779,36	100	26,4	29,1	11,1	3,3	2639,5	2911,5	1110,5	100,0

Tabela 3: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor floatan M₃ (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
17	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	254,68	31	30,5	21,8	10,8	2,8	945,5	675,8	334,8	36,1
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	537,66	69	24,3	37,5	12,4	3,7	1676,7	2587,5	855,6	63,9
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	792,34	100	26,2	32,6	11,9	3,25	2622,2	3263,3	1190,4	100,0
18	pH: 11, 60% de sólidos, oleat	Flotado	288,82	66,3	30,1	17,1	11,2	2,8	1995,6	1133,7	742,56	72,1
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	505,15	33,7	22,9	39,4	12,1	3,7	771,7	1327,8	407,77	27,9
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	793,97	100	27,7	24,6	11,5	3,25	2767,4	2461,5	1150,33	100,0
19	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	22,81	36,1	28,5	20,9	10,5	3	1028,9	754,5	379,05	38,7
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	277,36	63,9	25,5	32,7	10,6	3,4	1629,5	2089,5	677,34	61,3
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	300,17	100	26,6	28,4	10,6	3,2	2658,3	2844,0	1056,39	100,0
20	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	20,25	27,7	28,2	21,1	11	3,3	781,1	584,5	304,7	29,8
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	276,95	72,3	25,4	31	10,9	3,8	1836,4	2241,3	788,07	70,2
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	297,2	100	26,2	28,3	10,9	3,55	2617,6	2825,8	1092,77	100,0
21	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	36,39	26,3	28,7	21,9	11,5	2,9	754,8	576,0	302,45	28,7
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	262,28	73,7	25,5	33,2	10,5	3,8	1879,4	2446,8	773,85	71,3
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	298,67	100	26,3	30,2	10,8	3,35	2634,2	3022,8	1076,3	100,0
22	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	280,01	36,2	29,8	17,5	10,9	3	1078,8	633,5	394,58	41,5
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	502,98	63,8	23,8	38,3	12	3,7	1518,4	2443,5	765,6	58,5
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	782,99	100	26	30,8	11,6	3,35	2597,2	3077,0	1160,18	100,0
23	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	43,23	42,7	28,2	21,1	10,6	3,3	1204,1	901,0	452,62	45,6
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	254,07	57,3	25,1	34,1	10,9	3,7	1438,2	1953,9	624,57	54,4
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	297,3	100	26,4	28,5	10,8	3,5	2642,4	2854,9	1077,19	100,0
24	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	231,03	46,6	29	18,6	11,3	3	1351,4	866,8	526,58	50,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	559,49	53,4	24,9	35,6	11,4	3,7	1329,7	1901,0	608,76	117,9
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	790,52	100	26,8	27,7	11,4	3,35	2681,1	2767,8	1135,34	168,3

Tabela 3: Balanços de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor floatan M₃ (continuação)

Teste	Condições do Experimento	Produto	Massa		Teores (%)				Unidade Metálica (%)			Distribuição (%)
			(g)	(%)	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn
25	pH: 9, 30% de sólidos	Flotado	24,47	39,3	28,7	20,3	10,4	3,2	1127,9	797,8	408,72	42,7
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	275,04	60,7	24,9	32,7	10,8	3,6	1511,4	1984,9	655,56	57,3
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	299,51	100	26,4	27,8	10,6	3,4	2639,3	2782,7	1064,28	100,0
26	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	144,3	36,3	28,8	22,7	11,5	3,3	1045,4	824,0	417,45	39,3
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	647,21	63,7	25,4	34,3	11,3	3,6	1618,0	2184,9	719,81	60,7
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	791,51	100	26,6	30,1	11,4	3,45	2663,4	3008,9	1137,26	100,0
27	pH: 11, 30% de sólidos	Flotado	55,03	24,6	28,1	21,4	10,7	3,3	691,3	526,4	263,22	26,5
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	245,75	75,4	25,4	36,2	11,6	3,8	1915,2	2729,5	874,64	73,5
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	300,78	100	26,1	32,6	11,4	3,55	2606,4	3255,9	1137,86	100,0
28	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	342,55	34,1	30,4	17,9	10,9	3	1036,6	610,4	371,69	41,7
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	445,72	65,9	22	44	11,5	4	1449,8	2899,6	757,85	58,3
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	788,27	100	24,9	35,1	11,3	3,5	2486,4	3510,0	1129,54	100,0
29	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	164,78	39,3	28,7	22,1	11,2	3,2	1127,9	868,5	440,16	42,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	628,6	60,7	25,2	35,9	11,4	3,9	1529,6	2179,1	691,98	57,6
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	793,38	100	26,6	30,5	11,3	3,55	2657,6	3047,7	1132,14	100,0
30	pH: 11, 60% de sólidos	Flotado	315,6	32,9	30,2	18,7	10,6	2,9	993,6	615,2	348,74	39,1
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	468,84	67,1	23,1	41,3	11,4	3,8	1550,0	2771,2	764,94	60,9
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	784,44	100	25,4	33,9	11,1	3,35	2543,6	3386,5	1113,68	100,0
31	pH: 9, 60% de sólidos	Flotado	252,96	39,7	29,3	16,2	10,9	3	1163,2	643,1	432,73	45,2
	Oleato de sódio 1000 g/t	Afundado	538,57	60,3	23,4	38,5	11,2	3,7	1411,0	2321,6	675,36	54,8
	Floatan M3 1000g/t	Alim. Rec.	791,53	100	25,7	29,6	11,1	3,35	2574,2	2964,7	1108,09	100,0
32	pH:9, 60% de sólidos	Flotado	243,65	38,8	30,3	18,6	11,8	3,2	1175,6	721,7	457,84	44,4
	Oleato de sódio 500 g/t	Afundado	546,25	61,2	24,1	38,7	11,9	3,5	1474,9	2368,4	728,28	55,6
	Floatan M3 500g/t	Alim. Rec.	789,9	100	26,5	30,9	11,9	3,35	2650,6	3090,1	1186,12	100,0