

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de
Minas.

Dissertação de Mestrado

**“Avaliação da Flotação de Minério de Ferro de Brucutu Considerando
a Divisão em Dois Circuitos: Grossos e Finos”**

Autor: José Marcelino dos Reis

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte, Dezembro de 2015.

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de
Minas.

José Marcelino dos Reis

**AVALIAÇÃO DA FLOTAÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO DE BRUCUTU
CONSIDERANDO A DIVISÃO EM DOIS CIRCUITOS: GROSSOS E FINOS.**

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa
de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica,
Materiais e de Minas da Universidade Federal de
Minas Gerais.

Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
Dezembro de 2015

DEDICATÓRIA

À minha esposa Silvânia e aos meus
filhos Matheus, Marcelle e Marcelo
que me apoiaram e entenderam as
minhas ausências.

Aos meus pais, Severiano (em memória)
e Redelvina, o meu eterno agradecimento.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus pelas orações atendidas para fortalecer o meu espírito nos momentos difíceis e me fazer suficientemente capaz de superar cada obstáculo.

À Vale, nas pessoas de Karina Rapucci e Josemar Costa, pela oportunidade e confiança depositada no nosso trabalho.

Ao meu orientador e Prof. Antônio Eduardo Clark Peres pelos ensinamentos, paciência, compreensão e incentivo.

Aos colegas da Gerência de Tratamento de Minérios de Brucutu: Ivan Nascimento, Adilson Gandra, Edivânia Ribeiro, Jéter Luiz, Leandro Baptista, Valdeci Souza, Eduardo Moreira, Alisson Souza e João Batista pela constante amizade, companheirismo e incentivo.

Ao amigo e colega Vale Eng. Nilson Nedes de Paula que além de conduzir toda a etapa de testes deste estudo, juntamente com a equipe técnica do CPT, também contribuiu com a análise dos resultados.

Aos membros da banca examinadora: Dra. Andréia Bicalho Henriques e o Dr. Henrique Dias Gatti Turrer pelas avaliações técnicas.

Aos amigos Aloisio Fonseca, André Fonseca, José Benedito, Cristiano Sales, Heverson Meira, Bruno Machado, Alysson Borges, Aluizio Quaresma e Edmar Casemiro pelo incentivo, contribuições bibliográficas e oportunidades.

Agradeço a todos aqueles que, direta ou indiretamente, contribuíram na condução e realização deste estudo.

Agradeço também ao PROEX CAPES, CNPq e FAPEMIG.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	20
2. OBJETIVOS	25
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	26
3.1. Minério de Ferro.....	26
3.2. Ferro.....	29
3.2.1. Óxidos, Oxihidróxidos e Hidróxidos de Ferro	30
3.2.2. Descrição dos principais minerais portadores de ferro.....	31
3.2.2.1. Hematita ($\alpha - \text{Fe}_2\text{O}_3$)	31
3.2.2.2. Magnetita ($\beta\text{-Fe}_3\text{O}_4$)	33
3.2.2.3. Goethita ($\alpha\text{-FeOOH}$)	34
3.2.3. Descrição dos principais minerais portadores de ganga associados ao minério de ferro	36
3.2.3.1. Quartzo (SiO_2)	36
3.2.3.2. Caulinita ($\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$)	37
3.2.3.3. Gibbsita ($\text{Al}(\text{OH})_3$)	37
3.3. Principais depósitos de minério de ferro no Brasil	38
3.3.1. Gênese do minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero	41
3.4. Processamento de minerais de ferro	41
3.4.1. Concentração de minérios por flotação	44
3.4.2. Concentração de minérios de ferro por flotação	47
3.4.3. Influência da granulometria na flotação	50
3.4.4. Deslamagem de minérios de ferro – Aspectos gerais	57
3.4.5. Reagentes de flotação	59
3.4.5.1. Aminas	59
3.4.5.2. Amidos	63
3.4.5.3. Espumantes	67
3.4.5.4. Modificadores	67

3.5. Mina de Brucutu	69
3.5.1. Localização e região	69
3.5.2. Instalações de Beneficiamento – Mina de Brucutu	71
3.5.3. Processo a úmido – Operações de peneiramento, classificação, moagem, concentração e separação sólido-líquido	73
4. METODOLOGIA (MATERIAIS E MÉTODOS).....	82
4.1. Amostragem	82
4.2. Composição e preparação das amostras	84
4.3. Caracterização das amostras	85
4.3.1. Análises granulométricas	85
4.3.2. Determinação de peso específico (densidade real)	85
4.3.3. Análise química por Fluorescência de Raios-X	85
4.3.4. Caracterização mineralógica por faixa granulométrica	86
4.4. Testes tecnológicos em escala de bancada	86
4.4.1. Testes de deslamagem em escala de bancada	86
4.4.2. Testes de flotação em célula mecânica de laboratório	87
5. RESULTADOS E DISCUSSÕES	89
5.1. Caracterização das amostras	89
5.1.1. Análises granulométricas e químicas por faixa	89
5.1.1.1. Amostra: AGFRBR – Alimentação Global da Flotação Rougher de Brucutu	89
5.1.1.2. Amostra: UF1DBR – Underflow da 1ª Deslamagem de Brucutu	91
5.1.1.3. Amostra: UFMOBR – Underflow dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem de Brucutu	92
5.1.1.4. Amostra: UF2DBR – Underflow da 2ª Deslamagem de Brucutu	93
5.1.1.5. Amostra: Blend (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%)) – Underflow da 2ª deslamagem + Underflow dos hidrociclones da deslamagem da moagem	94

5.1.2. Determinação de peso específico (densidade real)	96
5.1.3. Microscopia ótica de luz refletida por faixa granulométrica	97
5.1.3.1. Amostra: AGFRBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação	97
5.1.3.2. Amostra UF1DBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação	99
5.1.3.3. Amostra UFMOBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação	102
5.1.3.4. Amostra UF2DBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação	104
5.1.3.5. Amostra Blend – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação	107
5.2. Testes tecnológicos em escala de bancada	110
5.2.1. Testes de deslamagem em escala de bancada	111
5.2.2. Testes de flotação em célula mecânica de laboratório	112
5.2.2.1. AGFRBR – Alimentação Global da Flotação Rougher de Brucutu ..	113
5.2.2.2. UF1DBR – Underflow da 1ª Deslamagem de Brucutu	127
5.2.2.3. UFMOBR – Underflow da Moagem de Brucutu	139
5.2.2.4. UF2DBR – Underflow da 2ª Deslamagem de Brucutu	152
5.2.2.5. Blend Natural (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))	164
5.2.2.6. Blend Deslamado (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))	176
5.2.3. Resultados comparativos dos testes de flotação entre as amostras Blend Natural x Blend Deslamado (UF2DBR (55%) + UFMOBR(45%))	189
5.2.3.1. Teor de ferro no rejeito	189
5.2.3.2. Teor de sílica no concentrado	191
5.2.3.3. Recuperação em massa na flotação	193
5.2.3.4. Recuperação metálica na flotação	195
5.2.4. Resultados comparativos entre as amostras da flotação fracionada e a amostra global (AGFRBR)	197
6. CONCLUSÕES.....	200
7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	202

8. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS.....	203
ANEXO 1 – Resultados dos Testes de Flotação com a Alimentação Global da Flotação Rougher de Brucutu (AGFRBR)	210
ANEXO 2 – Resultados dos Testes de Flotação com o Underflow da 1ª Deslamagem de Brucutu (UF1DBR).....	212
ANEXO 3 – Resultados dos Testes de Flotação com o Underflow da Moagem de Brucutu (UFMOBR)	214
ANEXO 4 – Resultados dos Testes de Flotação com o Underflow da 2ª Deslamagem de Brucutu (UF1DBR)	216
ANEXO 5 – Resultados dos Testes de Flotação com o Blend Natural (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))	218
ANEXO 6 – Resultados dos Testes de Flotação com o Blend Deslamado (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))	220
ANEXO 7 – Resultados e complementos de resultados do estudo de flotação em bancada	222

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 3.1 – Tipos de arranjos magnéticos (CRISTIE & BRATHWAITE, 1997).....	31
FIGURA 3.2 – Sistemas cristalográficos da magnetita – octaédrico (A), dodecaedro (B), dodecaedros estriados paralelamente à interseção com as faces do octaedro (C) (DANA & HURLBUT, 1984).....	34
FIGURA 3.3 – Minerais de ferro com cristais tipicamente porosos (CABRAL, 2010).....	36
FIGURA 3.4 – Distribuição das principais regiões brasileiras produtoras de minério de ferro, empresas mineradoras e sua produção em Mtpa, em 2010 (adaptado de LIPPER, 2012).....	39
FIGURA 3.5 – Diagrama esquemático mostrando a relação entre as propriedades físicas e químicas de partículas finas e seu comportamento na flotação (TURRER, 2004).....	54
FIGURA 3.6 – Configuração das estruturas da amilose (a) e amilopectina (b) (MAPA, 2006).....	64
FIGURA 3.7 – Mapa de Localização da Mina de Brucutu – Quadrilátero Ferrífero/ MG (Roberto, 2010 apud Endo <i>et al.</i> , 2008).....	71
FIGURA 3.8 – Fluxograma simplificado da instalação de beneficiamento - Mina de Brucutu (Arquivo particular do autor, 2006).....	74
FIGURA 3.9 – WHIMS de Brucutu (SALES, 2012).....	77
FIGURA 4.1 – Fluxograma atual da deslamagem e flotação com os respectivos pontos de coleta das amostras para caracterização e testes tecnológicos.....	83
FIGURA 4.2 – Fluxograma de preparação das amostras compostas para caracterização e testes tecnológicos.....	84
FIGURA 5.1 – Distribuição granulométrica das amostras que compõem a alimentação da flotação industrial de Brucutu.....	95
FIGURA 5.2A – Distribuição dos principais elementos químicos das amostras globais que compõem a alimentação da flotação industrial de Brucutu.....	95
FIGURA 5.2B – Distribuição dos principais elementos contaminantes das amostras globais que compõem a alimentação da flotação industrial de Brucutu.....	96
FIGURA 5.3 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra AGFRBR.....	98
FIGURA 5.4 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de AGFRBR.....	99
FIGURA 5.5 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra de	100

UF1DBR.....	
FIGURA 5.6 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de UF1DBR.....	101
FIGURA 5.7 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra de UFMOBR.....	103
FIGURA 5.8 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de UFMOBR.....	104
FIGURA 5.9 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra de UF2DBR.....	105
FIGURA 5.10 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de UF2DBR.....	107
FIGURA 5.11 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra <i>Blend</i> natural.....	108
FIGURA 5.12 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de <i>Blend</i> natural.....	110
FIGURA 5.13 – Fotomicrografias comparativas da amostra blend antes e após redeslamagem.....	112
FIGURA 5.14 – Gráficos dos principais efeitos dos fatores para o teor de SiO ₂ no concentrado (AGFRBR).....	115
FIGURA 5.15 – Gráficos das interações entre as variáveis para obtenção do teor de SiO ₂ no concentrado (AGFRBR).....	116
FIGURA 5.16 – Superfície de resposta 2D para teor de SiO ₂ no concentrado, coletor e pH (AGFRBR).....	117
FIGURA 5.17 – Gráficos dos principais efeitos dos fatores para os teores de ferro no rejeito (AGFRBR).....	118
FIGURA 5.18 – Gráficos das interações entre as variáveis para obtenção do teor de ferro no rejeito (AGFRBR).....	119
FIGURA 5.19 – Superfície de resposta 2D para a dosagem de coletor, teor de ferro no rejeito e pH (AGFRBR).....	120
FIGURA 5.20 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação mássica (AGFRBR).....	120
FIGURA 5.21 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação mássica (AGFRBR).....	121
FIGURA 5.22 – Superfície de resposta 2D para dosagem de coletor, recuperação mássica da flotação e pH (AGFRBR).....	122
FIGURA 5.23 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação	123

metálica (AGFRBR).....	
FIGURA 5.24 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação metálica (AGFRBR).....	123
FIGURA 5.25 – Superfície de resposta 2D para dosagem de coletor, recuperação metálica da flotação e pH (AGFRBR).....	124
FIGURA 5.26 – Gráficos dos principais efeitos entre os reagentes para o índice de seletividade (AGFRBR).....	125
FIGURA 5.27 – Gráficos das interações entre as variáveis para o índice de seletividade (AGFRBR).....	125
FIGURA 5.28 – Superfície de resposta 2D para dosagem de coletor, índice de seletividade e pH (AGFRBR).....	127
FIGURA 5.29 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do teor de SiO ₂ no concentrado (UF1DBR).....	129
FIGURA 5.30 – Gráficos das interações para obtenção do teor de SiO ₂ no concentrado (UF1DBR).....	130
FIGURA 5.31 – Superfície de resposta 2D para dosagem de coletor, teor de SiO ₂ no concentrado e pH (UF1DBR).....	131
FIGURA 5.32 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do teor de ferro no rejeito (UF1DBR).....	132
FIGURA 5.33 – Gráficos das interações para obtenção do teor de ferro no rejeito (UF1DBR).....	132
FIGURA 5.34 – Superfície de resposta 2D para o teor de ferro no rejeito, coletor e pH (UF1DBR).....	133
FIGURA 5.35 – Gráficos dos principais efeitos para recuperação mássica (UF1DBR).....	134
FIGURA 5.36 – Gráficos das interações entre os fatores para recuperação mássica (UF1DBR).....	134
FIGURA 5.37 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica da flotação, coletor e pH (UF1DBR).....	135
FIGURA 5.38 – Gráficos dos principais efeitos para a recuperação metálica (UF1DBR).....	136
FIGURA 5.39 – Gráficos das interações entre os fatores para recuperação metálica (UF1DBR).....	136
FIGURA 5.40 – Superfície de resposta 2D para recuperação metálica, coletor e pH (UF1DBR).....	137
FIGURA 5.41 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do índice de seletividade (UF1DBR).....	138

FIGURA 5.42 – Gráficos das interações entre os fatores para obtenção do índice de seletividade (UF1DBR).....	138
FIGURA 5.43 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade, coletor e pH (UF1DBR).....	139
FIGURA 5.44 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do teor de SiO ₂ no concentrado (UFMOBR).....	141
FIGURA 5.45 – Gráficos das interações entre os fatores para obtenção do teor de SiO ₂ no concentrado (UFMOBR).....	142
FIGURA 5.46 – Superfície de resposta 2D para o teor de SiO ₂ no concentrado, coletor e pH (UFMOBR).....	143
FIGURA 5.47 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do teor de ferro no rejeito (UFMOBR).....	144
FIGURA 5.48 – Gráficos das interações entre os fatores para obtenção do teor de ferro no rejeito (UFMOBR).....	144
FIGURA 5.49 – Superfície de resposta 2D para o teor de ferro no rejeito, coletor e pH (UFMOBR).....	145
FIGURA 5.50 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção da recuperação mássica (UFMOBR).....	146
FIGURA 5.51 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação mássica (UFMOBR).....	146
FIGURA 5.52 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica da flotação, coletor e pH (UFMOBR).....	148
FIGURA 5.53 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção da recuperação metálica (UFMOBR).....	148
FIGURA 5.54 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação metálica (UFMOBR).....	149
FIGURA 5.55 – Superfície de resposta 2D para recuperação metálica da flotação, coletor e pH (UFMOBR).....	150
FIGURA 5.56 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do índice de seletividade (UFMOBR).....	150
FIGURA 5.57– Gráficos das interações entre os fatores para obtenção do índice de seletividade (UFMOBR).....	151
FIGURA 5.58 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade da flotação, coletor e pH (UFMOBR).....	152
FIGURA 5.59 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do teor de SiO ₂ no concentrado (UF2DBR).....	154
FIGURA 5.60 – Gráficos das interações entre os fatores para o teor de SiO ₂ no concentrado (UF2DBR).....	155

FIGURA 5.61 – Superfície de resposta 2D para o teor de sílica no concentrado, coletor e pH (UF2DBR).....	156
FIGURA 5.62 – Gráficos dos principais efeitos para obtenção do teor de ferro no rejeito (UF2DBR).....	156
FIGURA 5.63 – Gráficos das interações entre os fatores para o teor de ferro no rejeito (UF2DBR).....	157
FIGURA 5.64 – Superfície de resposta 2D para o teor de ferro no rejeito da flotação, coletor e pH (UF2DBR).....	158
FIGURA 5.65 – Gráficos dos principais efeitos para a recuperação mássica da flotação (UF2DBR).....	158
FIGURA 5.66 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação mássica da flotação (UF2DBR).....	159
FIGURA 5.67 – Superfície de resposta 2D para a recuperação mássica da flotação, coletor e pH (UF2DBR).....	160
FIGURA 5.68 – Gráficos dos principais efeitos para a recuperação metálica da flotação (UF2DBR).....	160
FIGURA 5.69 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação metálica da flotação (UF2DBR).....	161
FIGURA 5.70 – Superfície de resposta 2D para a recuperação metálica da flotação, coletor e pH (UF2DBR).....	162
FIGURA 5.71 – Gráficos dos principais efeitos para o índice de seletividade da flotação (UF2DBR).....	162
FIGURA 5.72 – Gráficos das interações entre os fatores para o índice de seletividade da flotação (UF2DBR).....	163
FIGURA 5.73 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade da flotação, coletor e pH (UF2DBR).....	164
FIGURA 5.74 – Gráficos dos principais efeitos para o teor de SiO ₂ no concentrado (<i>Blend natural</i>).....	166
FIGURA 5.75 – Gráficos das interações entre os fatores para o teor de SiO ₂ no concentrado (<i>Blend natural</i>).....	167
FIGURA 5.76 – Superfície de resposta 2D para o teor de SiO ₂ no concentrado de flotação, coletor e pH (<i>Blend natural</i>).....	168
FIGURA 5.77 – Gráficos dos principais efeitos para o teor de ferro no rejeito de flotação (<i>Blend natural</i>).....	168
FIGURA 5.78 – Gráficos das interações entre os fatores para o teor de ferro no rejeito de flotação (<i>Blend natural</i>).....	169
FIGURA 5.79 – Superfície de resposta 2D para o teor de ferro no rejeito de flotação, coletor e pH (<i>Blend natural</i>).....	170

FIGURA 5.80 – Gráficos dos principais efeitos para a recuperação mássica da flotação (<i>Blend natural</i>).....	170
FIGURA 5.81 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação mássica da flotação (<i>Blend natural</i>).....	171
FIGURA 5.82 – Superfície de resposta 2D para a recuperação mássica da flotação, coletor e pH (<i>Blend natural</i>).....	172
FIGURA 5.83 – Gráficos dos principais efeitos para a recuperação metálica da flotação (<i>Blend natural</i>).....	172
FIGURA 5.84 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação metálica da flotação (<i>Blend natural</i>).....	173
FIGURA 5.85 – Superfície de resposta 2D para a recuperação metálica da flotação, coletor e pH (<i>Blend natural</i>).....	174
FIGURA 5.86 – Gráficos dos principais efeitos para o índice de seletividade da flotação (<i>Blend natural</i>).....	174
FIGURA 5.87 – Gráficos das interações entre os fatores para o índice de seletividade da flotação (<i>Blend natural</i>).....	175
FIGURA 5.88 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade da flotação, coletor e pH (<i>Blend natural</i>).....	176
FIGURA 5.89 – Gráficos dos principais efeitos para o teor de SiO ₂ no concentrado da flotação (<i>Blend deslamado</i>).....	178
FIGURA 5.90 – Gráficos das interações entre os fatores para o teor de SiO ₂ no concentrado de flotação (<i>Blend deslamado</i>).....	179
FIGURA 5.91 – Superfície de resposta 2D para o teor de SiO ₂ no concentrado de flotação, coletor e pH (<i>Blend deslamado</i>).....	180
FIGURA 5.92 – Gráficos dos principais efeitos para o teor de ferro no rejeito de flotação (<i>Blend deslamado</i>).....	180
FIGURA 5.93 – Gráficos das interações entre os fatores para o teor de ferro no rejeito de flotação (<i>Blend deslamado</i>).....	181
FIGURA 5.94 – Superfície de resposta 2D para o teor de ferro no rejeito de flotação, coletor e pH (<i>Blend deslamado</i>).....	182
FIGURA 5.95 – Gráficos dos principais efeitos para a recuperação mássica da flotação (<i>Blend deslamado</i>).....	182
FIGURA 5.96 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação mássica da flotação (<i>Blend deslamado</i>).....	183
FIGURA 5.97 – Superfície de resposta 2D para a recuperação mássica da flotação, coletor e pH (<i>Blend deslamado</i>).....	184
FIGURA 5.98 – Gráficos dos principais efeitos para a recuperação metálica da flotação (<i>Blend deslamado</i>).....	184

FIGURA 5.99 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação metálica da flotação (<i>Blend</i> deslamado).....	185
FIGURA 5.100 – Superfície de resposta 2D para a recuperação metálica da flotação, coletor e pH (<i>Blend</i> deslamado).....	186
FIGURA 5.101 – Gráficos dos principais efeitos para o índice de seletividade da flotação (<i>Blend</i> deslamado).....	186
FIGURA 5.102 – Gráficos das interações entre os fatores para o índice de seletividade da flotação (<i>Blend</i> deslamado).....	187
FIGURA 5.103 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade da flotação, coletor e pH (<i>Blend</i> deslamado).....	188
FIGURA 5.104 – Gráficos de teor de ferro no rejeito x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.....	189
FIGURA 5.105 – Gráficos de teor de ferro no rejeito x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.....	190
FIGURA 5.106 – Gráficos de teor de ferro no rejeito x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.....	190
FIGURA 5.107 – Gráficos de teor de SiO ₂ no concentrado x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.....	191
FIGURA 5.108 – Gráficos de teor de SiO ₂ no concentrado x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.....	192
FIGURA 5.109 – Gráficos de teor de SiO ₂ no concentrado x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.....	192
FIGURA 5.110 – Gráficos de recuperação em massa x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.....	193
FIGURA 5.111 – Gráficos de recuperação em massa x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.....	194
FIGURA 5.112 – Gráficos de recuperação em massa x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.....	194
FIGURA 5.113 – Gráficos de recuperação metálica x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.....	195
FIGURA 5.114 – Gráficos de recuperação metálica x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.....	196
FIGURA 5.115 – Gráficos de recuperação metálica x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.....	196
FIGURA 5.116 – Comparação de resultados entre a flotação fracionada e a flotação com a amostra AGFRBR (-0,150 +0,010 mm).....	198

LISTA DE TABELAS

TABELA III.1 – Principais minerais de ferro e suas classes (TAKEHARA, 2004).....	27
TABELA III.2 – Composição mineralógica dos diferentes tipos de minério do QF (adaptado de ROSIÈRE & CHEMALE Jr., 1991).....	29
TABELA III.3 – principais coletores catiônicos e sua composição química (LIMA, 2001)...	61
TABELA III.4 – Análises físico-químicas do FLOTAMIL 70 (SALES, 2012).....	66
TABELA III.5 – Análises físico-químicas do FLOTAMIL 70 (SALES, 2012).....	66
TABELA V.1 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para a amostra de alimentação global da flotação rougher de Brucutu (AGFRBR).....	90
TABELA V.2 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para a amostra de <i>underflow</i> da 1ª deslamagem de Brucutu (UF1DBR).....	91
TABELA V.3 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para a amostra de <i>underflow</i> da moagem de Brucutu (UFMOBR).....	92
TABELA V.4 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa para a amostra de <i>underflow</i> da 2ª deslamagem de Brucutu (UF2DBR).....	93
TABELA V.5 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa para o <i>blend</i> natural (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%)).....	94
TABELA V.6 – Resultados das determinações de peso específico.....	96
TABELA V.7 – Quantificação mineralógica (global e por faixa) e grau de liberação da amostra de AGFRBR.....	97
TABELA V.8 – Quantificação mineralógica (global e por faixa) e grau de liberação da amostra de UF1DBR.....	100
TABELA V.9 – Quantificação mineralógica (global e por faixa) e grau de liberação da amostra de UFMOBR.....	102
TABELA V.10 – Quantificação mineralógica (global e por faixa) e grau de liberação da amostra de UF2DBR.....	105
TABELA V.11 – Quantificação mineralógica (global e por faixa) e grau de liberação da amostra de <i>Blend</i> natural.....	108
TABELA V.12 – Condições e resultados dos testes de deslamagem da amostra <i>Blend</i> natural.....	111
TABELA V.13 – Condições propostas para testes das amostras em cada circuito de flotação.....	113
TABELA V.14 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra AGFRBR.....	114

TABELA V.15 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra de UF1DBR.....	128
TABELA V.16 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra de UFMOBR.....	140
TABELA V.17 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra de UF2DBR.....	153
TABELA V.18 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra <i>Blend</i> natural.....	165
TABELA V.19 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra <i>Blend</i> deslamado.....	177
TABELA V.20 – Ganhos relativos ao estudo comparativo entre a flotação fracionada e a flotação com a amostra de AGFRBR (-0,150 + 0,010mm).....	199

RESUMO

Este trabalho foi realizado visando conhecer o comportamento de cada amostra que compõe a alimentação global da flotação de Brucutu (AGFRBR), considerando a futura expansão da usina de beneficiamento que contempla o tratamento em duas faixas granulométricas, introduzindo a flotação de grossos e finos. O circuito atual, composto por células mecânicas convencionais, receberá o material grosso (-0,150 + 0,044mm); enquanto o novo circuito de flotação, composto por células tanque, receberá um *blend* constituído por materiais finos (-0,044mm) e pelo produto da moagem.

As amostras para testes foram coletadas na alimentação da flotação industrial em períodos distintos de operação e o *blend* composto a partir do balanço de massas proposto. As dosagens de reagentes foram estabelecidas baseando-se nas características das amostras que serão tratadas em cada circuito de flotação e na prática industrial.

Comparando-se os resultados da amostra de UF1DBR (-0,150 + 0,044mm) com a amostra global, observa-se que ela se apresenta mais seletiva, resultando em menores teores de sílica no concentrado, maior seletividade e menor consumo de reagentes para obtenção de qualidade; entretanto, as recuperações e o teor ferro no rejeito se mantiveram bem próximos.

O *blend* apresenta alguma dificuldade para obtenção de qualidade no concentrado e rejeito devido ao elevado nível de contaminantes presentes, o que pode comprometer a qualidade do produto final. Porém, fazendo-se uma dispersão parcial nas amostras que o compõe para retirada de lamas, é possível melhorar significativamente todos os indicadores de qualidade e recuperação.

A ponderação dos resultados obtidos entre a flotação de grossos (-0,150 + 0,044mm) e o *blend* proposto mostra que houve aumento da recuperação mássica e metálica da flotação, além de melhorar a seletividade do processo e permitir uma redução no consumo de coletor em aproximadamente 10%. Também se acredita que será possível reduzir o consumo de depressor a partir de otimizações de dosagens em área, para ambas as amostras.

ABSTRACT

This investigation aimed at understanding the behavior of each sample that constitutes the global feed of Brucutu's flotation stage (AGFRBR), considering the future expansion of the concentrator including the processing in two size ranges, coarse and fine particles circuits. The present circuit consisting of conventional mechanical cells will receive the coarse material (-0.150 + 0.044mm); while the new flotation circuit will receive the fine particles blend (-0.044mm) and the grinding product.

The samples were collected at the feed of the industrial flotation during distinct operation periods and the blend composed from the proposed mass balance. The reagents dosages were established based on the characteristics of the samples to be processed in each flotation circuit and in the industrial practice.

A comparison between the results achieved with the sample UF1DBR (-0.150 + 0.044mm) and the global sample indicated that the first is more selective, resulting in lower silica contents in the concentrate, enhanced selectivity, and lower reagents consumption required for achieving the expected results; nevertheless iron recovery and content in the tailings were kept in similar levels.

Achieving high quality concentrate and tailings with the blend was difficult due to the presence of high contents of contaminants impairing the quality of the final product. Partial dispersion of the sample and desliming significantly improves all the indicators of quality and recovery.

The analysis of the achieved results in the coarse particles flotation (-0.150 + 0.044mm) and the proposed blend showed increase in the mass and metallurgical flotation recoveries and enhanced process selectivity with a decrease in collector consumption of approximately 10%. Optimizations at plant site are expected to reduce depressant dosages required for both samples.

1- INTRODUÇÃO

A crescente demanda mundial por minério de ferro tem impulsionado expansões em diversas usinas de concentração e grandes investimentos em novos projetos para suprir as necessidades do mercado. Muitas dessas expansões visam manter a massa produzida atualmente, pois a tendência é de redução dos teores de ferro nas jazidas, requerendo assim uma maior massa alimentada para compensar a perda de produção devido à redução da recuperação em massa. A grande maioria dos novos projetos tem sido concebida com itabiritos pobres para produção de *pellet feed*, situação esta que obriga as empresas a buscarem a máxima eficiência das operações unitárias de beneficiamento, visando à maximização da produção e à manutenção de custos competitivos.

Para o beneficiamento de itabiritos pobres é necessária uma rota de processo mais adequada para garantir a especificação dos produtos exigida pelo mercado. Segundo BATISTELI (2007), a rota de processo para minérios de ferro de alto teor é constituída em sua maioria por processos de cominuição e classificação, com baixo custo e uma margem de lucro mais alta; em contrapartida, minérios com baixos teores de ferro requerem métodos mais complexos. Os principais métodos de concentração utilizados para essa fase são os *gravíticos*, magnéticos e a flotação catiônica reversa para redução do teor do material não útil no produto final, condição que pode trazer menor lucro para a empresa devido ao maior custo operacional.

ROBERTO (2010) especifica que na prática industrial atual do beneficiamento de minério de ferro, o termo itabirito é empregado para referir-se aos minérios de ferro de baixo teor (entre 25 e 60% de ferro) e que este pode variar gradualmente para hematita pura, por remoção do quartzo e enriquecimento em ferro.

Diante do desafio de manter os atuais níveis de produção, mesmo processando minérios com baixos teores, surge a necessidade de um melhor entendimento dos minerais-minério disponíveis para processamento e os efeitos dos contaminantes presentes sobre as operações de concentração. Como principal alternativa aplicada ao tratamento de minérios de ferro de baixo teor, a flotação se apresenta como o processo mais indicado

para a produção de superconcentrados utilizados em processos metalúrgicos de redução direta (OLIVEIRA, 2006).

A flotação é um processo bastante influenciado pela presença de contaminantes e dentre eles a fração designada como lamas se constitui em um dos principais componentes capazes de afetar o seu desempenho e conseqüentemente a qualidade do produto final.

Segundo PERES & ARAUJO (2009), a concentração via flotação pode ser realizada para partículas compreendidas na faixa granulométrica entre 1mm (carvões) e 5 μ m. Na maioria dos casos, o tamanho máximo para flotação é fixado pela liberação dos grãos do mineral cuja recuperação é o objetivo do tratamento. Quando a granulometria de liberação é maior que aquela que possibilita o transporte das partículas pelas bolhas de ar, esse fator passa a governar o tamanho máximo da alimentação. O limite inferior da faixa granulométrica está relacionado com o conceito de lamas e com o fato de se tratar de flotação de sulfetos ou de outros minerais. Geralmente, apesar das lamas serem prejudiciais em todos os sistemas de flotação, a flotação de sulfetos é processada sem deslamagem prévia e a dos demais minerais após a deslamagem. Existe uma tentativa de se quantificar o conceito de lamas. Na prática, a deslamagem não é feita necessariamente em 10 μ m. O tamanho de corte é definido em função do consumo exagerado de reagentes e da perda de seletividade no processo. Um fenômeno comum é o recobrimento da superfície de um mineral por lamas de outro(s), conhecido como “*slimes coating*”, que pode chegar a inibir completamente a seletividade na flotação.

OLIVEIRA (2006) também afirma que uma das maiores dificuldades no processo de flotação catiônica reversa é a recuperação de minerais-minério na presença de lamas que prejudicam a consistência da espuma interferindo no contato bolha/mineral, além de inibir a ação dos reagentes em função da grande área superficial dessas partículas. A baixa eficácia dos reagentes impactará diretamente a quantidade e qualidade do concentrado produzido.

Segundo ROCHA (2008), a presença de partículas ultrafinas na flotação diminui a cinética de flotação e a recuperação em massa, aumentando o consumo de reagentes. No sistema de flotação, as partículas de menor granulometria tendem a ser direcionadas

para o *overflow* sendo perdidas para o rejeito, contribuindo assim para a redução em massa do material de interesse a ser recuperado (TURRER, 2004).

SIVAMOHAN (1990), ao correlacionar as propriedades físicas e químicas de partículas finas e seu comportamento durante o processo de flotação, concluiu que partículas finas e lamas possuem pequena massa e uma grande área superficial, que ocasionam, dentre outros, os seguintes problemas:

- ✓ baixa probabilidade de colisão - adesão das partículas;
- ✓ elevado consumo de reagentes devido à alta área superficial;
- ✓ cobertura de outras partículas por lamas (slimes coating);
- ✓ carreamento dessas partículas pelo fluxo de polpa.

O projeto da Usina de Concentração de Brucutu foi idealizado para produzir *sinter feed* e *pellet feed*, sendo o *sinter feed* produzido por métodos magnéticos e gravítico e o *pellet feed* via flotação catiônica reversa.

A operação da usina teve início em 2006 com uma produção de 24,0 Mta (milhões de toneladas por ano) de produto para uma alimentação da usina de 30,0 Mta de *ROM* (*run of mine*), sendo o *split* de produção constituído por aproximadamente 60,0% de *pellet feed* e 40% de *sinter feed*. Com a tendência de afinamento e empobrecimento do *ROM*, a usina passou por uma expansão em 2010, passando a produção para 25,0 Mta de concentrado para uma alimentação de 37,5 Mta de *ROM*. Em meados de 2014, uma nova expansão foi realizada aumentando a produção para 30,0 Mta de produto para uma alimentação de 47,5 Mta de *ROM*, o *split* de *pellet* será de aproximadamente 70% da produção total da usina, projeto este denominado “5ª Linha Estendida”.

O histórico do processo produtivo da usina de beneficiamento de Brucutu comprova que dentre as variáveis deletérias ao sistema de flotação a presença de lamas causa grande perda de seletividade, impactando fortemente na produção de *pellet feed* especial ($\text{SiO}_2 < 0,85\%$). Nessas situações, aumenta-se a dosagem de reagentes, o que não é o suficiente para garantir qualidade e massa.

Atualmente a deslamagem em Brucutu é realizada em duas etapas, sendo a 1ª em hidrociclones de 50,8cm (20”) e a 2ª em hidrociclones de 25,4cm (10”), denominadas 1ª e 2ª deslamagens, respectivamente. O *overflow* da 1ª deslamagem é bombeado para a alimentação da 2ª e o *overflow* desta é enviado ao espessador de lamas, sendo o *underflow* das duas etapas enviado ao condicionamento da flotação. O produto da moagem é alimentado a uma bateria de hidrociclones de 25,4cm (10”), sendo o *underflow* enviado ao condicionamento da flotação e o *overflow* direcionado ao espessador de lamas. A deslamagem é realizada em pH natural sem a adição de dispersantes. Em situações onde o percentual de lamas na alimentação está muito elevado, a falta de dispersão faz com que a quantidade de lamas na alimentação da flotação seja elevada em função da ineficiência das etapas de deslamagem. Testes preliminares e a prática industrial indicam a impossibilidade de se obter concentrado com qualidade devido à perda de seletividade na flotação, situação totalmente indesejável visto que a demanda por *pellet feed* especial vem crescendo a cada ano, principalmente pela dificuldade que as outras usinas da Vale vêm encontrando para ofertar este produto, requerendo uma maior participação de Brucutu na formação de *blends* de alta qualidade.

Com a instalação do projeto “5ª Linha Estendida” o conceito da flotação será modificado, os fluxos serão separados em finos e grossos. O *underflow* da 1ª deslamagem, material grosso, será enviado para o circuito existente, constituído de células de flotação mecânica; o *underflow* da 2ª deslamagem juntamente com o produto da moagem, materiais finos, serão enviados para o novo circuito de flotação composto por células de grande volume (denominadas *tank cell*).

Diante dessas necessidades torna-se cada vez mais necessário um maior entendimento da influência das lamas no desempenho da flotação, para que ações possam ser tomadas a fim de garantir a quantidade e qualidade do produto ofertado.

Os fluxos coletados no *underflow* da deslamagem constituem a alimentação do condicionamento da flotação industrial da usina de Brucutu, e foram submetidos à caracterização mineralógica, granulométrica, química e testes de flotação em bancada.

Através deste estudo buscou-se determinar os melhores parâmetros de processo para a flotação de Brucutu frente ao novo fluxograma proposto, bem como sugerir alternativas que minimizem perdas de qualidade e recuperação metalúrgica devido à presença das lamas provenientes de itabiritos friáveis.

2- OBJETIVOS

Este trabalho teve os seguintes objetivos:

1. Definir os parâmetros de processo de flotação para os circuitos de grossos e finos.
2. Garantir os indicadores de qualidade e de recuperação na etapa de flotação.
3. Estudar a influência da lama proveniente dos itabiritos friáveis na flotação de Brucutu, considerando o fluxograma proposto para o projeto “5ª Linha Estendida”.

3- REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo apresenta-se uma revisão da literatura técnica relativa aos temas mais relevantes e pertinentes ao presente estudo. Como bases importantes, serão abordadas com mais detalhes as etapas de deslamagem e concentração de minérios de ferro por flotação.

3.1. MINÉRIO DE FERRO

O termo minério de ferro é utilizado para uma grande variedade de materiais, o que dificulta a compreensão da finalidade de seu uso, não sendo possível associá-lo a um tipo específico. Foi utilizado inicialmente na petrografia como sinônimo de minerais acessórios opacos, ocorrendo a sua utilização também como uma alternativa para minerais como a hematita e a magnetita e como sinônimo para formações ferríferas em geral (MORRIS, 1985). Do ponto de vista econômico, pode-se dizer apenas que se refere a materiais que já foram, estão sendo ou poderão vir a ser explorados comercialmente em função do teor de ferro contido.

No estudo realizado por ROBERTO (2010), considerou-se que é viável técnica e economicamente, como em algumas minas atualmente em operação na América do Norte, adotar o termo minério de ferro como sendo um material derivado de formações ferríferas bandadas (FFB) com teores de ferro próximos de 25%; esta situação é muito diferente daquela adotada por MORRIS (2005), na qual ele considerava que o termo minério de ferro deveria ser para minérios contendo teores maiores que 55% de ferro.

Segundo SALES (2012), as jazidas de minério de ferro se distribuem amplamente por toda a crosta terrestre e podem ser encontradas em diferentes épocas geológicas. Minérios enriquecidos em ferro, derivados de formações ferríferas bandadas, representam as maiores e mais concentradas acumulações secundárias de um simples elemento metálico na crosta da terra, sendo aproximados em escala somente por alguns corpos de minério de alumínio. Economicamente, as reservas de ferro mais importantes estão associadas ao período pré-cambriano, tendo menor relevância as jazidas formadas no fanerozóico.

Os maiores depósitos de minério de ferro no Brasil são constituídos pelas formações ferríferas bandadas, denominadas itabirito, compostas de hematita e sílica (QUARESMA, 2001).

Embora exista uma ampla diversidade de minerais portadores de ferro na crosta terrestre, poucos são os minerais economicamente explotáveis. Isto ocorre em função do teor de ferro presente nesses minerais ou pela concentração desses minerais nas rochas constituintes.

De acordo com a sua composição química, os principais minerais que constituem o minério de ferro podem ser agrupados nas seguintes classes: óxidos, carbonatos, sulfetos e silicatos, sendo os óxidos a classe mineral de maior expressão econômica explorada atualmente, apresentados na Tabela III.1 (TAKEHARA, 2004).

TABELA III.1 – Principais minerais de ferro e suas classes (TAKEHARA, 2004).

Classe	Nome mineralógico	Composição química do mineral puro	Teor Fe (%)	Designação comum
ÓXIDOS	Magnetita	Fe_3O_4	72,4	Óxido ferroso-férrico
	Hematita	Fe_2O_3	69,9	Óxido férrico
	Goetita	$HFeO_2$	62,8	Hidróxido de ferro
	Lepidocrocita	$FeO(OH)$	62,85	
	Limonita	$2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$	60,0	Óxido hidratado de ferro
CARBONATO	Siderita	$FeCO_3$	48,2	Carbonato de ferro
SULFETOS	Pirita	FeS_2	46,5	Sulfeto
	Pirrotita	FeS	63,6	
SILICATOS	Fayalita	$Fe^{2+}_2(SiO_4)$	54,81	Grupo da Olivina
	Laihunite	$Fe^{2+}Fe^{3+}_2(SiO_4)_2$	47,64	Grupo da Olivina
	Greenalita	$Fe^{2+}_{2.3}Fe^{3+}_{0.5}Si_{2.2}O_5(OH)_{3.3}$	44,14	Grupo da Serpentina
	Grunerita	$Fe^{2+}_7(Si_8O_{22})(OH)_2$	39,03	Grupo de Anfibólios
	Fe-antofilita	$Fe^{2+}_7(Si_8O_{22})(OH)_2$	39,03	Grupo de Anfibólios

Segundo TAKEHARA (2004), os dois principais grupos de minério de ferro explorados no Quadrilátero Ferrífero (QF) são os minérios itabiríticos e os minérios de alto teor (corpos de hematita). As denominações dos minérios de ferro explorados comercialmente podem ser de vários tipos: hematitas, itabiritos, *blue dust* e canga, sendo classificados de acordo com a sua mineralogia e textura.

O itabirito é definido pela alternância de bandas, constituídas de óxidos de ferro e minerais transparentes, de espessura milimétrica a centimétrica, com teor primário de ferro variando entre 20% e 55% de Fe total. O itabirito pode ser friável, pulverulento ou compacto, dependendo da atuação de processos supergênicos. Os itabiritos compactos ou chapinha são minérios de itabirito rico, laminado e ligeiramente alterado por intemperismo (muito usado em usinas siderúrgicas a carvão vegetal).

Em termos composicionais, o itabirito pode ser dividido em três tipos principais, baseados na composição dos minerais transparentes: itabirito comum - constituído de bandas ricas em SiO₂ e óxido de ferro; itabirito dolomítico – composto de bandas ricas em carbonatos e óxidos de Fe; itabirito anfíbolítico - compostos de bandas com anfíbolios e óxidos de Fe; os itabiritos manganíferos e filíticos são tipos subordinados, encontrados ocasionalmente nas interfaces entre os carbonatos estratigraficamente superior, e os filitos inferiores, apresentados na Tabela III.2 (ROSIÈRE & CHEMALE Jr., 1991).

Os corpos de alto teor são mais homogêneos, constituídos basicamente de hematita e ricos em Fe (> 64 %), encontrados em proporções variáveis na forma de lentes dentro das camadas de itabirito, gerados por enriquecimento supergênico e intempérico. É um minério de peso específico alto, destinado ao uso em aciaria por sua alta pureza. Pode ser encontrado com as seguintes características físicas e texturais: (i) minérios compactos que se apresentam maciços, bandados a laminados, foliados (xistosos), lineados (corpos de orientação linear) e brechados; (ii) minério pulverulento que se apresenta foliado/lineado e granular (grosseiro, médio e fino); e (iii) *blue-dust*, sem estrutura interna.

TABELA III.2 – Composição mineralógica dos diferentes tipos de minério do QF (adaptado de ROSIÈRE & CHEMALE Jr., 1991).

Tipos de Minérios	Componentes Principais		Acessórios **
Itabirito comum	Bandas claras	Quartzo	Hematita, clorita, sericita, dolomita, pirofilita, óxido de Mn.
	Bandas escuras	Óxido de Ferro *	Sericita, quartzo, pirofilita.
Itabirito Dolomítico	Bandas claras	Dolomita	Quartzo, Óxido de Ferro*, pirofilita, talco, óxido de Mn.
	Bandas escuras	Óxido de Ferro *	Quartzo, dolomita, Óxido de Ferro*.
Itabirito Anfibolítico	Bandas claras	Tremolita/Actinolita/hornblenda, grunerita.	Quartzo, dolomita, Óxido de Ferro.
	Bandas escuras	Óxido de Ferro *	Quartzo, dolomita, Anfibólio.
Alto teor	Hematita		Magnetita, quartzo, pirofilita.
* Hematita é o mineral-minério dominante, Magnetita aparece subordinadamente.			
** Fostafos de ferro de todos os tipos podem ocorrer. Sulfetos presentes, ocasionalmente.			

3.2. FERRO

É o quarto elemento químico mais abundante na crosta terrestre, precedido pelo oxigênio, silício e alumínio, sendo o segundo metal mais presente (SALES, 2012).

A percentagem média na crosta é de 5,0% e ocorre como constituinte majoritário ou minoritário em todas as classes minerais. Essa diversidade existe devido a sua abundância e alta capacidade de oxidar ou reduzir conforme o ambiente. Mais de 400 minerais apresentam Fe em teores detectáveis, cujas concentrações variam de menos de 1% a mais de 70% (TAKEHARA, 2004).

É maleável e dúctil, tem densidade específica de 7,87. Comparativamente a outros metais é um fraco condutor de eletricidade. É facilmente magnetizável em temperaturas baixas, porém sua magnetização se torna gradualmente mais difícil com seu aquecimento. A 790°C ocorre o desaparecimento dessa propriedade, graças à transformação de ferro- α em ferro- β (CRISTIE & BRATHWAITE, 1997).

O ferro possui dois estados de valência: Fe^{2+} (ferroso) e Fe^{3+} (férico). Seus compostos são numerosos, mas os minerais portadores mais importantes são os das classes dos óxidos, hidróxidos e oxihidróxidos.

3.2.1. ÓXIDOS, OXIHDRÓXIDOS E HDRÓXIDOS DE FERRO.

Segundo WOLFF (2009), a designação óxidos de ferro engloba, na verdade, os óxidos, hidróxidos e oxihidróxidos de ferro. Entretanto, genericamente eles são comumente referidos como óxidos de ferro. CORNELL & SCHWERTMANN (1996) relatam a existência de 16 diferentes tipos de óxidos de ferro, entre naturais e sintéticos.

Os óxidos de ferro mais comuns e de maior relevância para a mineração são a hematita ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$), a magnetita ($\beta\text{-Fe}_3\text{O}_4$) e a maghemita ($\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$). Representando os oxihidróxidos podem-se citar: goethita ($\alpha\text{-FeOOH}$), akaganeíta ($\beta\text{-FeOOH}$), lepidocrocita ($\gamma\text{-FeOOH}$), feroxihita ($\delta\text{-FeOOH}$) e ferrihidrita ($\text{Fe}_5\text{HO}_8 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$).

Óxidos e hidróxidos de ferro consistem de um arranjo de íons de ferro, íons O^{2-} e OH^- , de maneira que quase todos existem na forma cristalina. O grau de ordenação estrutural e o tamanho do cristal dependem das condições em que estes foram formados. (CORNELL & SCHWERTMANN, 1996).

Segundo SALES (2012), os principais representantes dessas classes, presentes no minério de ferro dos depósitos brasileiros, são a hematita (Fe_2O_3), a magnetita (Fe_3O_4) e a goethita (HFeO_2).

A Figura 3.1 esquematiza os principais tipos de arranjos magnéticos a temperatura ambiente encontrados na goethita, hematita e magnetita, respectivamente.

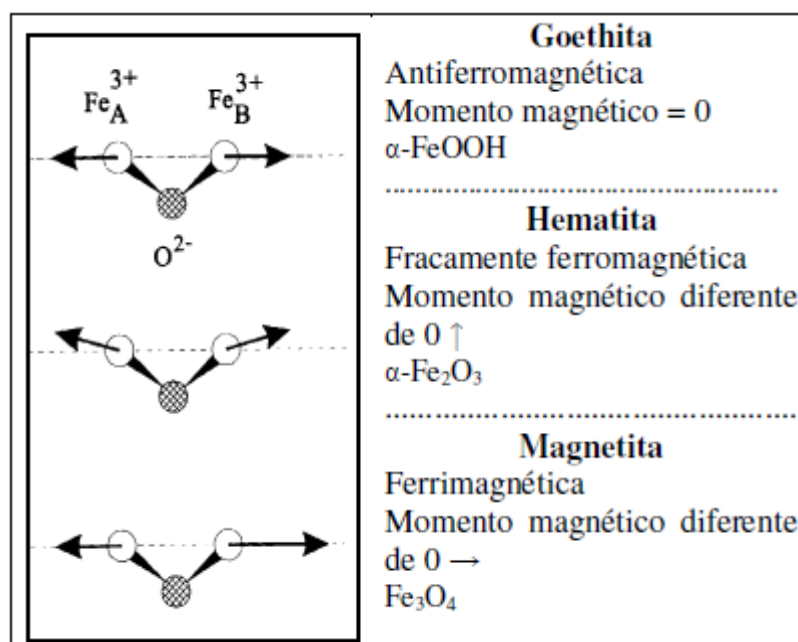


FIGURA 3.1 - Tipos de arranjos magnéticos (CRISTIE & BRATHWAITE, 1997).

3.2.2. DESCRIÇÃO DOS PRINCIPAIS MINERAIS PORTADORES DE FERRO

Para o presente trabalho fez-se uma revisão bibliográfica dos principais minerais portadores de óxidos e oxihidróxidos de ferro presentes nos minerais de ferro do Quadrilátero Ferrífero (QF), destacando-se os seguintes: hematita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4) e goethita FeO.OH .

3.2.2.1. Hematita ($\alpha - \text{Fe}_2\text{O}_3$)

A hematita é o mais importante e abundante mineral-minério de ferro presente nas jazidas brasileiras amplamente distribuído em rochas de todas as idades. Em termos químicos, a hematita é considerada como Fe_2O_3 puro, com 70% de ferro e 30% de oxigênio (DANA, 1974), embora possam existir pequenas quantidades de Mn e Ti. A presença de SiO_2 e Al_2O_3 é considerada como impurezas.

O conteúdo de FeO , sem exceção, parece ser devido a magnetita misturada. O sistema cristalino é hexagonal, classe trigonal-escalenoédrica. Os cristais são de morfologias muito diferentes podendo estar sob a forma de placas delgadas agrupadas em forma de rosetas; mais raramente podem ser nitidamente romboédricos, usualmente terrosa,

também em configurações botrioidais a reniformes, micácea e laminada, especular. Possui outras várias designações em função de suas diferentes formas: hematita compacta, hematita especular, hematita porosa, hematita granular e martita. Esta última pode ser caracterizada quando a hematita se apresenta na forma de pseudomorfos e octaédricos sobre a magnetita. A dureza é 6, densidade 4,9 a 5,3 e, em cristais puros, apresenta brilho metálico azul do aço, comumente variadamente embaçado nos cristais, e opaco nas variedades terrosas. A cor do traço é vermelho (DANA & HURLBUT Jr, 1984).

O comportamento na microscopia de luz refletida é: muito brilhante e branca, pura quando não comparada a outros minerais. Em comparação com sulfetos amarelos, e especialmente com o ouro, a hematita aparece embaçada e muito mais acinzentada do que dá a impressão, quando em contrastes normais. As reflexões internas são: vermelho intenso; no ar são visíveis, ocasionalmente; no óleo e/ou com nicóis cruzados, são abundantes (RAMDOHR, 1980).

Todas as propriedades estruturais são fortemente dependentes das condições de formação e, dessa forma, completamente variáveis. A hematita formada a altas temperaturas é, via de regra, desenvolvida sob a forma de cristais robustos. As que ocorrem em locais de contato metassomático são, com frequência, aproximadamente isométricas. Ela é frequentemente tabular e na maioria das vezes desenvolve-se sob a forma de lâminas delgadas, que são facilmente onduladas durante o processo tectônico (RAMDOHR, 1980).

A hematita pode ocorrer como produto de sublimação em conexão com as atividades vulcânicas, em depósitos metamórficos de contato, ou como mineral acessório em granitos. Substitui também em grande escala as rochas silícicas. É encontrada desde a forma de escamas microscópicas até a de enormes massas em relação com as rochas metamórficas regionais. Em alguns desses casos pode ter sido originada da alteração da limonita, siderita ou magnetita. No Brasil, as principais localizações dos cristais de hematita são as regiões de Carajás (PA) e Quadrilátero Ferrífero (MG).

Segundo ROBERTO (2010), a principal fase identificada nas amostras coletadas na mina de Brucutu é a fase mineral hematita. Entretanto, a amostra hematita compacta

tem quartzo em baixa ocorrência, a amostra hematita especular tem outros silicatos (caulinita e moscovita) em baixa ocorrência e a amostra hematita porosa tem gibbsita e goethita também em baixas ocorrências.

3.2.2.2. Magnetita (β -Fe₃O₄)

A magnetita é fortemente magnética, comportando-se como um ímã natural. Tem cor e traço pretos, brilho metálico, com perceptíveis tons variados de marrom ou cinza, azul do aço em partes intemperizadas; é opaca em lâmina delgada. É composta essencialmente por 72,4% de ferro e 27,6% de oxigênio. Entretanto, algumas análises podem mostrar consideráveis percentuais de Mg²⁺ e Mn²⁺ substituindo o Fe²⁺ e Al³⁺, Cr, Mn³⁺ e Ti⁴⁺ substituindo o Fe³⁺. A magnetita é o óxido de ferro que, comparado com a hematita, é mais estável a alta temperatura e baixa pressão (KLEIN, 2002; RAMDOHR, 1980; DEER *et al.*, 1981).

Em microscopia por luz refletida aparece cinzenta ou apresentando tons creme a rosado, e tem refletividade moderada. São características a natureza isotrópica, o relevo elevado e a ausência de clivagem. Cristaliza-se no sistema isométrico, classe hexaoctaédrica. Ocorre como cristais de hábito octaédrico, ocasionalmente geminados. Os dodecaedros são mais raros, bem como outras formas. Usualmente é maciça ou granular, com granulação grossa ou fina. Apresenta dureza 6.0 e densidade de 5.2.

A oxidação a baixa temperatura, frequentemente relacionada à lixiviação ou movimento do lençol d'água, usualmente converte o cristal de magnetita a grãos de hematita, conservando a morfologia octaédrica da magnetita. Essa forma de hematita é denominada martita, que é, portanto, pseudomorfa da magnetita. A martitização é um processo muito comum de formação de minério e é usualmente associada à disseminação das formações ferríferas bandadas na produção dos minérios hematíticos como capeamento de rochas (CABRAL, 2010).

Suas diferentes espécies encontram-se distribuídas sob a forma de mineral acessório comum em rochas magmáticas. Segundo DANA (1976), em certos tipos de rocha, a magnetita pode se tornar um dos principais constituintes devido à segregação magmática e, assim, pode formar grandes corpos de minério. Esses corpos são, muitas

vezes, altamente titaníferos. A magnetita está associada, usualmente, com rochas metamórficas cristalinas e frequentemente com dioritos, gabros e peridotitos, sendo que estas três últimas rochas são ricas em minerais ferro-magnesianos. Ocorre também sob a forma de camadas ou lentes imensas, incluídas em rochas metamórficas antigas, em areias pretas das praias, em placas delgadas e sob a forma de crescimentos dendríticos entre as lâminas das micas. Quando em associação com o mineral coríndon, forma o material conhecido pela designação de esmeril.

A Figura 3.2 ilustra os planos cristalográficos da magnetita.

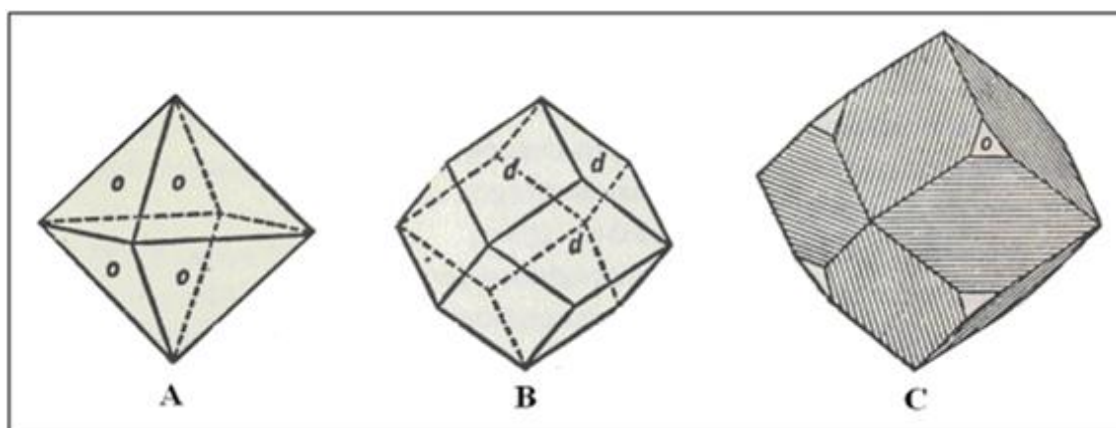


FIGURA 3.2: Sistemas cristalográficos da magnetita – octaédrico (A), dodecaedro (B), dodecaedros estriados paralelamente à interseção com as faces do octaedro (C) (DANA & HURLBUT, 1984).

3.2.2.3. Goethita (α -FeOOH)

A goethita é o hidróxido de ferro mais comum e é tipicamente formado sob condições oxidantes como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro (KLEIN e HURLBUT, 1999). Sua fórmula química pode ser descrita como HFeO_2 , composta por 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de H_2O , podendo conter quantidades variáveis de Al_2O_3 , CaO , BaO , SiO_2 e MnO que podem ocorrer em quantidades acima de 5% no total. Variedades terrosas frequentemente apresentam teores mais elevados de Al_2O_3 e SiO_2 . Uma diferença básica para a lepidocrocita (γ -FeOOH - hidróxido de ferro de mesma composição química) é que o hidrogênio atua como um cátion na coordenação 2 com o oxigênio, não tendo os grupos (OH). As variedades maciças contêm, muitas vezes, água adsorvida ou água capilar.

O sistema cristalino é o ortorrômbico (bipiramidal). Ocorre raramente em cristais prismáticos distintos e estriados verticalmente. Em relação aos hábitos característicos, os cristais apresentam-se nas formas acicular, maciço, reniforme e estalactítico, em agregados fibrosos radiais. O mineral, a que se dá o nome de minério do pântano, é geralmente de pouca consistência e de textura porosa.

A sua dureza varia de 5,0 a 5,5 e sua densidade é 4,37, podendo chegar a 3,3 para material impuro. Apresenta brilho adamantino a opaco, podendo ser sedoso em algumas variedades finamente escamosas ou fibrosas. Sua cor varia de castanho-amarelada a castanho-escuro; amarelo a vermelho-alaranjada em seções delgadas. O seu traço é castanho amarelado. Em lâmina delgada o mineral é subtranslúcido.

Segundo LIPPER (2012), a goethita é o exemplo mais bem estudado de óxido/hidróxido de ferro isomorficamente substituído e dentre as várias possibilidades de substituintes, tanto em amostras naturais como sintéticas, o alumínio é o melhor exemplo. Uma explicação para isso se deve à abundância de alumínio em rochas e solos junto ao ferro durante o intemperismo. Assim, o alumínio pode ser separado formando aluminossilicatos (argilo-minerais) ou, então, uma significativa proporção é também incorporada dentro dos óxidos de Fe III (CORNELL & SCHWERTMANN, 1996).

O campo magnético hiperfino (Hhf) também diminui quando aumenta a substituição de alumínio. Isto é esperado, pois o alumínio é diamagnético, e não contribui para o campo magnético. Assim, Hhf (T) é também reduzido quando o tamanho do cristal diminui (CORNELL & SCHWERTMANN, 1996).

A presença de contaminantes não liberados, representados por sílica, alumina e fósforo, por exemplo, pode estar associada a goethita. Especialmente em relação à remoção de fósforo, vários programas de pesquisa realizados entre 1980 e 1990 mostraram que apenas rotas de hidrometalurgia podem reduzir efetivamente os teores de fósforo (FONSECA, 1992). Emprego da atrição na deslamagem também pode contribuir para a redução de fósforo no concentrado da flotação (QUEIROZ *et al.*, 2003).

A Figura 3.3 ilustra os diversos tipos de minerais de ferro com cristais tipicamente porosos encontrados no Quadrilátero Ferrífero.

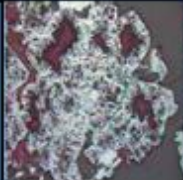
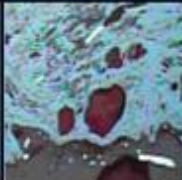


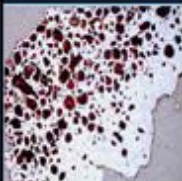
Mineral	Hematita Martítica	Goethita	Goethita Terrosa	Goethita Anfibolítica	Goethita Alveolar
Ilustração					

FIGURA 3.3: Minerais de ferro com cristais tipicamente porosos (CABRAL, 2010).

3.2.3. Descrição dos principais minerais portadores de ganga associados ao minério de ferro

Com o empobrecimento das jazidas de minério de ferro, alguns minerais portadores de ganga se tornaram mais presentes nos processos de beneficiamento, aumentando assim a proporção de contaminantes. O quartzo (SiO_2) apresenta-se como o principal mineral de ganga associado ao minério de ferro, contudo outros minerais como a caulinita ($\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$) e a gibbsita ($\text{Al}(\text{OH})_3$) se apresentem em menor proporção, além de outros silicatos e aluminossilicatos.

3.2.3.1. Quartzo (SiO_2)

Dentre os grandes contaminantes do minério de ferro, o quartzo é considerado o principal, ocorrendo em uma grande variedade de ambientes geológicos. Quimicamente é reconhecido como SiO_2 puro; com 46,7% de silício e 53,3% de oxigênio; possui dureza 7,0 e densidade de $2,65 \text{ g/cm}^3$ e seu brilho é vítreo. Mesmo possuindo propriedades físicas constantes, algumas análises espectrográficas mostram ainda, em determinadas situações, traços de lítio, sódio, potássio, alumínio, ferro férrico, manganês bivalente e titânio, ocorrendo em seus cristais mais perfeitos. Portanto, as propriedades físicas passam a variar sensivelmente com o teor dessas impurezas de menor importância. Isto é observado a partir de medidas bastante precisas.

Os cristais são comumente prismáticos, com as faces do prisma estriadas horizontalmente. No entanto, pode apresentar-se sobre diversos hábitos. Em um caso

comum é possível ter-se a impressão de uma bipirâmide hexagonal, numa combinação de romboedros positivo e negativo. Pode apresentar fratura conchoidal.

Sob análise de microscopia ou de lupa em lâmina delgada, o quartzo é transparente a translúcido. Possui propriedades piezelétricas e pirlétricas acentuadas. É constituinte importante de rochas ígneas que possuem um excesso de sílica, tais como o granito, o riólito e o pegmatito. É extremamente resistente ao ataque químico e físico. Nas rochas metamórficas, encontra-se em gnaisses, xistos, e principalmente em quartzitos, sendo o único mineral constituinte dessa última rocha. Minerais como o feldspato e a moscovita estão intimamente associados em algumas rochas. Nos casos de filões, ocorre com quase toda a série de minerais de veios, além de ser evidente em areia, nos leitos dos rios, praias e solos, de um modo geral.

3.2.3.2. Caulinita ($\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$)

A caulinita é considerada um silicato de alumínio hidratado, composta por 39,5% de Al_2O_3 ; 46,5% de SiO_2 e 14% de H_2O . Eventualmente, a caulinita se apresenta sob o aspecto de argilas, compactas ou friáveis. Sua clivagem é perfeita {001} e sua dureza varia entre 2,0 e 2,5. A densidade é de aproximadamente 2,60 a 2,63 g/cm^3 . Usualmente, o brilho é terroso, opaco ou nacarado, este último prevalecendo para suas placas de cristal. Sua cor mais frequente é o branco, entretanto, muitas vezes, a caulinita é colorida variadamente pelas impurezas de outros elementos (DANA & HURLBUT, 1984).

As partículas são transportadas, classificadas e depositadas em leitos de grande extensão, através da intemperização química dos feldspatos. Portanto, pode ser encontrada em mistura com o feldspato em rochas que estão sofrendo alteração. Encontra-se frequentemente misturada com quartzo e outros materiais, nos solos e sob a forma de camadas de argila, podendo ter sido neste caso transportada pela ação da água.

3.2.3.3. Gibbsita ($\text{Al}(\text{OH})_3$)

A gibbsita é um hidróxido de alumínio composta por 62,8% a 65,3% de Al_2O_3 e 31,80% a 34,12% de PPC. Sua dureza varia entre 2,3 a 2,4 e a densidade entre 2,5 e 3,5 g/cm^3 . É

infusível e insolúvel. Quando é umedecida com nitrato de cobalto e posteriormente aquecida (alumínio), assume a cor azul. Outra particularidade observada é que produz água no tubo fechado.

A gibbsita é o principal mineral constituinte da bauxita (óxido de alumínio hidratado, de composição indefinida) e encontra-se de forma disseminada, juntamente com a boehmita ($\text{AlO}(\text{OH})$) e o diásporo (HAlO_2). Sua composição aproxima-se frequentemente de algumas bauxitas que não contêm ferro associado (DANA & HURLBUT, 1984).

3.3. PRINCIPAIS DEPÓSITOS DE MINÉRIO DE FERRO NO BRASIL

O Brasil é um importante produtor e detentor de grandes reservas de minério de ferro de alto teor. Os maiores volumes de produção estão concentrados em três grandes regiões distintas: em Minas Gerais, concentram-se na região denominada Quadrilátero Ferrífero, porção central do Estado; no Pará, na Serra de Carajás; no Mato Grosso do Sul, nos municípios de Corumbá e Ladário, na porção noroeste do estado, região do Pantanal sul-mato-grossense, na fronteira com a Bolívia. Considerando-se essas três regiões onde o minério de ferro é extraído e beneficiado, observam-se algumas diferenças entre os teores médios de ferro contido. No Quadrilátero Ferrífero (MG), que respondeu por quase toda a produção de minério de ferro até 1986, o teor médio alcança 55% de ferro contido; na Serra de Carajás (PA), 65% de ferro contido; na região de Corumbá (MS), o teor médio contido alcança 60% (QUARESMA, 2001 *apud* MAPA, 2006).

A Figura 3.4 a seguir ilustra a localização dos principais depósitos brasileiros de minério de ferro, seus principais produtores e respectivas produções em Mtpa, em 2010 (LIPPER, 2012).



FIGURA 3.4: Distribuição das principais regiões brasileiras produtoras de minério de ferro, empresas mineradoras e sua produção em Mtpa, em 2010 (adaptado de LIPPER, 2012).

Segundo o Sumário Mineral Brasileiro (JESUS, 2012), as reservas mundiais de minério de ferro são da ordem de 170 bilhões de toneladas. As reservas brasileiras totalizam 29,6 bilhões de toneladas (com um teor médio de 52,95% de ferro) e estão localizadas, em sua quase totalidade, nos estados de Minas Gerais (79,7% das reservas e teor médio de 51,4% de Fe), Mato Grosso do Sul (9,9% e teor médio de 55%) e Pará (9,1% e teor médio de 67%). A produção mundial de minério de ferro em 2011 foi de cerca de 2,8 bilhões de toneladas (+8,1% em comparação com 2010). A produção brasileira representou 14,2% da produção mundial, sendo Minas Gerais (69,1%) e Pará (27,7%) os principais estados produtores.

De acordo com o Sumário Mineral Brasileiro (JESUS, 2012), a produção nacional de minério de ferro em 2011 foi de 398,1 Mt (milhões de toneladas) com um teor médio de 64,69% de ferro. Apesar das dificuldades causadas pelas chuvas na região sudeste no primeiro trimestre do ano, a produção brasileira de minério de ferro em 2011 aumentou 7% em relação a 2010. A VALE S/A, que lavra minério de ferro nos estados de Minas

Gerais, Mato Grosso do Sul e Pará, e as empresas nas quais a VALE tem participação e Samarco Mineração S/A, foram responsáveis por 81% da produção. O restante está distribuído entre 34 empresas, com destaque para Companhia Siderúrgica Nacional-CSN, USIMINAS, Nacional de Minérios S/A (NAMISA) e Companhia de Mineração Serra da Farofa no estado de Minas Gerais e Zamin no estado do Amapá. Quanto ao tipo de produto a produção se dividiu em: granulados (12%) e finos (88%), estes distribuídos em *sinter feed* (61,4%) e *pellet feed* (26,6%). Da produção de *pellet feed* 63,5% foram destinados à produção de pelotas. A produção brasileira de pelotas em 2011 totalizou 62,4Mt (mesmo patamar do ano anterior), sendo a VALE e a Samarco as empresas produtoras. A VALE opera o complexo de usinas de pelotização instalado no Porto de Tubarão/ES, além das usinas de Fábrica (Ouro Preto/MG), Vargem Grande (Nova Lima/MG) e São Luiz/MA. A Samarco opera três usinas instaladas em Ponta de Ubu/ES.

As exportações brasileiras de minério de ferro e pelotas em 2011 totalizaram 330,8Mt, mostrando um aumento de 6,4% na quantidade, em relação a 2010. Foram exportadas 274,8Mt de minério (+6,2%) e 56Mt de pelotas (+7,5%). Os principais países de destino foram: China (51,0%), Japão (11,0%), Alemanha (5,0%), Coreia do Sul (4,0%) e Países Baixos (3,0%). Vale ressaltar que os preços médios de exportação de minério e pelotas aumentaram 40,5% e 22,6%, respectivamente, em comparação a 2010. Os altos investimentos na construção de moradias populares, urbanização e infraestrutura indicam que a demanda chinesa por minério de ferro continuará crescendo nos próximos anos, mantendo o país como o principal destino das exportações brasileiras.

O consumo aparente de minério de ferro (produção + importação - exportação) em 2011 foi de 123,3Mt (+8,9% em relação ao ano anterior). O consumo efetivo (consumo na indústria siderúrgica somado ao consumo nas usinas de pelotização) está estimado em 119,3Mt (+3,3% em comparação com 2010). O consumo efetivo foi estimado com base nos dados de produção de gusa e pelotas (33,2Mt e 62,4Mt, respectivamente) e nos índices médios de consumo pesquisados junto às empresas produtoras (1,56 t de minério/tonelada de gusa e 1,08 t de minério/tonelada de pelotas). O consumo interno de minério de ferro está concentrado nesses dois setores (gusa e pelotas).

3.3.1. Gênese do minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero

O Quadrilátero Ferrífero compreende uma área de aproximadamente 7.000 km², na porção central do Estado de Minas Gerais, com vértices noroeste em Itabira, sudeste em Mariana, sudoeste em Congonhas e nordeste em Itaúna, e constitui uma das áreas clássicas da geologia pré-cambriana do mundo (LIMA, 2001). O Quadrilátero Ferrífero de Minas Gerais foi assim denominado devido aos vastos depósitos de formações ferríferas que ocorrem numa área limitada aproximadamente pelas linhas que ligam os municípios de Itabira, Rio Piracicaba, Mariana, Congonhas do Campo, Casa Branca e Itaúna (DORR II, 1959).

Segundo MAPA (2006), a geologia do Quadrilátero Ferrífero é bastante complexa e existem no mínimo três séries de rochas sedimentares separadas por discordâncias principais. As rochas da área encontram-se dobradas, falhadas e foram metamorfasadas em graus variáveis. Do ponto de vista geotectônico, está inserido na Província São Francisco, situando-se no extremo sul do Cráton de mesmo nome e corresponde a um fragmento crustal polpado, em parte, da Orogênese Brasileira (ALMEIDA, 1977; ALMEIDA & HASSUY, 1984). O Cráton do São Francisco é, em grande parte, resultado do retrabalhamento em eventos posteriores de um maior e mais antigo núcleo estável, denominado Cráton Paramirim, de idade pré-transamazônica. Durante o evento Brasileiro foram geradas faixas de dobramento que hoje margeiam e definem a forma do Cráton do São Francisco.

Sua coluna estratigráfica é composta pelo Supergrupo Rio das Velhas e Minas e Grupo Itacolomi. Segundo ROSIÈRE & CHEMALE Jr. (1991), os minérios do Quadrilátero Ferrífero são classificados em itabirito comum, itabirito dolomítico, itabirito anfíbolítico e minérios de alto teor, cujas características foram mencionadas no tópico 3.1 (Tabela 3.1) deste trabalho.

3.4. PROCESSAMENTO DE MINERAIS DE FERRO

O conjunto de operações básicas realizadas no processamento de uma matéria-prima mineral (minério bruto) tem como objetivo a sua adequação, isto é, a sua transformação

em produtos comercializáveis. Este conjunto de operações inclui, dentre outras: fragmentação (cominuição), separação por tamanho (classificação), concentração, separação sólido/líquido e diversas outras operações auxiliares (manuseio, transporte, amostragem, estocagem). Segundo MAPA (2006), deve-se ressaltar que, em quase todos os casos de aplicação industrial do processamento mineral, as diversas operações apresentam-se arranjadas sequencialmente, de forma a maximizar a recuperação dos minerais úteis contidos no minério e adequar os produtos obtidos aos seus usuários.

A distribuição de tamanho das partículas (distribuição granulométrica) é uma variável que deve ser considerada no tratamento de minérios, pois, ela afeta o desempenho de todas as operações e é, em muitos casos, uma característica que se busca como meta em produtos intermediários e/ou finais do tratamento de minérios. A distribuição de tamanho das partículas está presente, intrinsecamente, nos aspectos cinéticos das diversas operações, uma vez que, na grande maioria dos casos, os processos são contínuos. Assim, partículas de tamanhos diferentes terão respostas diferentes ao processo a que estão sendo submetidas, pelo simples fato de possuírem tempos de residência diferentes, que são em função dos seus tamanhos. Assim, de forma genérica, pode-se esperar que qualquer processo responderá de forma otimizada para certas faixas de tamanho (ARAÚJO, 2004).

Os fatores determinantes para a adoção dos fluxogramas de processamento dos minérios de ferro podem ser divididos, de uma maneira genérica, em fatores intrínsecos e extrínsecos ao minério a ser processado. Como fatores intrínsecos ao minério, podem ser consideradas as características físico-químicas do *ROM (run of mine)*: a distribuição granulométrica, a granulometria de liberação das partículas minerais, os teores químicos e as associações mineralógicas. Como fatores extrínsecos ao minério, as características físico-químicas desejadas para o seu transporte e destinação nas etapas metalúrgicas subsequentes como, por exemplo, aglomeração (briquetagem, sinterização e pelletização), redução em alto-forno ou processos de redução direta, ditarão os quesitos de qualidades físicas, químicas e metalúrgicas para esses produtos. Adicionalmente, os fatores econômicos envolvidos nas operações de adequação dessa matéria-prima mineral serão também, indubitavelmente, avaliados na definição das rotas de processo (MAPA, 2006).

Os minérios de ferro ricos, que atendem naturalmente às especificações químicas do mercado consumidor, são tipicamente processados em circuitos de fragmentação, classificação por tamanho (processo a úmido) e desaguamento. As operações de classificação a úmido e desaguamento favorecem a remoção das lamelas argilosas, onde se concentram as impurezas indesejáveis, principalmente fósforo e alumina (COELHO, 1984; SILVA & VALADARES, 1988).

Para a concentração de minérios de baixos teores de ferro são utilizados, em geral, os métodos gravíticos, de concentração magnética e flotação. Segundo VIANA (2004), são inúmeras as possibilidades de combinação de processos unitários e tipos de equipamentos para o beneficiamento de minérios em diferentes sistemas minerais, o que pode levar à suposição que para um tipo específico de minério existirá uma solução única. Embora a natureza de sistemas muito diferenciados, como, por exemplo, minérios de ferro itabiríticos e minérios sulfetados de cobre, condicione a adoção de algumas práticas e tipos de circuitos característicos para cada um desses dois sistemas, a experiência industrial tem demonstrado que muitos minérios, eventualmente considerados como de um tipo único, mostram variações significativas nas suas características físicas, químicas e mineralógicas que levam a divisões do mesmo em dezenas de subtipos.

Para a seleção do fluxograma mais adequado, deve-se sempre considerar a combinação de métodos de beneficiamento que possam fornecer a flexibilidade adequada às variações nas características do minério, variabilidade esta associada às diferentes espécies mineralógicas e suas propriedades intrínsecas. Outro aspecto a ser considerado ao se tratar de fluxogramas é a interdependência dos diversos processos unitários existentes no circuito industrial. A modificação nas variáveis de processo ou de projeto de um determinado processo pode gerar consequências em outro processo localizado em outra parte do circuito, limitando ou melhorando o desempenho desse segundo processo. Assim, a condição ótima de operação de um processo específico dentro de um fluxograma deve ser vista de uma maneira integrada (VIANA, 2004).

Os minérios de baixos teores podem ser concentrados por métodos gravíticos quando a liberação dos minerais de ganga ocorre em faixas granulométricas mais grosseiras,

características de produtos de circuitos de britagem e classificação. Os equipamentos mais utilizados, nesse caso, são os jigues, mesas, espirais e os cones Reichert.

No Brasil, as minas da Vale podem ser citadas como exemplo de empresa de mineração que utiliza métodos gravíticos no tratamento de minérios de ferro: jigues nas minas de Água Limpa (mina do Morro Agudo) e Brucutu, e espirais nas minas de Fábrica (antiga Ferteco) e Vargem Grande (antiga mina da MBR).

Minérios itabiríticos, que requerem moagem fina para a liberação dos minerais de ganga, são concentrados, na maioria dos casos, por separação magnética de alta intensidade, a úmido e flotação catiônica reversa, sendo comuns as combinações desses processos. Exemplos clássicos de aplicação de separação magnética de alta intensidade são as usinas de Cauê e Conceição - Vale (SANTANA, 2012).

Segundo VIANA (2004), apesar da combinação de diferentes métodos serem cada vez mais empregada, a flotação vem ampliando aceleradamente sua participação como método de concentração, devido, principalmente, à sua comprovada seletividade para minérios de ferro, à ampla faixa de tamanho e teores de *ROM* em que ela se aplica e às altas taxas de alimentação permitidas. Nesse contexto, a flotação não apresenta restrições sérias ao fluxo do minério.

3.4.1. Concentração de minérios por flotação

Segundo LIMA (2001), o processo de flotação tem sido largamente aplicado nas últimas décadas, dada a exaustão das jazidas de elevados teores e necessidade de concentração de minérios finos, de baixos teores, e de elevada complexidade textural/estrutural e químico-mineralógica. Desta forma, torna-se indispensável o conhecimento de características das espécies minerais, dentre as quais as propriedades de superfície, que representam o fundamento da flotação e que afetam toda a sua dinâmica, bem como a atuação e seletividade dos reagentes de flotação.

Flotação em espuma (do inglês, *froth flotation*), ou simplesmente flotação, é um processo de separação aplicado a partículas sólidas que explora diferenças nas

características de superfície entre as várias espécies presentes, tratando misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa, nas quais se introduz uma fase gasosa (PERES *et al.*, 1980).

A concentração de minerais por flotação requer três condições básicas (PERES & ARAUJO, 2009):

- i. liberabilidade: a liberação dos grãos dos diferentes minerais é obtida através de operações de fragmentação (britagem e moagem), intercaladas com etapas de separação por tamanho;
- ii. diferenciabilidade: é a base da seletividade do método. A seletividade do processo de flotação baseia-se no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade;
- iii. separabilidade dinâmica: está diretamente ligada aos equipamentos empregados. As máquinas de flotação caracterizam-se por possuírem mecanismos capazes de manter as partículas em suspensão e possibilitarem a aeração da polpa.

Segundo PERES & ARAUJO (2009), os fundamentos das técnicas que exploram características de superfície estão em um campo da ciência conhecido como “Físico-química das Interfaces”, “Química de Superfície”, “Química das Interfaces”, ou “Propriedades das Interfaces”.

Partindo-se do princípio que as partículas a serem flotadas estão totalmente liberadas e que o equipamento de flotação é capaz de garantir suspensão das partículas e boa aeração da polpa, é necessário, portanto, promover diferentes características de superfícies entre as partículas minerais úteis e as de ganga.

De acordo com PERES & ARAUJO (2009), a seletividade do processo de flotação se baseia no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade. Partículas mais hidrofóbicas são menos ávidas por água. O conceito oposto à hidrofobicidade é designado como hidrofiliabilidade, ou seja, partículas hidrofílicas possuem grande afinidade com a água.

Em termos de polaridade, os compostos químicos dividem-se em polares e apolares, em função de apresentarem ou não um dipolo permanente. A importância da polaridade reflete-se no fato de que existe afinidade entre substâncias ambas polares ou ambas apolares (ou não polares), não havendo, geralmente, afinidade entre uma substância polar e outra apolar. Nos sistemas de flotação, a fase líquida é sempre a água, uma espécie polar, e a fase gasosa é quase sempre o ar, constituído por moléculas apolares (PERES *et al.*, 1980).

Em geral, a mera passagem de um fluxo de ar não é suficiente para carrear as partículas hidrofóbicas. Faz-se necessária a formação de uma espuma estável, que é obtida através da ação de reagentes conhecidos como espumantes, os quais abaixam a tensão superficial na interface líquido/ar e têm ainda a importante função de atuar na cinética da interação partícula/bolha, fazendo com que o afinamento e a ruptura do filme líquido ocorram dentro do tempo de colisão (PERES *et al.*, 1980).

Na flotação existe a possibilidade de transformação da superfície, ou seja, transformação de superfícies hidrofílicas em hidrofóbicas, através da adição criteriosa de determinados reagentes. A flotação deve ser necessariamente seletiva, sendo assim, a probabilidade de êxito do processo será tanto maior quanto mais distintas forem as superfícies das espécies a serem separadas.

Entre os minerais encontrados na natureza, muito poucos são naturalmente hidrofóbicos (grafita, molibdenita, talco, pirofilita, alguns carvões e ouro nativo livre de prata). Esse pequeno número de minerais naturalmente hidrofóbicos seria indicativo de uma gama restrita de aplicações da flotação. A vastíssima aplicação industrial da técnica deve-se ao fato de que minerais naturalmente hidrofílicos podem ter sua superfície tornada hidrofóbica através da adsorção de reagentes conhecidos como coletores. Em outras palavras, a propriedade diferenciadora pode ser induzida.

Na maioria dos sistemas de flotação, a seletividade do processo requer a participação de substâncias orgânicas ou inorgânicas, designadas como modificadores ou reguladores. As ações dos modificadores são diversas, destacando-se: ajuste de pH do sistema, ajuste do potencial eletroquímico da polpa (importante na flotação de sulfetos), controle do estado de dispersão da polpa, facilitar e tornar mais seletiva a ação do coletor (função

designada como ativação) e tornar ou reforçar a hidrofiliabilidade de um ou mais minerais, deixando-o imune à ação do coletor (função conhecida como depressão) (PERES *et al.*, 1980).

3.4.2. Concentração de minérios de ferro por flotação

Em função da crescente demanda por produtos de minérios de ferro e também devido à exaustão dos minérios de alto teor, muitos têm sido os estudos realizados para aproveitamento de minérios de baixo teor e isto tem mostrado o quanto se faz necessária a otimização de processos e o desenvolvimento de novas técnicas e equipamentos para concentração de minerais. Por outro lado, há uma forte pressão interna nas empresas para redução de custos e assim aumentarem sua competitividade.

Segundo TURRER (2004), a concentração de minérios de ferro por flotação é uma técnica já mundialmente consolidada para partículas minerais na faixa de 10 a 250 μ m. O tamanho máximo da partícula para alimentação de um sistema de flotação pode ser fixado pelo tamanho de liberação dos grãos do mineral que se deseja flotar. Porém, quando a granulometria de liberação é maior que aquela que possibilite o transporte das partículas pelas bolhas de ar, esse fator passa a governar o tamanho máximo na alimentação (LEJA, 1982; PERES & ARAUJO, 2009). Ou seja, o fluxo ascendente de bolhas não é capaz de levitar partículas muito grandes.

O limite inferior da faixa granulométrica é fixado em função do tamanho em que começam a ocorrer efeitos deletérios ao sistema, como o recobrimento de partículas maiores por lamas ou o consumo excessivo de reagentes devido à grande área superficial específica das partículas menores (MONTE & PERES, 2002). A prática da flotação reversa de minério de ferro evidencia que o tamanho máximo da partícula é de 0,15mm, na maioria das usinas de beneficiamento. Em Brucutu, a flotação mecânica opera com cerca de 20% acima de 0,15mm, resultante da etapa de classificação em hidrociclones.

Tradicionalmente, apesar das lamas (partículas abaixo de 10 μ m) serem prejudiciais em todos os sistemas de flotação, geralmente a flotação de sulfetos é processada sem

deslamagem prévia, enquanto na de outros minérios a deslamagem se torna fundamental.

Perdas de seletividade e de recuperação mássica na flotação são resultantes do efeito deletério causado pela presença de lamas. De acordo com PERES & SALUM (2004), este fenômeno é denominado *slimes coating*, no qual a atuação de forças intermoleculares de longo alcance promove o recobrimento da superfície de um mineral por lamas de outras espécies, mudando suas características superficiais. Esta situação pode alterar a rigidez da espuma, interferir no contato bolha-mineral e tornar pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lamas, que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas de minério. Na flotação, assim como em outros processos que envolvem a partição de fluxos de polpa, partículas menores que um determinado tamanho crítico acompanham a partição de água, o que, conseqüentemente, ocasiona perda de seletividade do processo de concentração. Tamanhos de partículas diferentes levam a valores diferentes para as constantes cinéticas de flotação. De acordo com APLAN & FUERSTENAU (1962), a flotação catiônica é dez vezes mais influenciada por esse fenômeno que a flotação aniônica.

Na flotação “reversa” de minério de ferro, ao contrário da flotação “direta”, as espécies flotadas (carreadas pela espuma), são os minerais de ganga, principalmente o quartzo. Os minerais-minério (óxidos e hidróxidos de ferro), como estão presentes em maior volume, são deprimidos para o fundo da célula e seguem para o concentrado. Isto também se deve à maior densidade dos minerais de ferro, o que favorece a sua sedimentação.

O produto gerado na flotação de minério de ferro é o *pellet feed*. Sua qualidade química deve conter o maior teor de ferro e os menores teores de contaminantes (SiO_2 , Al_2O_3 , P, Mn) dentro do possível, como forma a se atender adequadamente os processos de aglomeração (pelotização) e redução, subsequentes. O *pellet feed* gerado na usina de beneficiamento de Brucutu possui algumas faixas de especificação, sendo o *pellet feed* tipo especial o seu produto de melhor qualidade, cujo teor de ferro é superior a 68% e teor de sílica abaixo de 0,85% (SALES, 2012). Para se atingir esta qualidade, a faixa de pH usual é em torno de 10.

De acordo com SANTANA (2012), a utilização de amina como coletor/espumante e amido de milho como depressor, no processo de flotação reversa de minério de ferro, ocupa papel estratégico em todas as grandes usinas brasileiras produtoras de *pellet-feed*.

IWASAKI (1983) destaca três fatores para esse papel primordial da flotação:

- i. a flotação é o principal processo utilizado para a concentração de minérios oxidados de baixos teores;
- ii. o processo possibilita a redução dos teores em sílica de concentrados magnetíticos obtidos por separação magnética, principalmente quando a liberação extremamente fina da sílica impede o bom desempenho da separação magnética;
- iii. a flotação é o processo mais indicado para a produção de super-concentrados, destinados aos processos metalúrgicos de redução direta.

RABELO (1994) destaca também o forte impacto positivo da flotação nas questões ambientais, ao possibilitar a recuperação de grandes massas de frações finas de minérios de baixos teores em ferro, rejeitadas por processos destinados somente à produção de granulados e *sinter feed*, ao longo de vários anos. A importância econômica do aproveitamento desse material também é indiscutível.

Segundo LASKOWSKI (1974), embora o princípio da flotação seja simples, os fenômenos que a governam são muito complexos, pois envolvem a fixação seletiva de partículas específicas à bolha de ar e o subsequente transporte do agregado partícula-bolha da polpa à espuma. No caso dos oxi-minerais, a compreensão dos aspectos mais fundamentais dos mecanismos operantes durante o processo da flotação acha-se ainda num estágio menos avançado do que no caso dos sulfo-minerais e seus similares (BRANDÃO, 2003). BORGES (1993) ponderou que os princípios básicos de flotação podem ser divididos em duas áreas principais: química de superfície e hidrodinâmica. A química de superfície englobaria os fatores pertinentes a interações, energia, adsorção em interfaces, molhabilidade natural de minerais e uso de reagentes destinados a tornar hidrofóbicas as superfícies minerais. Por sua vez, a hidrodinâmica incluiria os fatores pertinentes à dispersão das bolhas de ar, suspensão de sólidos, colisão e adesão entre

partículas minerais e bolhas de ar e estabilidade do agregado partícula-bolha. Foi também ressaltada por ele a considerável importância do tamanho das partículas em um sistema de flotação, embora não seja considerado na avaliação do desempenho do processo.

3.4.3. Influência da granulometria na flotação

A distribuição de tamanho entre as partículas a serem separadas é um fator determinante para o desempenho do processo. Todo mineral para responder adequadamente à flotação deve apresentar distribuição granulométrica compatível com as limitações do minério e do processo (BRAGA Jr., 2010).

Partículas finas e ultrafinas contidas nos minérios de ferro têm causado efeitos negativos nos processos de concentração de minerais, seja em processos que exploram as propriedades gravídicas e magnéticas, bem como, nos processos de concentração que atuam nas diferenças existentes entre as propriedades físico-químicas superficiais dos minerais e suas interações com as fases aquosa e gasosa, como é o caso específico da flotação (CRUZ, 2010).

Deve-se avaliar o tamanho máximo flotável dos minerais que se quer flotar e o grau de liberação mais adequado. Tais parâmetros definem o tamanho abaixo do qual o minério deverá ser moído. A capacidade dos equipamentos de remover as partículas hidrofílicas que se sedimentam no fundo da célula é muito importante, pois, se forem muito grosseiras, poderão aterrar a célula (BRAGA Jr., 2010).

Segundo JAMESON (2007) *apud* BRAGA Jr. (2010), na flotação de minerais metálicos a taxa de captação de partículas abaixo de 20 μ m e acima de 200 μ m é muito mais lenta que aquela das partículas de tamanho intermediário. Para as partículas ultrafinas (abaixo de 20 μ m) verifica-se uma relação de forças de viscosidade e eletrostáticas quando o tamanho da partícula é reduzido. Nas partículas grosseiras (acima de 200 μ m), verifica-se que não há um contato partícula-bolha eficaz devido às forças hidrodinâmicas. Deve-se considerar a turbulência da polpa como fator importante para o eficaz contato

partícula-bolha. A redução da turbulência favorece a aderência da partícula com a bolha de ar durante a flotação.

Segundo CASTRO (2002), na prática industrial, as partículas entre 40 μm e 10 μm comportam-se como partículas ultrafinas. Já as partículas menores que 10 μm têm alguns aspectos semelhantes aos coloides, como seu comportamento em meio hidráulico, alteração e influência na dispersão da polpa, interações extensas entre essas partículas e as fases aquosa e gasosa presentes no processo.

CRUZ *et al* (2003), estudando as diferenças de desempenho da flotação de uma amostra de minério de ferro composta (-150 μm) e de uma amostra separada entre as frações (-50 μm +38 μm) e (-38 μm), observaram diferentes comportamentos quando da flotação em separado, com indicações da ação deletéria de uma fração em relação à outra quando da flotação composta. Outra constatação que fizeram foi a possibilidade de estabelecimento de parâmetros ótimos para a flotação de um minério de ferro restrito a uma faixa granulométrica mais estreita (grossos e finos).

TRAHAR (1976) afirmou que o tratamento separado de faixas de tamanho selecionadas se tornará necessário para os minérios mais complexos. Assim, diferentes faixas de tamanho poderão ser condicionadas separadamente em meios mais adequados a elas. Tal procedimento redundaria em aumento na seletividade, com impactos na qualidade do produto e na recuperação do mineral útil.

Apesar de haver discordâncias entre autores e técnicos para a definição do tamanho de partículas, SOMASUNDARAN (1980) classificou as partículas, com base em seu tamanho e comportamento em meio aquoso, da seguinte forma:

- i. finos - partículas que não são facilmente separáveis por processos físicos de concentração e cujo tamanho médio está compreendido entre 10 μm e 100 μm ;
- ii. ultrafinos - partículas que não são facilmente separadas por processos convencionais de concentração, inclusive a flotação, e cujo tamanho médio está compreendido entre 1 μm e 10 μm ;
- iii. coloides - partículas cujo tamanho médio é inferior a 1 μm ;

- iv. lamas - misturas de coloides e ultrafinos naturais e aqueles gerados em processos de cominuição. Uma característica das lamas é ter uma sedimentação bastante lenta.

Segundo SANTANA (2012), a cominuição é a etapa do tratamento de minérios de maior custo, normalmente deseja-se cominuir no limite econômico, ou seja, somente o suficiente para promover o adequado grau de liberação das espécies minerais. Entretanto, pelos próprios mecanismos utilizados nos processos de fragmentação, há sempre uma geração indesejável de partículas abaixo do tamanho ideal, impactando os processos de concentração, uma vez que a recuperação das partículas é também função do seu tamanho. Ainda segundo ele, pelo fato dos mecanismos físico-químicos atuantes na flotação serem extremamente complexos, os problemas associados à presença de partículas finas, ultrafinas e lamas são mais pronunciados.

Segundo CRUZ (2010), existe um consenso, proveniente de vários estudos realizados que, a partir de uma determinada granulometria, na qual as partículas são classificadas como lamas, a taxa de flotação decresce com a diminuição do tamanho das partículas, entretanto, cálculos teóricos falham ao tentar prever e explicar esses resultados experimentais. A maioria dos estudiosos tem feito as previsões baseadas em certos modelos de colisão e adesão de partículas com bolhas de ar.

A presença de lamas nas polpas de alimentação da flotação tem sido atribuída às ineficiências dos processos clássicos de deslamagem, geralmente efetuada por hidrociclonagem, e às vezes, conjugada com espessamentos.

CASTRO (2002) discutiu aspectos ligados ao efeito das lamas na flotação catiônica de minério de ferro, a saber:

- ✓ podem alterar o comportamento cinético, provocando recobrimento das partículas maiores (*slimes coating*);
- ✓ alteram o comportamento hidrodinâmico atingindo o tempo de residência similar ao da fase líquida, podendo ser arrastadas hidraulicamente para o afundado ou flotado;

- ✓ possuem alta reatividade podendo reagir quimicamente com os reagentes presentes e, assim, ocasionar uma redução da coleta seletiva dos minerais de interesse, além de aumentar seu consumo; e,
- ✓ podem aumentar a solubilização em especial da classe dos argilo-minerais contidos nos minérios de ferro.

Segundo CRUZ (2010), a presença de *slimes coating* pode ser deletéria para a flotação de diferentes maneiras. Se as partículas finas são o mineral de valor e as partículas grossas são o mineral de ganga, o teor do concentrado se torna mais pobre. Quando as partículas finas é que consistem de minerais de ganga e, então, se aderem às superfícies das partículas dos minerais de valor, impedindo o contato destas partículas com as bolhas de ar, a recuperação do mineral-minério cai significativamente. A redução na recuperação de partículas finas é primariamente atribuída à baixa probabilidade de colisão.

A Figura 3.5 apresenta de forma esquemática os possíveis efeitos de partículas muito finas no processo de flotação. A análise da figura facilita a compreensão de alguns fenômenos que ocorrem rotineiramente (TURRER, 2004).

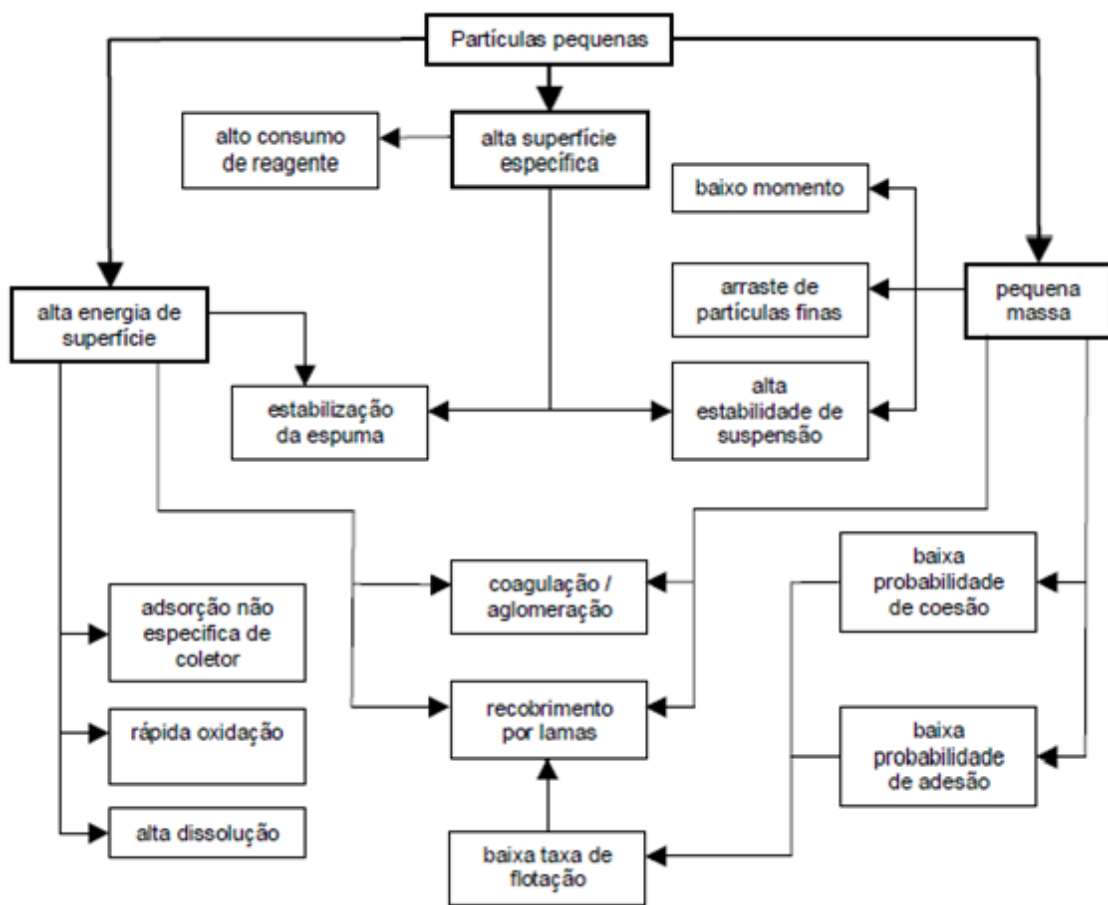


FIGURA 3.5 - Diagrama esquemático mostrando a relação entre as propriedades físicas e químicas de partículas finas e seu comportamento na flotação (TURRER, 2004).

Ainda de acordo com CRUZ (2010), extensos estudos sobre o fenômeno *slimes coating* mostraram que a cobertura por lamas é mais intensa quando as lamas possuem carga elétrica neutra ou oposta à da superfície do mineral objeto da flotação.

Também segundo CRUZ (2010), as partículas grossas são concentradas por flotação verdadeira. Partículas finas podem ser coletadas por flotação verdadeira se a dosagem de coletor for adequada. Caso seja insuficiente é possível que sejam coletadas por arraste. As recuperações de partículas grossas e finas são menores do que aquelas das partículas intermediárias, porém a faixa de recuperação se amplia à medida que a dosagem específica de coletor é aumentada.

Para um dado tamanho de partícula é preciso um aumento no grau de hidrofobicidade ou grau de cobertura da superfície da partícula pelo coletor, antes de se obter uma maior flotabilidade.

Partículas grossas, intermediárias e finas apresentam variações na recuperação metalúrgica e também uma sensibilidade ao meio químico, havendo uma redução na recuperação de partículas grossas causada pela deficiência de coletor ou excesso de depressor ou pH não adequado (CRUZ, 2010).

Partículas finas requerem menor cobertura para serem flotadas que partículas maiores, apesar de que partículas finas apresentam uma maior superfície específica (cm^2/g) que as partículas grossas. Segundo Bazin & Proulx (2001) *apud* CRUZ (2010), o consumo de coletor requerido para produzir um dado grau de cobertura é muito maior por unidade de massa de partículas finas que para partículas grossas.

Quando se misturam partículas grossas com finas e estas são colocadas em contato com um coletor concomitantemente, grande parte do coletor será consumida pelas partículas finas, fato que reduziria a quantidade mínima suficiente para alterar a superfície das partículas grossas e assim reduziria a recuperação destas partículas (VIEIRA, 2005). Segundo CRUZ *et al* (2003), cada faixa granulométrica ou tamanho de partícula possui suas condições ideais de dosagem específica de reagentes para maiores recuperações.

Como comentado por CRUZ *et al* (2003) e TRAHAR (1976), os estudos realizados indicam que o tratamento separado por faixas de tamanho será necessário para minérios mais complexos ou mesmo para melhorar as recuperações e seletividade do processo. Frações de diferentes tamanhos poderão ser condicionadas separadamente em meios mais adequados a elas. Tal procedimento tem mostrado várias vantagens, incluindo o aumento na taxa de flotação de grossos, o aumento na seletividade e redução do consumo de reagentes.

Os fatores probabilidade de adesão e probabilidade de estabilidade do agregado partícula-bolha não se romper até o mineral de interesse ser flotado podem limitar a taxa de flotação de partículas grossas. Estudos têm mostrado que partículas grossas apresentam uma maior probabilidade de aderir a bolhas que as partículas finas o que deveria resultar em altas recuperações, porém não é o caso frequente.

Segundo VIEIRA (2005), o grande problema com a flotação de grossos não é a capacidade de adesão das partículas às bolhas e sim a dificuldade de permanecerem

aderidas às bolhas ao longo da zona de coleta, em função da baixa estabilidade do agregado partícula-bolha. Isto tem provocado decréscimo na recuperação dessas partículas e contaminação do concentrado final por partículas de quartzo com diâmetros superiores a 0,150mm, na separação hematita/quartzo. É então necessário aumentar as forças atrativas ou diminuir as forças de ruptura para aumentar a estabilidade do agregado partícula-bolha através da utilização de coletores seletivos e de uma dosagem ótima do mesmo.

BARROS *et al* (2001), relatou alterações efetuadas no concentrador da antiga Fosfértil. O fracionamento da flotação do minério friável em circuitos de grossos e de finos, sugerido por estudos em escala de laboratório, foi implementado industrialmente, com ganhos de recuperação de 6%. Os autores salientaram que cada faixa granulométrica apresenta suas especificidades e que estas são diferentes daquelas da flotação conjunta.

São muitos os fatores que influenciam no tamanho da partícula a ser flotada e é nítida a diferença das características para partículas finas e grossas. É necessário encontrar as melhores condições para que a flotação ocorra para cada faixa granulométrica de maneira que estas apresentem os melhores resultados.

VALADÃO & LIMA (2009) concluíram que frações granulométricas tratadas separadamente em duas frações apresentaram diferentes comportamentos no processo de flotação em bancada e que esta separação pode trazer ganhos significativos para a indústria de minério de ferro.

De acordo com CRUZ (2010), a menor recuperação de partículas finas é atribuída a uma menor probabilidade de colisão dessas partículas com as bolhas de ar, enquanto que, para as partículas grossas, o decréscimo na recuperação se deve à ruptura do agregado partícula-bolha, devido ao tamanho, ao peso e à insuficiência de cobertura hidrofóbica das superfícies das partículas. O autor salienta ainda que a recuperação de partículas grossas de quartzo em um circuito de flotação de minério de ferro poderia ter numerosas vantagens, tais como: obtenção de concentrados de ferro mais puros; possibilidade de se realizar uma cominuição mais grossa dos minérios (nos quais partículas livres de quartzo ocorrem em tamanhos maiores) e deste modo reduzir o consumo de energia nesta etapa.

3.4.4. Deslamagem de minérios de ferro – Aspectos gerais

Segundo FERREIRA (2004), grande parte dos depósitos brasileiros de minérios de ferro contêm porções altamente decompostas por ação do intemperismo, o que conduz a participações significativas de partículas minerais finas. Além dos finos naturais, presente em grande quantidade nos itabiritos friáveis, ocorre a geração de partículas finas durante as operações de lavra e processos de cominuição.

Como forma de reduzir a presença de finos e lamas no beneficiamento de minérios de ferro, antes da etapa de concentração, é comum a realização de deslamagem do minério utilizando-se hidrociclones com capacidade de corte em torno de 10 μ m. Na etapa de deslamagem, ocorre a geração de *underflow* que é destinado ao processo de concentração, podendo ser flotação convencional ou coluna. O *overflow* desta etapa é enviado para espessamento, onde a água clarificada é reutilizada nas etapas de beneficiamento. A lama, com maior percentual de sólidos é destinada à barragem de rejeitos para decantação final (SANTOS, 2010).

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

SOUZA Jr. (1994), estudando a influência da presença de lamas na flotação de minérios de ferro, verificou que quanto menor a recuperação metálica na deslamagem, isto é, quanto maior a perda de minerais de ferro e argilo-minerais ultrafinos na deslamagem, maiores foram os valores de recuperação metálica na flotação. Menores percentuais de lama também implicavam em um menor teor de sílica no concentrado, o que mostra que lamas e finos influenciam na flotação.

ARAUJO (1982), estudando a influência do efeito de *slimes coating* na flotabilidade de partículas de quartzo e hematita, observou que a composição mineralógica das lamas também influencia a flotação. Lamas constituídas exclusivamente por caulinita afetam

em muito menor grau a flotabilidade do quartzo com etermonoaminas que lamas naturais de minérios de ferro, constituídas por uma mistura de diversos minerais, tais como: goethita, hematita, caulinita e gibbsita. Em princípio, isto também pode ser explicado à luz da teoria de Derjaguin-Landau e Verwey-Overbeek (DLVO) uma vez que lamas constituídas exclusivamente por caulinita teriam cargas superficiais de mesmo sinal que o quartzo para uma ampla faixa de pH, diminuindo-se a extensão do fenômeno da heterocoagulação (TOTOU, 2010).

Segundo OLIVEIRA (2006), quando a alimentação da flotação apresenta um alto percentual de lamas predominantemente caulínicas ocorre interferência no desempenho da concentração. As lamas caulínicas são, em geral, facilmente removíveis na etapa de deslamagem, quando em proporção compatível com a sua capacidade. Já as hematíticas são lamas passíveis de serem recuperadas em etapa complementar de deslamagem pelo alto percentual do mineral hematita na fração. Materiais terrosos finos, argilosos e/ou aluminosos, estão geneticamente relacionados aos depósitos de minério de ferro brasileiros. Diversos problemas no processamento desses minérios atribuem-se à presença deste material terroso.

CARVALHO (2003) cita que para uma operação de deslamagem ser eficiente, o principal parâmetro a ser controlado é o grau de dispersão das espécies minerais contidas na polpa. SANTOS (2010) acrescenta dizendo que uma maneira simples e onerosa, é a elevação do pH utilizando-se NaOH, aumentando assim a repulsão eletrostática das partículas. Estudos realizados por SOUZA Jr. (1994) mostraram que, para o minério de ferro processado na usina de concentração da Samarco, o grau de dispersão das partículas contidas na lama varia com o pH, ou seja, aumentando-se o pH aumenta a estabilidade do sistema. Para valores de pH até 8,2 observa-se uma constância no grau de dispersão e para valores de pH na faixa de 8,2 até 8,7 tem-se um aumento súbito no grau de dispersão e a partir desse valor, o grau de dispersão mantém-se praticamente estável para qualquer acréscimo do valor de pH da polpa.

LIMA (2001) estudou a influência do percentual de lama na flotação de minérios de ferro e observou que a quantidade de lama afeta de modo diferente a seletividade de cada amostra testada. Em algumas amostras, um maior percentual de lama afetou

somente o teor de fósforo no concentrado. Devido a esses fatos, concluiu que o comportamento na flotação está associado às características químicas, granulométricas e mineralógicas das respectivas lamas.

Todos esses fatos evidenciam a necessidade de otimização da etapa de deslamagem dos minérios de ferro, no intuito de se obter um melhor desempenho na etapa de flotação. Por outro lado, a deslamagem é uma etapa na qual podem ocorrer perdas significativas do conteúdo metálico dos minérios, junto às frações finas removidas (MAPA, 2006).

3.4.5. Reagentes de flotação

Reagentes de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos empregados com o objetivo de controlar as características das interfaces envolvidas no processo, cuja adição é, quase sempre, criteriosa. De acordo com seu papel específico na flotação, os reagentes podem ser divididos em coletores, depressores, espumantes, ativadores, modificadores ou reguladores de pH, dispersantes, entre outros (PERES *et al*, 1980).

A flotação catiônica reversa de minérios de ferro é muito utilizada tanto no Brasil como no exterior. Os reagentes empregados raramente variam muito, sendo a combinação amido/amina a mais comum, desempenhando os papéis de depressor dos óxidos de ferro e coletor de quartzo, respectivamente. Espumantes não são geralmente necessários, visto que o pH de flotação, entre 10 e 10,6, é suficientemente elevado para que as aminas desempenhem também o papel de espumante. O pH pode ser controlado pela adição de soluções básicas, como a soda cáustica – NaOH e/ou de substâncias que geram soluções ácidas, tal como o CO₂ líquido (SALES, 2012). Os maiores problemas encontrados estão geralmente associados a não flotação do quartzo grosso, a flotação inadvertida de finos de minério de ferro (por arraste), à presença de argilo-minerais, hidróxido de ferro e alumínio na alimentação causando perdas na seletividade do processo (OLIVEIRA, 2006).

3.4.5.1. Aminas

São coletores catiônicos, cuja química é baseada nas aminas graxas e seus derivados. Estão entre os principais reagentes utilizados pela indústria mineral brasileira. As

aminas são consideradas compostos ionizáveis não-tio, e um dos principais reagentes utilizados como coletor da classe dos minerais não-sulfetados, tais como, óxidos e silicatos, principalmente. Possuem caráter anfipático, ou seja, são surfatantes que contêm uma porção polar ou hidrofílica, com momento dipolo permanente, e outra porção não polar ou apolar, constituindo-se na porção hidrofóbica, desprovida de dipolo permanente entre suas moléculas.

Coletores catiônicos são espécies orgânicas que têm uma carga positiva em ambiente aquoso, sendo geralmente empregados na flotação de minerais que apresentam carga superficial negativa. Esta classe de coletores é constituída principalmente de bases que contêm um grupo hidrofóbico típico, sendo as aminas e sais quaternários de amônio os principais grupos de coletores catiônicos. As aminas são prontamente convertidas para compostos quaternários de amônio. Eles diferem entre si pelas propriedades físicas e principalmente pela solubilidade.

O “*Condensed Chemical Dictionary*” (ROSE & ROSE, 1957 *apud* NEDER, 2005) define as aminas graxas como sendo um composto derivado da amônia (NH₃), alifático, cujas matérias-primas principais são óleos ou gorduras, saturadas ou não, pela substituição de um ou mais de seus átomos de hidrogênio por um número correspondente de cadeias hidrocarbônicas. As aminas podem ser primárias, secundárias, terciárias ou formar sais quaternários, conforme o número de radicais hidrocarbônicos unidos ao átomo de nitrogênio.

Segundo NEDER (2005), por razões econômicas, a classe mais comum de aminas graxas e demais derivados é aquela obtida dos ácidos graxos sintetizados a partir de óleos e gorduras animais e vegetais. As aminas podem, também, ser obtidas a partir de alcoóis graxos, que podem ter as mesmas origens dos ácidos graxos e também estarem suscetíveis às mesmas possibilidades de variações na sua cadeia. As aminas geradas a partir dos alcoóis sintéticos apresentam comprimento de cadeia mais definido e as variações encontradas em um mesmo produto ocorrem mais acentuadamente pela variação no processo de fabricação que por variações de matéria-prima.

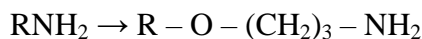
Na Tabela 3.3 são apresentados os principais coletores catiônicos e sua composição química (LIMA, 2001).

TABELA III.3 - Principais coletores catiônicos e sua composição química.

Amina	Tipo de composto
Amina primária	$R-CH_2-NH_2$
Amina secundária	$R-NH-R$
Amina terciária	$R-N(CH_3)_2$
Diamina	$R-NH(CH_2)_3NH_2$
Sal de amina graxa	$[R-NH_3]^+CHCOO^-$
Sal quaternário de amônio	$[R-N(CH_3)_3]^+Cl^-$
Amina graxa etoxilada	$R-N[(C_2H_4O)_n+MH]_2$
Eteramina	$R-O(CH_2)_3-NH_2$
Eterdiamina	$R-O(CH_2)_3-NH(CH_2)_3-NH_2$
Condensado	$R-C=O-NH-C_2-H_2-NH-C_2H_4-NH-C=O-R$

De acordo com SALES (2012), as aminas secundárias e terciárias não são empregadas como coletores de flotação. A respeito dos sais quaternários de amônia, estes têm utilização restrita à escala de laboratório. Alguns estudos têm procurado investigar os efeitos deste coletor que se apresenta completamente dissociado em toda faixa de pH.

Portanto, somente as eteraminas primárias são utilizadas industrialmente como coletor na flotação reversa de minério de ferro. Uma amina primária se transforma em eteramina mediante a introdução de um grupo $O - (CH_2)_3$ entre o radical alquila e o átomo de nitrogênio, segundo a reação :

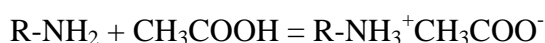


Eteraminas são as mais usadas, pois apresentam grupo hidrofílico extra que confere ao reagente maior solubilidade, facilitando seu acesso à interface sólido-líquido e líquido-gás, aumenta a elasticidade do filme líquido em volta da bolha e afeta o momento de dipolo da cabeça polar, reduzindo o tempo de reorientação dos dipolos. A substituição parcial por diaminas é vantajosa em alguns casos. O aumento do grau de neutralização da amina causa uma maior solubilidade e piora no desempenho na flotação (TURRER, 2007).

A neutralização dos coletores catiônicos é feita principalmente através da utilização do ácido acético (CH_3COOH), colocando-se a amina na forma de sal, tornando a mesma mais solúvel em água e facilitando, portanto, o seu manuseio. Isso se deve ao fato de ser menos corrosivo que outros ácidos possíveis de serem usados, como os ácidos clorídrico, bromídrico etc. (MAPA, 2006).

A reação de neutralização pode ser vista abaixo:

- ✓ amina graxa primária:



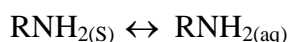
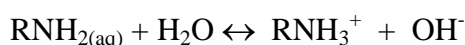
- ✓ eteramina primária:



Aminas com graus de neutralização na faixa de 30 a 70% foram comuns no mercado, mas estudos mostraram que aminas com menores graus de neutralização (entre 25% e 30%) são mais seletivas.

As principais características dos surfatantes catiônicos podem ser assim resumidas:

- ✓ as aminas podem estar sob três formas principais quando em solução aquosa: iônica, molecular e micelar;
- ✓ ionizam-se em solução aquosa por protonação:



Aminas primárias, secundárias e terciárias são bases fracas, enquanto aminas quaternárias são bases fortes, sendo estas então completamente ionizadas em todos os valores de pH, enquanto a ionização das demais aminas depende do pH (LIMA, 2001):

- ✓ dissociam-se e hidrolizam-se segundo o pH da solução. Aminas estão totalmente dissociadas desde a faixa ácida até valores levemente alcalinos de pH. Amina molecular é formada em pH alcalino, sendo que na faixa de pH entre 8,5 e 11 a amina encontra-se tanto na forma molecular quanto na iônica;
- ✓ a solubilidade em água diminui com o aumento da cadeia hidrocarbônica;

- ✓ tendência à formação de micelas, agregados coloidais, quando a concentração de amina excede um certo valor denominado concentração micelar crítica (CMC) e a temperatura excede um certo valor mínimo, ponto Krafft.

3.4.5.2. Amidos

Na flotação do quartzo, as aminas tendem a ser induzidas eletrostaticamente, inclusive, às superfícies dos minerais de ferro, devido ao seu mecanismo de adsorção. Portanto, o depressor, no caso do amido, deve ser adicionado antes da amina, inibindo, assim, a ação do coletor de tornar hidrofóbicas as superfícies daqueles minerais que não devem ser flotados. Desta forma a superfície dos óxidos de ferro permanece hidrofílica e o processo se torna mais seletivo (SALES, 2012).

Amidos são depressores universais de óxidos de ferro na flotação de minérios de ferro. No Brasil, os amidos de milho e mandioca são os depressores mais comumente utilizados para depressão de hematitas em flotação catiônica reversa de minério de ferro, com predominância do milho (ARAUJO, 2004).

O amido de milho também desempenha um importante papel em outros sistemas de flotação (MONTE & PERES, 2002):

- a. depressor de ganga na flotação direta de apatita de minérios fosfáticos, na presença de ácidos graxos. Neste caso, os minerais deprimidos são carbonatos e óxidos de ferro;
- b. depressor de ganga na flotação direta de silvinita (KCl), na presença de amina. Os minerais deprimidos são alguns argilo-minerais presentes neste minério;
- c. depressor de ganga na flotação direta de sulfetos de cobre com tio-coletores. O mineral deprimido é o hiperstênio (silicato de ferro e magnésio).

O amido é um polissacarídeo de cadeia macromolecular, constituído por unidades estruturadas repetidas, formado pela condensação de moléculas de α -D(+) glicose, e tem a função de armazenar energia através do processo de fotossíntese para a maioria dos vegetais. Sua fórmula química é $(C_6H_{10}O_5)_n^-$, onde “n” é um número grande de

unidades D-glicose nos quais cinco átomos de carbono e um átomo de oxigênio formam uma estrutura cíclica. A fórmula da glicose é semelhante: (C₆H₁₂O₆), formada pela reação fotossintética entre moléculas de CO₂ e água.

O amido de milho é constituído de dois carboidratos principais: amilose, que possui estrutura linear e amilopectina, que possui estrutura ramificada. Somente alguns vegetais possuem a capacidade de sintetizar amido em quantidade suficiente para ser passível de extração comercial, são eles: tubérculos, raízes e grãos. A proporção de amilose e amilopectina varia de acordo com a espécie vegetal que gerou o amido. Os amidos de mandioca e de batata, por exemplo, podem chegar a apresentar até 83% de amilopectina para 17% de amilose, enquanto o amido de trigo possui composição semelhante à do amido de milho – 76% amilopectina e 24% amilose. O amido de milho ceroso apresenta uma das maiores proporções amilopectina, 99%, e 1% de amilose.

PINTO *et al.* (1992) relataram que a amilopectina é o componente do amido mais efetivo na depressão de hematita.

No amido de milho, a proporção aproximada de amilose e amilopectina é de 1:3, respectivamente. Ambas as macromoléculas se diferenciam, principalmente, pelo seu peso molecular, estrutura do polímero e tipo de ligação. A Figura 3.6 ilustra as duas estruturas.

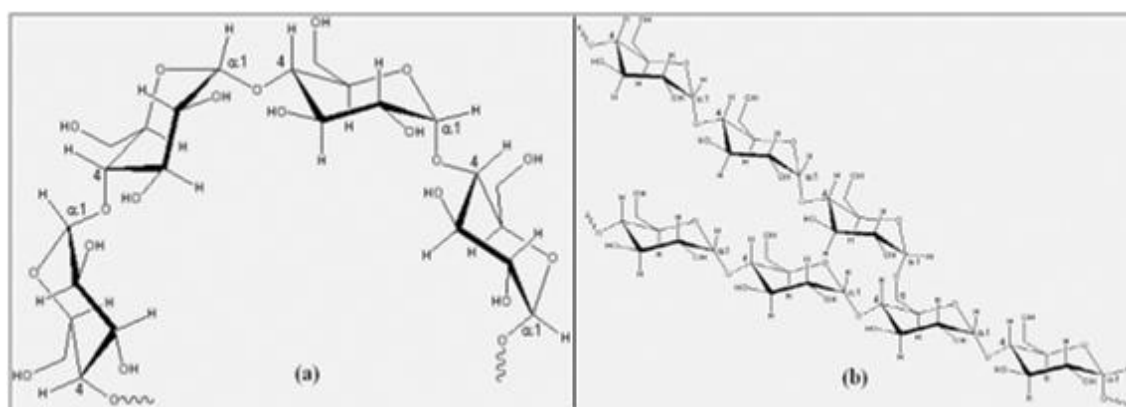


FIGURA 3.6 - Configuração das estruturas da amilose (a) e amilopectina (b) (MAPA, 2006).

SALES (2012) mencionou que a densidade de adsorção da amina sobre a superfície do quartzo é maior que a densidade de adsorção sobre a superfície da hematita em pH igual

a 10,5. Consequentemente, a quantidade de amina que se adsorve na superfície da hematita, que anteriormente sofreu adsorção de amido, não é suficiente para torná-la hidrofóbica. O raciocínio é análogo quando ocorrer a adsorção de amido sobre a superfície do quartzo, ou seja, após sofrer adsorção prévia de amina, o quartzo não apresentará caráter hidrofílico.

VIEIRA (1995) propôs que o amido de milho não modificado se adsorvesse preferencialmente na hematita devido a alguns fatores associados com interações eletrostáticas e ligações de hidrogênio. Posteriormente TURRER (2007), baseado em novos estudos e técnicas analíticas, relatou que a adsorção do amido na superfície da hematita acontece através da formação de uma ligação química entre esses dois componentes. Tais ligações poderiam ser explicadas, por exemplo, a partir da formação de complexos na superfície do mineral, principalmente entre a amilopectina e cátions Fe^{3+} ou mesmo pela interação ácido/base, em que o mineral que possui o cátion metálico com menor acidez em sua rede cristalina exibe uma interação mais forte com o polissacarídeo, que neste caso agiria como o ácido.

De forma resumida, a primeira etapa do processo de preparação do amido de milho para uso na flotação é a degerminação. Esta etapa tem a função de remover o embrião ou germe do grão, que é rico em óleo e proteínas. Após remoção da película, rica em fibras e matéria mineral, o grão degerminado é finalmente moído.

Dependendo das particularidades de cada processo, o produto final pode conter diferentes teores de umidade, fibras, matéria mineral, óleo e granulometria. A matéria mineral e as fibras não causam quaisquer danos ou benefícios ao processo de flotação. No entanto há a necessidade de se controlar o teor de óleo na composição do amido. PERES & SALUM (2004) descrevem que amido com alto teor de óleo inibe a geração de espuma nos processos de flotação de determinadas usinas de beneficiamento de minério de ferro. Da mesma forma, ARAUJO & VIANA (2004) sugerem o emprego de amidos com teores de óleo inferiores a 1,8%, de forma a não influenciar na estabilidade da espuma.

As Tabelas III.4 e III.5 apresentam como exemplo uma ficha técnica de amido de milho, cujo nome comercial é FLOTAMIL 70, fornecido pela empresa Caramuru Alimentos de Milho Ltda.

TABELA III.4 - Análises físico-químicas do FLOTAMIL 70 (PERES, 2012).

Propriedade	Especificação Limite (%)	Análise Típica (%)
amido *	83,00	83,86
proteína	6,50	7,00
óleo	1,50	1,25
umidade	13,00	12,14
matéria fibrosa	1,25	1,13
matéria mineral	0,60	0,43

* Base seca, demais análises base original.

TABELA III.5 - Análise Granulométrica do FLOTAMIL 70 (PERES, 2012)

Abertura da peneira (mm)	Limite de Retenção (%)*
1,000	0,4 a 1,5
0,837	0,3 a 2,9
0,592	30,0 a 40,0
0,419	47,0 a 51,5
0,297	6,3 a 12,3
< 0,297	3,0 a 6,0

* A faixa de limites de retenção reflete a diferença de "dureza" dos diversos tipos de milho.

O amido é empregado na flotação após passar pelo processo de gelatinização. Na indústria brasileira, o único processo empregado é a gelatinização através da adição de soda cáustica na solução. De acordo com PERES & SALUM (2004), consiste na absorção de parte do álcali da solução de NaOH pelas moléculas da suspensão de amido. As principais variáveis empregadas são a relação em massa amido / soda e o tempo de gelatinização. Na prática industrial, as relações utilizadas variam entre 4:1 e 10:1 de amido / soda. Os tempos de gelatinização requeridos variam entre 3 e 30

minutos, dependendo da relação dos reagentes utilizada e da granulometria do amido. Quanto maior a granulometria, mais difícil é a solubilização do amido.

3.4.5.3. Espumantes

Os surfatantes empregados como espumantes em sistemas de flotação são compostos não iônicos, geralmente pertencentes às classes dos alcoóis ou dos éteres. Alguns reagentes utilizados como coletores têm também poder espumante. No caso das aminas, geralmente adicionadas em pH entre 10 e 11, região em que existe um equilíbrio entre a forma iônica e a molecular, aceita-se que a primeira atue como coletor e a segunda como espumante.

Os reagentes empregados especificamente como espumantes são alcoóis, éteres, seus derivados contendo grupos óxido de etileno e óxido de propileno, óleo de pinho e cresóis, impropriamente designados como ácidos cresílicos. Esses espumantes podem ser utilizados em combinação com óleo combustível leve (PERES & ARAUJO, 2009).

3.4.5.4. Modificadores

O pH constitui-se como uma das principais variáveis dos sistemas de flotação de minerais oxidados de ferro e quartzo, tanto por governar a dissociação e hidrólise dos reagentes coletores, quanto pela dependência das cargas de superfície das partículas destes minerais às concentrações dos íons H^+ e OH^- , em solução. Para a flotação de minério de ferro, considera-se que a faixa ideal de pH se mantenha entre 10.0 e 10.5 pois, é nesta faixa que a amina se encontra 50,0% dissociada, apresentando-se com função coletora e espumante ao mesmo tempo.

O principal regulador de pH utilizado industrialmente é a soda cáustica (NaOH), que tem a função de elevar o pH para os patamares adequados. A concentração da solução empregada em algumas usinas é em torno de 4% em massa. Quando a polpa ultrapassa o valor de basicidade considerado, podem ser utilizadas soluções ácidas para ajustá-la. Ácidos fortes são normalmente utilizados em laboratório, tais como HCl e H_2SO_4 .

Industrialmente, é comum se utilizar dióxido de carbono líquido (CO_2). Este reagente, ao reagir com moléculas de água, se transforma em ácido carbônico (H_2CO_3), um ácido fraco, numa reação reversível, que em dosagens adequadas se tornam suficientes para diminuir o pH do sistema em operação.

As ações dos modificadores são bem distintas, comparadas aos coletores e espumantes cujas funções são bem definidas (PERES & ARAUJO, 2009):

- (i.) modulação do pH – efetuada mediante a adição de ácidos e bases. Deve-se atentar para o fato de que o ânion do ácido e o cátion da base poderão, em alguns sistemas, adsorverem-se especificamente e alterar as características das interfaces envolvidas;
- (ii.) controle do estado de agregação da polpa – efetuado mediante a adição de dispersantes e agregantes (coagulantes e floculantes). Em geral, uma polpa dispersa favorece a flotação. Uma floculação seletiva dos minerais que se dirigem ao afundado poderá ter um efeito benéfico (ex.: flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos). Os polímeros naturais e sintéticos têm poder floculante no caso de apresentarem alto peso molecular e são dispersantes quando possuem baixo peso molecular;
- (iii.) ativação – efetuada através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz e/ou seletiva a ação dos coletores;
- (iv.) depressão – efetuada mediante a adição de reagentes capazes de inibir a ação do coletor e hidrofilar a superfície dos minerais que se destinam ao afundado. Entre os depressores orgânicos destacam-se os polissacarídeos, em especial o amido de milho. Outros depressores orgânicos são os taninos e seus derivados, em especial o quebracho, os derivados de celulose (a carboximetilcelulose é o principal representante) e os lignossulfonatos.

3.5. MINA DE BRUCUTU

A mina de Brucutu, pertencente ao complexo das Minas Centrais, é a maior mina da Vale em operação no estado de Minas Gerais e uma das maiores minas de ferro do Brasil, englobando ainda as minas de Gongo Soco e Água Limpa.

O projeto de expansão da mina, que anteriormente era lavrada pela Mineração Socoimex Ltda., iniciou-se em 2004, ano em que novos estudos de pesquisa de reserva, e a elaboração de uma instalação de beneficiamento, geraram a expectativa de tornar Brucutu um complexo minerador de ferro com tamanho e capacidade de produção entre os maiores do mundo.

A partir de um investimento da ordem de US\$ 1,1 bilhão, foi realizado o *start-up* da instalação de beneficiamento em outubro de 2006. Além do investimento em operação, a Vale também investe em iniciativas que contribuem para o desenvolvimento sustentável da região.

O planejamento produtivo ao longo dos anos foi delimitado por dois projetos de expansão e basicamente dividido em três fases distintas. Na primeira fase, com o início da operação das quatro linhas existentes, a capacidade produtiva instalada da planta era de 24Mta, a partir de uma movimentação de ROM igual a 30Mta. Com a primeira expansão da usina, em 2010, na qual ocorreu o acréscimo de mais uma linha produtiva, atinge-se em torno de 26Mta de capacidade para uma massa de ROM de 37,5Mta. Finalmente, em 2015, espera-se produzir aproximadamente 29Mta, considerando o aporte do projeto de repotenciamento da quinta linha de produção. Para este volume de produção será necessária a movimentação de ROM em torno de 47,5Mta.

3.5.1. Localização e Região

A mina de Brucutu está localizada na porção nordeste do Quadrilátero Ferrífero, a aproximadamente 100km, a leste de Belo Horizonte (MG). A jazida de minério de ferro ocupa uma área de 8km, próximo à cidade de São Gonçalo do Rio Abaixo. O principal

acesso a partir de Belo Horizonte é feito pela rodovia BR-381, sentido Vitória (ES), até o trevo de desvio para Barão de Cocais, percorrendo-se a partir daí aproximadamente 9km pela MG-436, até o entroncamento com a entrada para a Mina de Brucutu (Figura 3.7).

Regionalmente, a jazida da mina de Brucutu está inserida no contexto geológico que compreende cinco unidades rochosas (ROBERTO, 2010):

- a) Complexos Metamórficos Arqueanos;
- b) Supergrupo Rio das Velhas;
- c) Supergrupo Minas;
- d) Grupo Sabará;
- e) Grupo Itacolomi.

O supergrupo Minas é dividido em três grupos, da base para o topo (TAKEHARA, 2004):

- I) grupo Caraça: essencialmente clástico, é dividido na Formação Moeda, compostos de metaconglomerados e quartzitos; na Formação Batatal, compostos de xistos e filitos;
- II) grupo Itabira: constituído predominantemente por rochas de origem química, é dividido na Formação Cauê, composta basicamente de itabiritos (que são as formações ferríferas bandadas) e Formação Gandarela composta de carbonatos e filitos; e,
- III) grupo Piracicaba: composto por rochas clásticas e químicas (DORR, 1969?).

O supergrupo Espinhaço sobrepõe o supergrupo Minas e é composto de quartzitos, metaconglomerados e filitos.

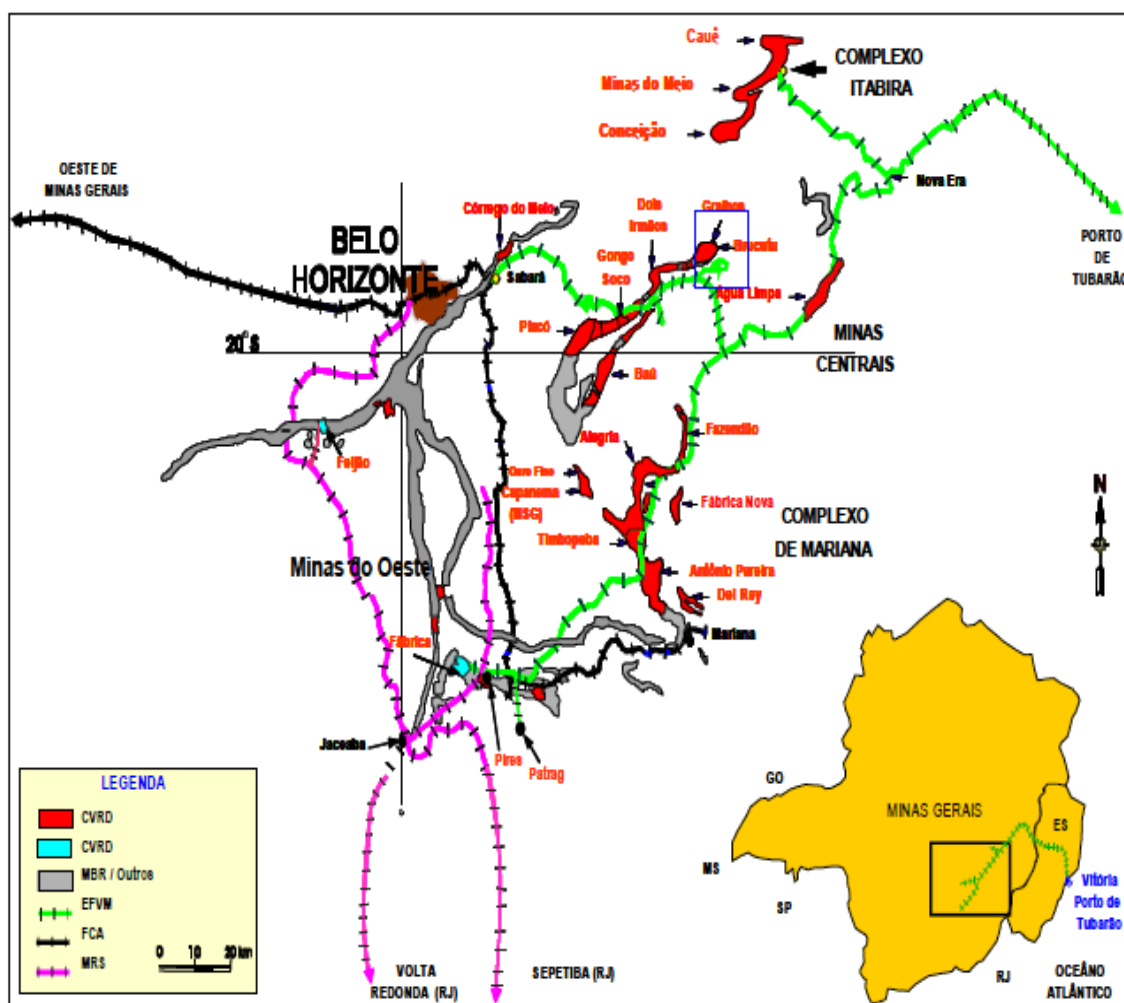


FIGURA 3.7 – Mapa de Localização da Mina de Brucutu – Quadrilátero Ferrífero/ MG (ENDO *et al.*, 2008 apud ROBERTO, 2010).

3.5.2. Instalações de Beneficiamento - Mina de Brucutu

O plano de expansão da instalação de beneficiamento tem como premissa o mínimo possível de paradas e interferência. Para tal, foram adotadas linhas de produção independentes na instalação de beneficiamento, sempre que possível. Cada linha tem capacidade de produção de 6Mta.

A unidade de manuseio e beneficiamento de Brucutu inclui as seguintes operações: britagens primária, secundária, terciária e quaternária, pátio de homogeneização, peneiramento a seco e a úmido, jigagem, moagem, classificação (hidrociclones e peneiras de alta frequência), concentração magnética (média e alta intensidade),

deslamagem, flotação (estágios “*rougher*”, “*cleaner*”, “*re-cleaner*” e “*scavenger*”), espessamento e filtração (a discos e esteira).

O processo de beneficiamento a seco, representado pela planta de britagem, constitui a primeira etapa do processo. O minério proveniente da mina (ROM, do inglês *run of mine*) tem a opção de alimentar duas linhas de britagem primária – britador giratório e/ou britador de mandíbulas. A alimentação pode ser realizada simultaneamente entre as duas linhas de britagem ou em separado.

Quando a alimentação é realizada pelo britador giratório, o produto britado é direcionado para a grelha de escalpe que divide o material em dois produtos. O *oversize* alimenta a britagem secundária (britadores cônicos) e, em seguida, seu produto é incorporado ao *undersize* da grelha, sendo alimentado ao peneiramento secundário. O *oversize* do peneiramento secundário é carga circulante e alimenta a britagem terciária (britadores cônicos). O produto britado retorna à alimentação do peneiramento, cujo *undersize* é encaminhado para o pátio de homogeneização. O peneiramento é realizado em 19mm ou 25mm, dependendo das condições de umidade e condições operacionais.

O britador de mandíbulas tem a função de absorver aquelas tipologias que se apresentam mais úmidas. Como exemplo, podem ser citadas algumas tipologias que contêm minerais tipicamente hidratados, como é o caso dos itabiritos goethíticos e da canga. Nesta linha é feito, inicialmente, um escalpe do ROM por uma grelha, cujo material retido alimenta o britador primário. O *undersize* da grelha e o produto da britagem primária alimentam outra etapa de peneiramento (peneira banana). O *oversize* é fragmentado pelo britador secundário (britador cônico) e incorporado ao *undersize* proveniente da peneira banana. Este material é, portanto, incluído à alimentação do peneiramento secundário, que finalmente recebe os fluxos das duas linhas de britagem, fechando o circuito, sendo enviado para empilhamento no pátio de homogeneização.

A usina de concentração tem o papel de processar as pilhas formadas no pátio de homogeneização, cujo minério ainda não se apresenta dentro das especificações granulométricas e químicas para ser comercializado.

Após as operações de beneficiamento são gerados quatro produtos:

SF1 – *sinter feed* concentrado da jigagem;

SF4 – *sinter feed* concentrado da concentração magnética de média intensidade;

SF3 – *sinter feed* concentrado da concentração magnética de alta intensidade;

PF – *pellet feed* concentrado da flotação.

Os três produtos (SF1, SF4 e SF3) compõem o *sinter feed* final de Brucutu, denominado de SFBR.

3.5.3. Processo a úmido – Operações de peneiramento, classificação, moagem, concentração e separação sólido-líquido.

O processo a úmido é constituído basicamente por operações de peneiramento, classificação, moagem, concentração, separação sólido-líquido, empilhamento do produto concentrado e descarte de rejeitos.

➤ Pátio de Homogeneização

O produto da britagem é empilhado no pátio de homogeneização em distintas pilhas, pelo método *chevron*. Esta etapa tem duas funções principais: homogeneização do material e regulagem dos regimes operacionais entre as plantas de britagem e de concentração.

Na entrada do pátio de homogeneização existe uma torre de amostragem através da qual, periodicamente, são coletadas amostras e enviadas ao laboratório físico e químico para realização de análises granulométrica e química, estabelecendo assim um controle do material que alimentará a usina de concentração.

A Figura 3.8 ilustra o fluxograma simplificado da instalação de beneficiamento de Brucutu.

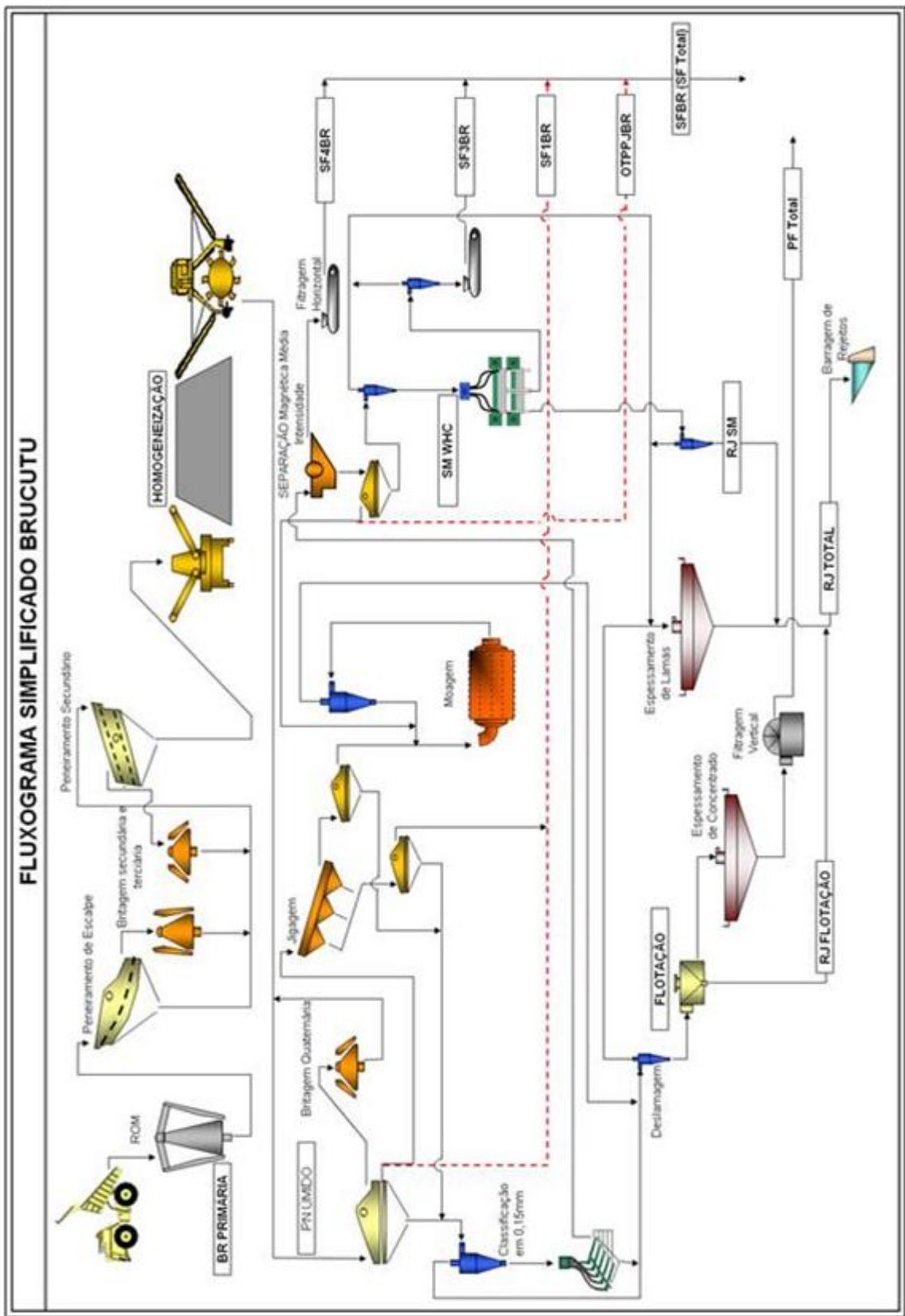


FIGURA 3.8: Fluxograma simplificado da instalação de beneficiamento - Mina de Brucutu (Arquivo particular do autor, 2006).

➤ **Peneiramento a úmido e britagem quaternária**

O peneiramento a úmido é constituído de 16 peneiras de 2 *decks*, sendo que o primeiro *deck* tem a função de realizar um corte em 8,0mm, enquanto no segundo *deck*, o corte é em 1,0mm. A alimentação total é composta do material retomado das pilhas do pátio de homogeneização e da carga circulante (produto da britagem quaternária).

O *oversize* do primeiro *deck* (+8,0mm) é, portanto, direcionado à britagem quaternária, cujo produto britado retorna novamente para a alimentação. A fração intermediária (-8,0+1,0mm) gera o *sinter feed* natural (SFNA), que alimenta o prédio da jigagem. O *undersize* (-1,0mm) do segundo *deck* segue, finalmente, à operação de classificação em 0,15mm.

➤ **Jigagem e Moagem**

O *sinter feed* natural (SFNA), conforme citado no item anterior, alimenta a jigagem. Esta operação é realizada atualmente em três linhas, contendo 6 jigsawes cada uma. O concentrado, depois de desaguado, é blendado no *sinter feed* final de Brucutu (SFBR) e o rejeito, após desaguamento, alimenta a etapa de moagem.

O moinho tem a função de reduzir a granulometria das partículas do rejeito da jigagem, buscando-se atingir o grau de liberação necessário para a concentração dos minerais de ferro. O produto moído é direcionado às etapas de deslamagem e flotação.

➤ **Classificação em 0,15mm**

A operação de classificação em 0,15mm é realizada em duas etapas, sendo a primeira em hidrociclonagem, constituída de 5 baterias de 6 hidrociclones de 660,4mm (26”), cada um. A segunda etapa é em peneiramento de alta frequência, que contém 6 unidades de peneiras em cada linha de operação, totalizando-se 30 peneiras.

A fração -1,0mm gerada no peneiramento a úmido é bombeada para a bateria de hidrociclones (26”). O *overflow* segue para a alimentação da deslamagem e o *underflow* passa por uma nova etapa de classificação, alimentando o peneiramento de alta

frequência. O *undersize* incorpora-se à alimentação da deslamagem e o *oversize* (fração -1,0mm +0,15mm) segue para as operações de concentração magnética.

Neste processo os finos gerados devem ser controlados predominantemente em tamanho abaixo de 0,15mm.

➤ **Concentração Magnética**

Após a etapa de classificação em 0,15mm, o *oversize* do peneiramento de alta frequência é direcionado à concentração magnética de média intensidade. Esta etapa é efetuada através de concentradores magnéticos de tambor, conhecidos como WDRE – *wet drum rare earth*, ou concentrador magnético de terras raras tipo tambor.

O WDRE opera continuamente em campo de 0,6Tesla (6.000 gauss), aproximadamente. Sua principal função é a de concentrar os minerais com características ferromagnéticas. No caso de Brucutu o mineral predominante é a magnetita, também presente como magnetita relictual, ou “massa magnética” (QUEIROZ, 2008), quando está associada com outros minerais. O concentrado produzido é o “SF4”, que é blendado no SFBR – *sinter feed* Brucutu.

O rejeito originado no WRDE (material paramagnético) é direcionado à etapa de peneiramento de proteção. Estas peneiras têm a função de proteger a concentração magnética de alta intensidade (próxima operação unitária), da presença de partículas maiores que 1,0mm. Este tamanho de partícula pode causar entupimentos nas placas contidas nesses equipamentos de concentração. O *oversize* do peneiramento de proteção é encaminhado para o moinho. Também tem a flexibilidade de ser empilhado diretamente no pátio de produtos.

O *undersize* do peneiramento de proteção alimenta, portanto, a concentração magnética de alta intensidade. Esta operação é realizada em equipamentos conhecidos como WHIMS – *wet high intensity magnetic separator*. São equipamentos do tipo carrossel, devido à presença de dois rotores (dispostos horizontalmente, um sobre o outro), que operam em sistema de rotação a partir de um eixo central (Figura 3.9). Os campos magnéticos empregados podem variar entre 0,9 e 1,5T (9.000 a 15.000G).



FIGURA 3.9: WHIMS de Brucutu (SALES, 2012).

A operação é realizada em dois estágios: *rougher* e *cleaner*. O concentrado *rougher* alimenta o estágio *cleaner*, e o concentrado deste segundo estágio é produto final, denominado de SF3. Este produto é incorporado ao SFBR – *sinter feed* final de Brucutu. O rejeito do estágio *cleaner* alimenta um concentrador que trabalha como *scavenger* cujo produto realimenta o estágio *cleaner*. Os rejeitos *rougher* e *scavenger* são igualmente direcionados à barragem de rejeitos.

Cabe ressaltar que tanto o concentrado quanto o rejeito produzidos são adensados em baterias de hidrociclones de adensamento. O concentrado, antes de ser transportado por correias, passa por filtros de esteira, gerando uma torta com aproximadamente 10% de umidade e o filtrado é direcionado para a planta de concentração.

➤ **Deslamagem e flotação (circuito atual)**

Os finos gerados ao longo do processo são direcionados inicialmente para a operação de deslamagem. Esta operação é constituída de dois estágios. O primeiro estágio contém cinco baterias de hidrociclones de 508mm (20”). O *overflow* gerado neste estágio alimenta outras cinco baterias de hidrociclones de 254mm (10”). O *underflow* gerado em ambos os estágios constitui o material que alimentará a flotação. O *overflow* dos hidrociclones de 254mm (10”) é direcionado por gravidade para o espessador de lamas.

Este fluxo é descartado do processo por possuir basicamente partículas abaixo do tamanho de 10µm. Este tipo de partícula representa material deletério para a flotação, pois sua alta área específica, bem como a presença de determinados minerais contaminantes característicos desta fração, podem alterar as propriedades de superfície e diminuir significativamente a seletividade do processo.

Antes de ser alimentado na flotação, o *underflow* da deslamagem passa por tanques condicionadores, onde a solução de amido de milho é adicionada. Esta etapa tem a função de promover o contato das partículas de minerais de ferro com o reagente, mediante um determinado tempo de residência.

A flotação é finalmente alimentada pelo material previamente condicionado com amido. A operação é dividida em alguns estágios: *rougher*, *cleaner*, *re-cleaner*, *scavenger I* e *scavenger II* (ou *cleaner* do *scavenger I*). A amina, coletor das partículas de ganga (principalmente quartzo), é dosada no estágio *rougher* em função da massa de SiO₂ da polpa de alimentação. O ajuste do valor de pH (dosagem de NaOH – soda cáustica e CO₂) também é realizado nesse mesmo estágio. O processo é realizado conforme se segue:

O primeiro estágio de concentração *rougher* recebe a alimentação total, com teores pobres em ferro. O concentrado (afundado) é direcionado por gravidade ao estágio *cleaner*, enquanto o rejeito (flotado) segue para a alimentação do estágio *scavenger I*. O concentrado *cleaner* segue da mesma maneira, alimentando o estágio *re-cleaner*, cuja massa deprimida é o concentrado final, denominado comercialmente de *pellet feed* (PF). Os rejeitos gerados nos estágios *cleaner* e *re-cleaner* compõem a carga circulante, retornando à alimentação do estágio *rougher*.

O *scavenger I* tem a função de recuperar aquelas partículas com baixos teores de ferro. O concentrado deste estágio é, portanto, bombeado às células do estágio *scavenger II*, e os rejeitos gerados nestas duas etapas são rejeitos finais. O concentrado *scavenger II* é direcionado a um peneiramento de alta frequência, no qual as partículas acima de 0,15mm, basicamente constituídas de quartzo, são também descartadas como rejeito final. O *underzise* deste peneiramento incorpora-se novamente à alimentação total do circuito.

O processo de separação sólido-líquido é composto inicialmente por dois espessadores de concentrado, cujo *underflow* é bombeado para um tanque pulmão que alimenta a etapa de filtração, constituídas por filtros verticais de discos. A torta gerada, com umidade em torno de 10%, é o *pellet feed* Brucutu – PFBR. O produto é, finalmente, empilhado no pátio de produtos do complexo, de onde é embarcado em paralelo ao *sinter feed* Brucutu – SFBR.

➤ **Novo circuito de flotação – Fracionamento em grossos e finos**

A partir de 2015, com o *start up* da expansão da usina de concentração de Brucutu, denominado projeto “5ª Linha Estendida”, prevê-se que o circuito de flotação convencional de Brucutu deverá operar com uma nova concepção, mediante o tratamento, em separado, das frações que compõem a alimentação da flotação atual.

O novo circuito de flotação estabelece que o fluxo proveniente da primeira etapa de deslamagem (material grosseiro), realizada em hidrociclones de 508mm (20”), continuará sendo tratado nas atuais células mecânicas convencionais, denominado “circuito de grossos”; enquanto o fluxo proveniente da segunda deslamagem, realizada em hidrociclones de 254mm (10”), juntamente com o produto da moagem após deslamagem, sejam alimentados a um conjunto de tanques células, denominado “circuito de finos”.

Antes de serem alimentados aos respectivos circuitos de flotação, os fluxos provenientes das etapas de deslamagem passam por tanques condicionadores, onde é realizada a adição da solução de amido de milho gelatinizado.

O “circuito de grossos” que recebe o fluxo proveniente dos hidrociclones de 508mm (20”), irá operar na configuração do circuito de flotação atual (citado anteriormente).

O “circuito de finos” que recebe o fluxo proveniente dos hidrociclones de 254mm (10”), será concebido para operar com os estágios *rougher*, *cleaner* e *scavenger*. A adição de reagentes deverá obedecer os mesmos parâmetros utilizados atualmente, isto é, adição de amido em função da massa alimentada e amina em função da massa de SiO₂ da polpa de alimentação.

A alimentação total do “circuito de finos” se fará a partir do estágio *rougher*, cujo concentrado (afundado) alimentará o estágio *cleaner* por gravidade, enquanto o rejeito (flotado) seguirá para a alimentação do estágio *scavenger*. O concentrado *cleaner* seguirá para o espessamento de concentrados, se juntando ao concentrado do “circuito de grossos”, compondo o *Pellet Feed (PF)* total. Os rejeitos gerados nos estágios *cleaner* e *scavenger* compõem a carga circulante, retornando à alimentação do estágio *rougher*. O rejeito *scavenger* será descartado, incorporando-se ao rejeito do “circuito de grossos”.

Conforme descrito anteriormente, o concentrado de flotação de ambos os circuitos alimentará os espessadores de concentrado, cujo *underflow* é bombeado para um tanque pulmão que alimenta a etapa de filtração, constituída por filtros verticais de discos. A torta gerada, com umidade em torno de 10%, é o *Pellet Feed Brucutu – PFBR*. O produto é empilhado no pátio de produtos do complexo, de onde é embarcado em paralelo ao *Sinter Feed Brucutu – SFBR*.

Toda água recuperada nos processos de separação sólido-líquido é retomada para a planta de concentração e utilizada nas diversas operações unitárias.

➤ **Espessamento de Lamas e Barragem de Rejeitos**

O espessador de lamelas de Brucutu tem a função de sedimentar as lamelas provenientes do *overflow* do segundo estágio de deslamagem, recuperando parte da água contida neste fluxo. A alimentação é realizada por gravidade e o material é direcionado no poço situado no centro do espessador, cujo diâmetro é igual a 100m. Floculante é adicionado na calha de alimentação. Este reagente tem o papel de gerar “flóculos” entre as partículas o que aumenta a velocidade de sedimentação. A viscosidade do material afundado (*underflow*) também é alterada em função da quantidade e qualidade de floculante dosado.

O *underflow* é retirado com aproximadamente 30% de sólidos e possui teor de ferro em torno de 46%. Em seguida é bombeado para a caixa de rejeito total.

Todo o rejeito gerado na usina de concentração (rejeito da concentração magnética, rejeito da flotação e lamas – *underflow* do espessador de lamas) é bombeado através de três conjuntos de bombas em série para a barragem de rejeitos, denominada de Barragem Sul. Uma nova barragem de rejeitos está sendo projetada para absorver o volume futuro, e será denominada “Barragem Norte”.

4. METODOLOGIA (MATERIAIS E MÉTODOS)

Neste capítulo é apresentada a metodologia de estudo utilizada para a realização da parte experimental deste trabalho, assim como a descrição das etapas de preparação e caracterização das amostras.

4.1 Amostragem

Para realização deste estudo foram geradas quatro amostras individuais, correspondentes aos respectivos fluxos a serem estudados. Cada amostra foi composta, individualmente, a partir de quatro campanhas de amostragem realizadas em períodos distintos na usina de beneficiamento de Brucutu, que visaram garantir a representatividade do processo e absorver as variações das características físicas, químicas e mineralógicas de cada fluxo que compõe a alimentação do circuito de flotação industrial.

As amostras foram coletadas no *underflow* dos hidrociclones da 1ª e 2ª etapas de deslamagem industrial, *underflow* dos hidrociclones da deslamagem da moagem e no *overflow* dos condicionadores daquela linha que se apresentou com os parâmetros melhor ajustados, sem adição de amido gelatinizado, sendo os pontos de coleta identificados por letras na figura 4.1. A massa total de minério coletada por amostra foi de aproximadamente 400 kg (peso seco).

Encerrada cada campanha de amostragem, as amostras de cada fluxo passaram pelas etapas de decantação dos sólidos suspensos, retirada do excesso de água e encaminhada ao Laboratório de Processo de Brucutu para preparação.

As amostras compostas foram identificadas conforme relacionadas abaixo:

A - AGFRBR: Alimentação Global Flotação *Rougher* de Brucutu.

B - UF1DBR: *Underflow* da 1ª Deslamagem de Brucutu.

C - UF2DBR: *Underflow* da 2ª Deslamagem de Brucutu.

D - UFMOBR: *Underflow* dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem de Brucutu.

- *Blend* (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%)): amostra composta pelo *Underflow* da 2ª Deslamagem + *Underflow* dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem.

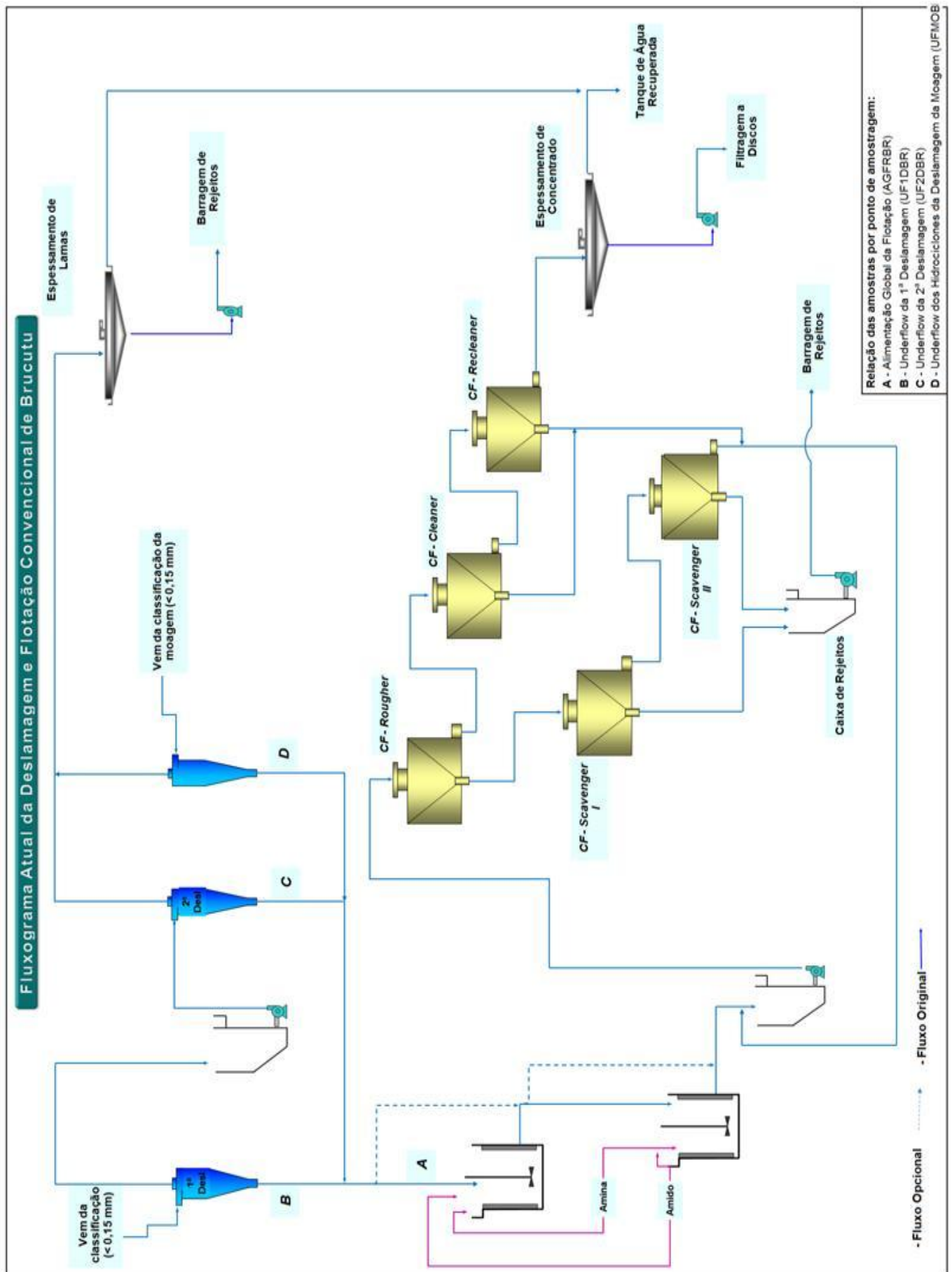


FIGURA 4.1 - Fluxograma atual da deslamagem e flotação com os respectivos pontos de coleta das amostras para caracterização e testes tecnológicos.

A figura 4.2 ilustra o fluxograma de preparação das amostras para realização das caracterizações e dos testes tecnológicos propostos.

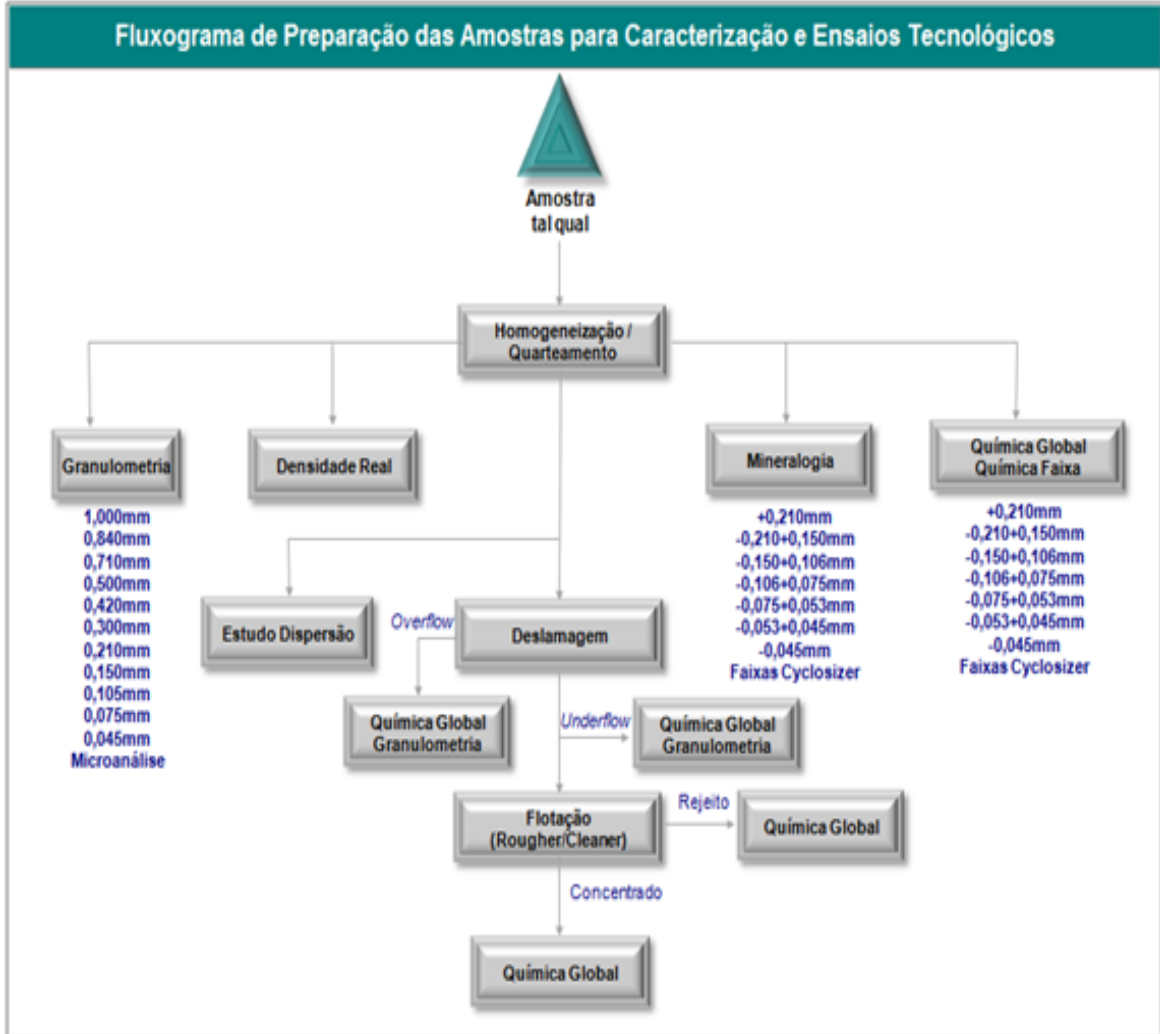


FIGURA 4.2 - Fluxograma de preparação das amostras compostas para caracterização e testes tecnológicos.

4.2 Composição e preparação das amostras

No Laboratório de Processo, fez-se a composição das amostras coletadas durante as campanhas de amostragem, gerando assim uma amostra composta para cada fluxo. As amostras compostas, contendo cerca de 10% de umidade, foram embaladas e encaminhadas ao laboratório do CPT - Centro de Pesquisas Tecnológicas da Vale, em Alegria. No CPT as amostras foram desagregadas, homogeneizadas e quarteadas em quarteador do tipo carrossel, para retirada de alíquotas representativas para as

caracterizações e testes tecnológicos propostos, conforme Figura 4.2. Para cada fluxo foram realizadas análises granulométricas, mineralógicas, químicas e testes de bancada.

4.3 Caracterização das amostras

A caracterização das amostras visa conhecer suas características físicas e químicas, além de identificar e quantificar seus constituintes mineralógicos, sendo descritos na sequência os procedimentos adotados.

4.3.1 Análises granulométricas

Cada amostra composta foi submetida à análise granulométrica e fracionamento segundo procedimentos padrões dos laboratórios VALE, utilizando-se peneiras da série *Tyler* com aberturas de 840 μ m, 710 μ m, 500 μ m, 420 μ m, 300 μ m, 210 μ m, 150 μ m, 106 μ m, 75 μ m, 53 μ m e 45 μ m, com 200 mm de diâmetro e 70 mm de altura.

A microanálise granulométrica da fração passante em 45 μ m foi realizada via granulômetro a *laser* "*Mastersizer*". Os diâmetros reportados são: 37 μ m, 25 μ m, 15 μ m, 10 μ m, 6 μ m, 5 μ m, 4 μ m e 3,2 μ m.

Todas as frações provenientes das etapas de peneiramento e análises granulométricas foram recuperadas para posteriores análises químicas e caracterização mineralógica.

4.3.2 Determinação de peso específico (densidade real)

Todas as amostras compostas foram submetidas à determinação de peso específico/densidade real, realizadas via Pentapicnômetro.

4.3.3 Análise química por Fluorescência de Raios-X

Todas as análises químicas foram realizadas no Laboratório Químico da VALE, conforme procedimentos internos. Para análise química global e por faixa granulométrica foi utilizado espectrometria de fluorescência de raios-X, através do método de pastilha fundida. Todos os principais elementos que compõem o minério de

ferro (Fe, SiO₂, P, Al₂O₃, Mn, TiO₂, CaO e MgO) foram analisados por este método. Com relação ao PPC, este foi analisado pelo método gravimétrico tradicional.

Também foram realizadas análises químicas por faixas granuloquímicas para todas as amostras compostas, conforme relacionadas: +210µm, -210+150µm, -150+106µm, -106+75µm, -75+53µm, -53+45µm e -45µm.

4.3.4 Caracterização mineralógica por fração granulométrica

Cada amostra composta foi separada, em sete frações granulométricas distintas, e encaminhada ao Laboratório de Mineralogia da VALE para realização das análises mineralógicas conforme procedimentos internos, com o objetivo de melhor estudar as frações e identificar a presença de outras fases mineralógicas.

Foram analisadas as seguintes frações granulométricas: +210µm, -210+150µm, -150+106µm, -106+75µm, -75+53µm, -53+45µm e -45µm, sendo utilizado um microscópio da marca Leica, modelo DMLP, com dispositivo para fotomicrografia acoplado e aumento de até 500 vezes. Foi utilizado o método de contagem de grãos para determinação da percentagem das fases mineralógicas presentes, em peso.

4.4 Testes tecnológicos em escala de bancada

Os testes em escala de bancada foram realizados no Centro de Pesquisas Tecnológicas da Vale – CPT, segundo procedimentos padrão internos para testes de deslamagem e flotação e as análises químicas foram realizadas no Laboratório Químico da VALE. Os testes foram realizados visando avaliar o comportamento de cada fluxo diante do novo escopo proposto para o circuito de flotação de Brucutu.

4.4.1 Testes de deslamagem em escala de bancada

A proposição desta etapa objetivou avaliar o comportamento da amostra do “*Blend*” (composição entre as amostras UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%)), de modo comparativo, após a retirada do excesso de lamas que normalmente está incorporada a

estes fluxos, frente ao processo de flotação catiônica reversa em bancada. Este fluxo irá compor a alimentação do ‘circuito de finos’, compostos por células de grande volume (tanques células).

4.4.2 Testes de flotação em célula mecânica de laboratório

Os testes de flotação em célula mecânica de laboratório foram realizados visando estudar o comportamento individual das amostras que compõem a alimentação da flotação atual, comparada à alimentação total, frente aos reagentes utilizados no processo de flotação da usina de concentração de Brucutu, considerando o novo conceito de flotação que será introduzido neste circuito.

Foram realizados experimentos do tipo fatorial *screening* 3^k (três níveis e k fatores). Os principais fatores analisados neste estudo foram dosagens de amina (g/t SiO₂), amido (g/t alim. nova) e pH. Em relação aos resultados foram analisados teor de SiO₂ no concentrado, teor de ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade Gaudin.

As dosagens de reagentes foram estabelecidas em função das características das amostras que irão alimentar cada circuito de flotação e também pela prática industrial.

- Amostras do circuito de “grossos” (convencional): UF1DBR, UFMOBR, AGFRBR.

- Amido (g/t alim. nova): 550, 700 e 850.
- Amina (g/t SiO₂): 250, 350 e 450.
- pH: 9.5, 10.0 e 10.5

- Amostras do circuito de “finos” (células tanques): UF2DBR, UF2DBR +UFMOBR:

- Amido (g/t alim. nova): 600, 800 e 1000.
- Amina (g/t SiO₂): 300, 500 e 700.
- pH: 9.5, 10.0 e 10.5

Nos testes de flotação foram utilizados os seguintes reagentes:

- Coletor de sílica: acetato de étermonoamina EDA-C, fabricado pela Clariant.

- Depressor dos minerais de ferro: *gritz* de milho. Para gelatinização do *gritz* foi utilizada solução de soda cáustica a 50% (NaOH), na razão em massa amido/soda de 10:1.
- Moduladores de pH: soluções de NaOH e ácido acético.
- Rotação: 1300 RPM

O *gritz* de milho utilizado nos testes foi fornecido pela Kowalski, identificado como Flokit 330.

A célula de flotação utilizada nos testes é do fabricante CDC e o volume útil da cuba de flotação é de 2600 ml, cuja capacidade total é de 3000 ml.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste capítulo são apresentados e discutidos os resultados encontrados nas etapas de caracterização e nos testes tecnológicos realizados com as amostras estudadas.

5.1. Caracterização das amostras

5.1.1. Análises granulométricas e químicas por faixa

Os resultados das análises granulométricas, química global e por faixa de cada amostra testada são apresentados nas tabelas V.1 a V.5. As análises granulométricas foram realizadas utilizando peneiramento e granulômetro a *laser* (*Mastersizer*).

5.1.1.1. Amostra: AGFRBR - Alimentação Global da Flotação *Rougher* de Brucutu

TABELA V.1 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para a amostra de alimentação global da flotação *rougher* de Brucutu (AGFRBR).

Microns	Global			Análise Química faixa (%)										
	Retido Simples (%)	Retido Acumulado (%)	Passante Acumulado (%)	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	F.Q	
840,0	0,18	0,18	99,82	23,17	63,89	0,033	1,30	0,025	0,064	0,001	0,044	1,65	100,18	
710,0	0,09	0,27	99,73											
500,0	0,45	0,72	99,28											
420,0	0,45	1,17	98,83											
300,0	1,53	2,70	97,30											
210,0	4,77	7,46	92,54											
150,0	10,34	17,81	82,19	32,22	52,17	0,018	0,54	0,015	0,035	0,001	0,050	0,75	99,63	
106,0	14,30	32,10	67,90	39,81	41,16	0,015	0,45	0,014	0,036	0,001	0,012	0,58	99,21	
75,0	23,29	55,40	44,60	49,08	28,84	0,016	0,44	0,015	0,046	0,001	0,058	0,52	100,13	
53,0	10,61	66,01	33,99	53,41	22,46	0,016	0,46	0,016	0,058	0,001	0,003	0,61	99,96	
45,0	10,43	76,44	23,56	58,59	14,11	0,021	0,58	0,021	0,081	0,001	0,027	0,81	99,45	
37,0	5,40	81,83	18,17	62,62	7,94	0,031	0,85	0,031	0,128	0,001	0,041	1,22	99,82	
25,0	9,05	90,89	9,11											
15,0	5,57	96,46	3,54											
10,0	1,25	97,71	2,29											
6,0	0,82	98,53	1,47											
5,0	0,28	98,81	1,19											
4,0	0,31	99,11	0,89											
3,2	0,24	99,35	0,65											
-3,2	0,65	100,00	0,00											
Total	100,0			Global Calculada	48,72	28,49	0,021	0,63	0,020	0,069	0,001	0,036	0,84	99,80
				Global Analisada	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	100,11

A análise granulométrica mostra que, fisicamente, a amostra se apresenta bem distribuída e concentrada entre -210 μ m e +45 μ m (em torno de 69%), com maior presença na fração +75 μ m (23%). Observa-se significativa presença de material grosseiro na fração acima de 210 μ m (7,5%). O passante em 45 μ m é de 23,6%, contendo 2,3% de materiais ultrafinos (-10 μ m).

Na análise química por faixa se observa que a fração +210 μ m se apresenta pobre em ferro e com elevados teores de sílica e alumina. Para as demais frações se observa que ocorre elevação gradativa do teor de ferro com o afinamento da amostra, sendo que a fração -45 μ m é a que se apresenta com o teor mais elevado (62,6% Fe).

5.1.1.2. Amostra: UF1DBR - Underflow da 1ª Deslamagem de Brucutu

TABELA V.2 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para a amostra de *underflow* da 1ª deslamagem de Brucutu (UF1DBR).

Microns	Global			Análise Química faixa (%)									
	Ret. Simples (%)	Ret. Acumulado (%)	Pass. Acumulado (%)	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	F.Q
840,0	0,17	0,17	99,83										
710,0	0,09	0,26	99,74										
500,0	0,26	0,52	99,48										
420,0	0,26	0,78	99,22	24,64	61,17	0,035	1,33	0,030	0,063	0,001	0,059	1,68	99,65
300,0	0,61	1,39	98,61										
210,0	2,44	3,83	96,17										
150,0	8,45	12,28	87,72	30,55	54,69	0,015	0,52	0,012	0,027	0,001	0,054	0,63	99,65
106,0	11,85	24,13	75,87	36,45	46,12	0,016	0,55	0,014	0,035	0,001	0,054	0,81	99,74
75,0	23,34	47,47	52,53	46,39	32,82	0,013	0,41	0,013	0,043	0,001	0,021	0,45	100,12
53,0	12,46	59,93	40,07	53,87	21,68	0,016	0,47	0,016	0,063	0,001	0,036	0,69	100,02
45,0	13,68	73,61	26,39	57,35	16,05	0,017	0,50	0,019	0,074	0,001	0,026	0,74	99,45
37,0	6,66	80,27	19,73										
25,0	10,74	91,01	8,99										
15,0	5,89	96,90	3,10										
10,0	1,00	97,90	2,10										
6,0	0,72	98,62	1,38	62,83	7,49	0,027	0,80	0,029	0,127	0,001	0,036	1,14	99,52
5,0	0,28	98,90	1,10										
4,0	0,30	99,20	0,80										
3,2	0,22	99,43	0,57										
-3,2	0,57	100,00	0,00										
Total	100,0												
			Global Calculada	49,81	26,96	0,019	0,59	0,019	0,070	0,001	0,036	0,81	99,75
			Global Analisada	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	100,81

Observa-se na tabela V.2 que a amostra apresenta distribuição e comportamento semelhante ao identificado para a amostra AGFRBR, tanto no aspecto físico quanto químico. Tal comportamento é esperado, uma vez que este é o fluxo de maior participação na composição da alimentação global da flotação *rougher* de Brucutu.

Quanto à distribuição física a amostra se apresenta bem distribuída e concentrada entre -210µm e +45µm (cerca de 70%), com maior presença na fração +75µm (23%). Apresenta cerca de 4% na fração acima de 210µm; enquanto o passante em 45µm é de 26%, com 2% de materiais ultrafinos (-10µm).

5.1.1.3. Amostra: UFMOBR - *Underflow* dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem de Brucutu

TABELA V.3 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para a amostra de *underflow* dos hidrociclones da deslamagem da moagem de Brucutu (UFMOBR).

Microns	Global			Análise Química faixa (%)									
	Ret. Simples (%)	Ret. Acumulado (%)	Pass. Acumulado (%)	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	F.Q
840,0	0,63	0,63	99,37										
710,0	0,18	0,81	99,19										
500,0	0,54	1,35	98,65	33,25	47,73	0,055	2,14	0,031	0,116	0,001	0,039	2,94	100,67
420,0	0,36	1,71	98,29										
300,0	1,08	2,79	97,21										
210,0	4,23	7,01	92,99										
150,0	6,47	13,49	86,51	27,64	55,36	0,055	2,26	0,029	0,113	0,001	0,063	2,94	100,42
106,0	5,94	19,42	80,58	37,07	40,41	0,076	2,31	0,041	0,139	0,001	0,039	3,68	99,81
75,0	18,62	38,04	61,96	47,90	25,85	0,083	2,21	0,055	0,157	0,001	0,114	3,79	100,87
53,0	10,43	48,47	51,53	56,05	14,63	0,065	1,48	0,044	0,127	0,001	0,047	2,89	99,52
45,0	11,33	59,80	40,20	59,73	11,01	0,064	1,27	0,045	0,125	0,005	0,001	2,79	100,80
37,0	7,93	67,73	32,27										
25,0	14,83	82,56	17,44										
15,0	11,03	93,59	6,41										
10,0	3,00	96,58	3,42										
6,0	1,39	97,97	2,03	59,24	9,39	0,076	1,70	0,046	0,162	0,001	0,041	3,50	99,72
5,0	0,36	98,34	1,66										
4,0	0,40	98,73	1,27										
3,2	0,32	99,05	0,95										
-3,2	0,95	100,00	0,00										
Total	100,0		Global Calculada	51,67	20,69	0,072	1,83	0,045	0,145	0,001	0,052	3,35	100,15
			Global Analisada	50,19	22,77	0,073	1,85	0,046	0,139	0,009	0,001	3,44	100,19

A amostra se apresenta grosseira com 7% da amostra na fração +210 μ m, enquanto 53% está compreendida entre -210 μ m e +45 μ m. O passante em 45 μ m é relativamente alto com mais de 40% e contém cerca de 3,4% materiais ultrafinos (-10 μ m).

A análise química por faixa mostra que ocorre um enriquecimento gradativo do teor de ferro com o afinamento da amostra. O elevado teor de ppc (perda por calcinação) encontrado para a amostra indica a presença de material hidratado, já que esta é composta em sua maior parte pelo rejeito da jigagem.

5.1.1.4. Amostra: UF2DBR - Underflow da 2ª Deslamagem de Brucutu

TABELA V.4 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para a amostra de *underflow* da 2ª deslamagem de Brucutu (UF2DBR).

Microns	Global			Análise Química faixa (%)									
	Ret. Simples (%)	Ret. Acumulado (%)	Pass. Acumulado (%)	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	F.Q
840,0	0,00	0,00	100,00										
710,0	0,00	0,00	100,00										
500,0	0,00	0,00	100,00										
420,0	0,00	0,00	100,00	20,86	66,92	0,03	1,33	0,03	0,06	0,00	0,07	1,72	100,03
300,0	0,00	0,00	100,00										
210,0	0,21	0,21	99,79										
150,0	0,64	0,85	99,15	19,21	70,56	0,013	0,69	0,012	0,018	0,001	0,075	0,75	99,60
106,0	2,66	3,51	96,49	24,12	63,94	0,015	0,81	0,012	0,025	0,001	0,081	0,80	100,19
75,0	7,67	11,18	88,82	28,45	57,66	0,014	0,85	0,014	0,029	0,001	0,052	0,69	100,01
53,0	4,69	15,87	84,13	37,30	43,27	0,022	1,39	0,023	0,069	0,001	0,040	1,14	99,32
45,0	10,12	25,99	74,01	36,46	43,64	0,027	1,88	0,026	0,086	0,001	0,063	1,52	99,41
37,0	10,08	36,07	63,93										
25,0	22,41	58,48	41,52										
15,0	22,98	81,46	18,54										
10,0	9,03	90,49	9,51										
6,0	4,01	94,50	5,50	53,23	17,46	0,07	2,66	0,07	0,25	0,00	0,07	3,08	99,86
5,0	0,72	95,22	4,78										
4,0	0,78	96,00	4,00										
3,2	0,75	96,74	3,26										
-3,2	3,26	100,00	0,00										
Total	100,0												
		Global Calculada		47,83	26,08	0,05	2,32	0,05	0,20	0,00	0,07	2,57	99,81
		Global Analisada		48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	100,14

Fisicamente toda a amostra do *underflow* dos hidrociclones da 2ª deslamagem se apresenta abaixo de 210µm, com elevados percentuais de material passante em 45µm e de ultrafinos (-10µm), 74% e 9,5%, respectivamente.

Quimicamente a amostra se apresenta consideravelmente mais rica em ferro na fração passante em 45µm, com elevado percentual de alumina e PPC. Nota-se que com o afinamento da amostra o enriquecimento em ferro é discreto comparado às amostras anteriores.

5.1.1.5. Amostra: *Blend* natural (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%)) – *Underflow* da 2ª deslamagem + *Underflow* dos hidrociclones da deslamagem da moagem

TABELA V.5 – Resultados das análises granulométrica e química (global e por faixa) para o *blend* natural (UF2DBR (55%) + UFMOBR(45%))

Microns	Global			Análise Química faixa (%)									
	Ret. Simples (%)	Ret. Acumulado (%)	Pass. Acumulado (%)	Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	F.Q
840,0	0,38	0,38	99,62										
710,0	0,09	0,47	99,53										
500,0	0,47	0,95	99,05										
420,0	0,19	1,14	98,86	32,67	48,66	0,053	2,07	0,036	0,110	0,001	0,053	2,64	100,41
300,0	0,66	1,80	98,20										
210,0	1,61	3,42	96,58										
150,0	4,08	7,50	92,50	25,83	58,02	0,049	2,07	0,025	0,099	0,001	0,063	2,56	99,75
106,0	4,84	12,33	87,67	33,85	46,77	0,062	1,93	0,037	0,115	0,001	0,069	3,06	100,19
75,0	9,49	21,82	78,18	44,38	31,41	0,063	1,59	0,041	0,118	0,001	0,029	2,84	99,38
53,0	8,92	30,74	69,26	50,55	24,49	0,052	1,33	0,038	0,107	0,001	0,031	2,32	100,74
45,0	7,59	38,33	61,67	53,05	20,21	0,051	1,35	0,037	0,112	0,001	0,038	2,36	100,08
37,0	8,40	46,73	53,27										
25,0	18,67	65,41	34,59										
15,0	19,15	84,55	15,45										
10,0	7,52	92,07	7,93										
6,0	3,34	95,42	4,58	55,98	13,15	0,073	2,26	0,061	0,230	0,001	0,059	3,21	100,41
5,0	0,60	96,01	3,99										
4,0	0,65	96,67	3,33										
3,2	0,62	97,29	2,71										
-3,2	2,71	100,00	0,00										
Total	100,0												
			Global Calculada	51,08	21,10	0,066	2,01	0,052	0,184	0,001	0,053	2,98	99,57
			Global Analisada	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,178	0,010	0,008	3,39	100,46

Dada a maior participação da amostra de UF2DBR, fisicamente a amostra se apresenta com elevados percentuais de material passante em 45µm e de ultrafinos (-10µm), cerca de 62% e 8%, respectivamente; apresentando cerca de 38% acima de 45µm.

No aspecto químico, a amostra apresenta comportamento semelhante ao identificado para a amostra de UFMOBR, para todos os elementos analisados nas respectivas faixas, inclusive PPC, embora a sua participação seja menor.

As figuras 5.1 e 5.2 ilustram a distribuição granulométrica e química global das amostras que compõem a alimentação da flotação de Brucutu.

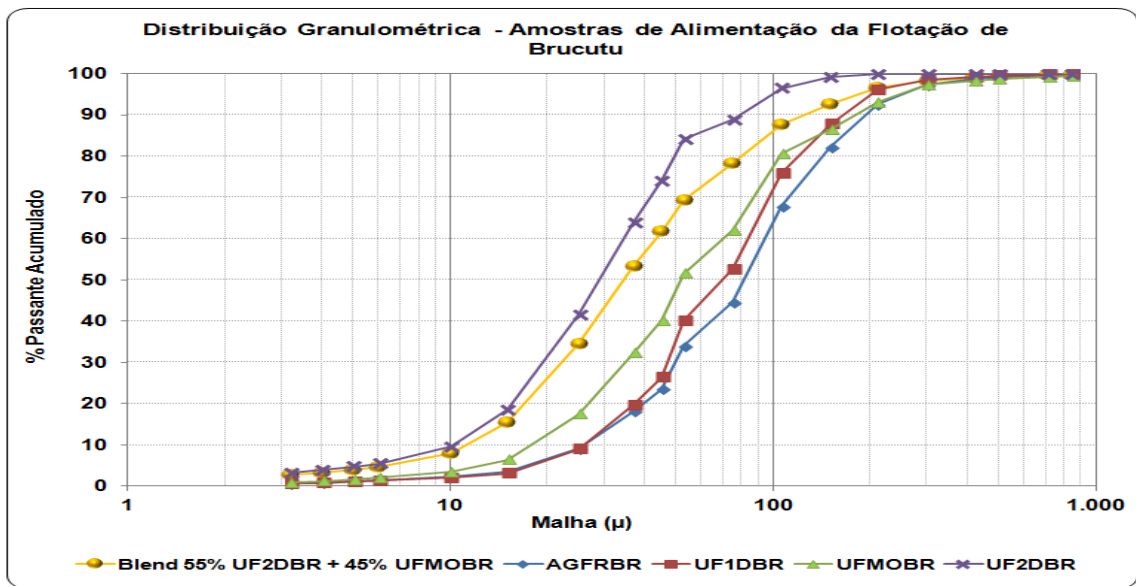


FIGURA 5.1 – Distribuição granulométrica das amostras que compõem a alimentação da flotação industrial de Brucutu.

Na figura 5.1 observa-se que a distribuição granulométrica é praticamente a mesma para todas as amostras, para a fração acima de 300 μ m. Pode-se observar também que as amostras de AGFRBR e UF1DBR apresentam a mesma distribuição para a fração passante em 37 μ m; comparando com a amostra de UFMOBR, isto se dá na fração abaixo de 10 μ m. As amostras de UF2DBR e *blend* apresentam distribuição semelhante para a fração abaixo de 10 μ m.

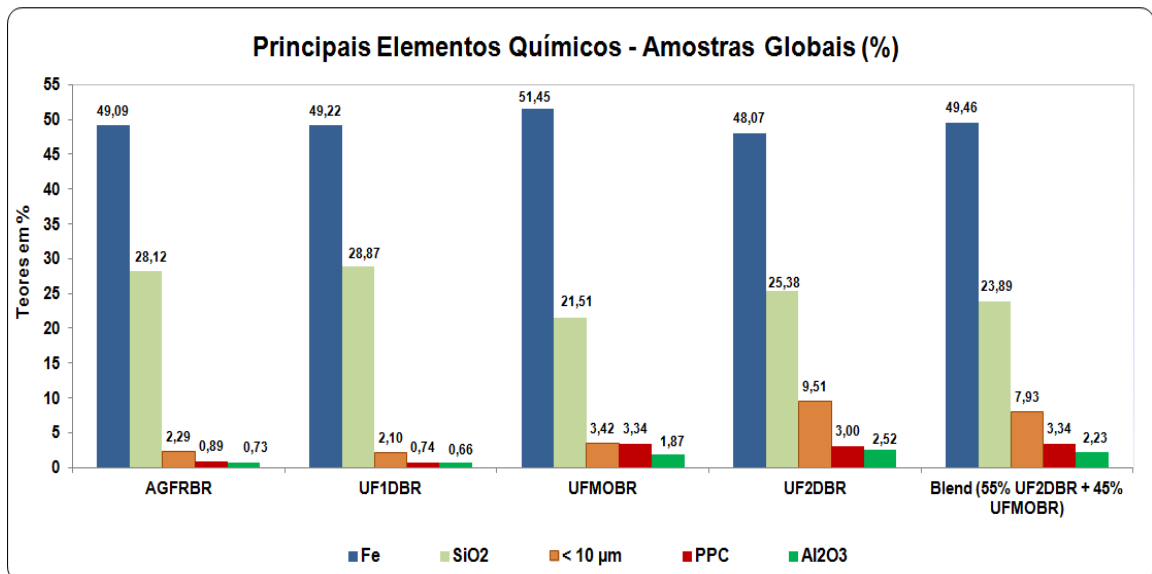


FIGURA 5.2A – Distribuição dos principais elementos químicos das amostras globais que compõem a alimentação da flotação industrial de Brucutu.

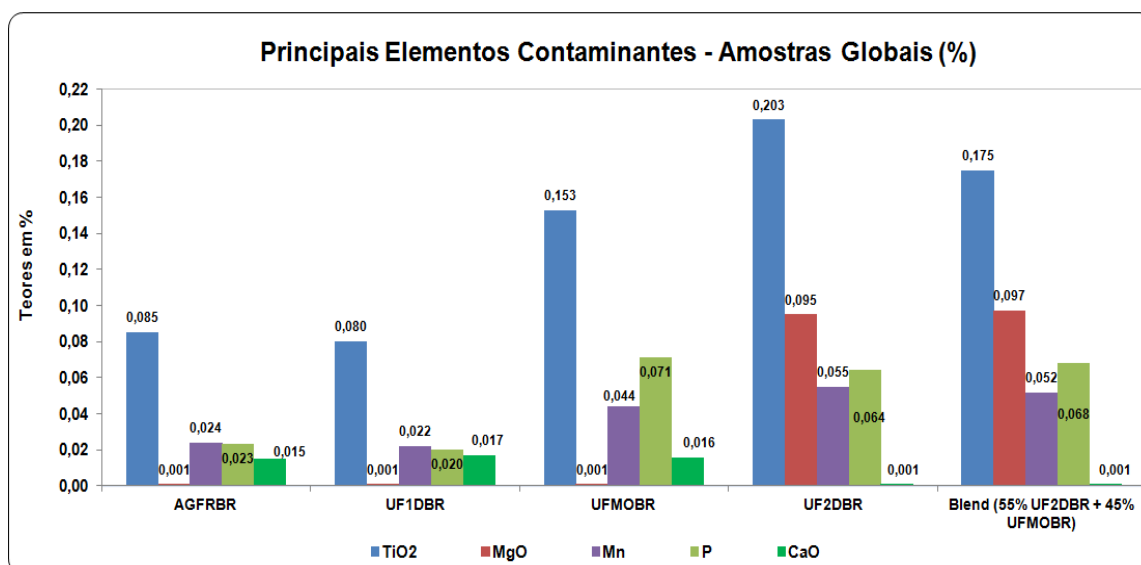


FIGURA 5.2B – Distribuição dos principais elementos contaminantes das amostras globais que compõem a alimentação da flotação industrial de Brucutu.

Analisando a figura 5.2 verifica-se que os elementos ferro, sílica e alumina são os principais constituintes das amostras estudadas, respectivamente, não se observando variações significativas para o ferro. As amostras de UF2DBR, UFMOBR e *Blend* apresentaram comportamento semelhante para os elementos P, Al₂O₃, Mn, TiO₂ e PPC. Os maiores teores de MgO (0,095%) e CaO (0,017%) foram encontrados para as amostras UF2DBR e UF1DBR, respectivamente.

5.1.2 Determinação de peso específico (densidade real)

As determinações de peso específico/densidade real foram realizadas através do Pentapicnômetro e os resultados são apresentados na tabela V.6.

TABELA V.6 – Resultados das determinações de peso específico

Amostra	Densidade medida (g/cm ³)	Densidade Calc. (g/cm ³)	Teor Fe (%)
AGFRBR	3,80	4,07	49,09
UF1DBR	4,03	4,07	49,22
UF2DBR	3,92	4,02	48,07
UFMOBR	3,99	4,12	50,19
Blend	3,98	4,11	50,02

Os resultados mostram que não há variação significativa de densidade específica entre as amostras analisadas, mesmo quando se compara os valores medidos com os calculados.

5.1.3 Caracterização mineralógica por fração granulométrica

Nas tabelas e figuras que se seguem são apresentadas as análises mineralógicas quantitativas realizadas nas frações das amostras estudadas.

5.1.3.1. Amostra AGFRBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação.

Os resultados da análise mineralógica global e por faixa e o grau de liberação da amostra utilizada nos testes de flotação são apresentados na tabela V.7. A representação gráfica da quantificação mineralógica, por faixa, da amostra estudada está na figura 5.4.

TABELA V.7 – Quantificação mineralógica (global e por faixa) e grau de liberação da amostra de alimentação global da flotação *rougher* de Brucutu - AGFRBR

Fração (mm)	% Retido Simples	Quantificação Mineralógica (%)										
		HC's	HM	MA	GO	GT	QL	MN	CA	GB	OT	GL
+0,21mm	7,46	18,91	4,18	1,26	9,53	2,43	61,89	0,17	0,29	0,99	0,03	99
-0,21 + 0,15 mm	10,34	35,26	5,52	1,85	4,20	0,75	51,84	0,00	0,07	0,48	0,00	100
-0,15 + 0,106 mm	14,30	44,84	7,82	1,87	4,10	0,98	39,90	0,00	0,21	0,21	0,00	100
-0,106 + 0,075 mm	23,29	55,80	8,99	2,09	4,75	0,77	27,00	0,00	0,17	0,22	0,05	99
-0,075+ 0,053mm	10,61	63,01	9,56	1,13	4,14	0,80	20,94	0,00	0,24	0,09	0,00	100
-0,053+ 0,045mm	10,43	71,68	7,95	2,07	4,46	0,77	12,43	0,00	0,30	0,32	0,00	100
-0,045mm	23,56	77,61	6,72	1,56	5,78	0,82	7,18	0,07	0,12	0,08	0,04	100
Global Calculada	100,00	56,92	7,52	1,74	5,11	0,94	27,18	0,03	0,18	0,27	0,02	99,63

Legenda:

HC's = Hematitas Compactas (HL, HG, HS)	GO = Goethita	MN = Óxido de Manganês	OT = Outros Minerais
HM = Hematita Martítica	GT = Goethita Terrosa	CA = Caulinita	GL = Grau de Liberação
MA = Magnetita	QL = Quartzo Livre	GB = Gibbsita	

A mineralogia realizada via microscopia ótica mostra que a alimentação global da flotação é composta essencialmente por hematitas e quartzo livre. A presença de goethita é significativa e está bem distribuída em todas as frações, com maior presença

na fração +0,21mm. A amostra se apresenta praticamente toda liberada em todas as faixas estudadas, sendo o grau de liberação global de 99,6%.

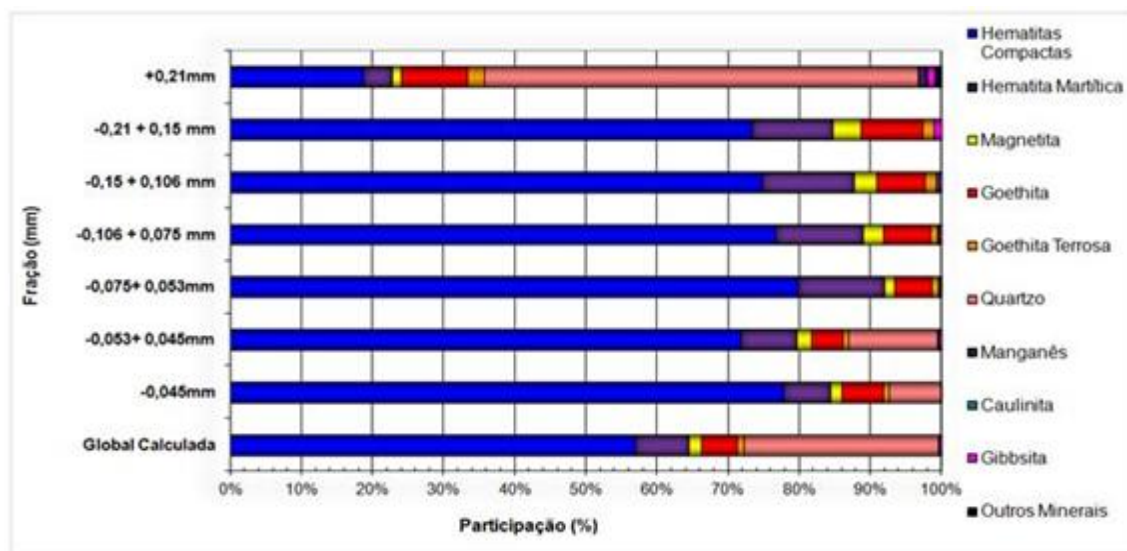


FIGURA 5.3 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra AGFRBR.

A amostra apresenta predominância de hematitas compactas (57%), sendo a morfologia lamelar com participação bastante expressiva (33%), seguido pela especular (19%) e granular (5%); pequena participação de hematita martítica, sendo que a de magnetita é muito baixa, sendo a amostra hidratada, com participação significativa de hidróxidos de ferro (goethitas). O quartzo se apresenta como principal contaminante, em cristais com tamanho bastante variável. Praticamente não se observaram inclusões de minerais ferrosos no quartzo. Há ocorrência de traços para minerais manganesíferos, caulinita, gibbsita e outros minerais não identificados por microscopia ótica de luz refletida.

As fotomicrografias da figura 5.4 ilustram os principais minerais presentes na alimentação global da flotação *rougher* (AGFRBR).

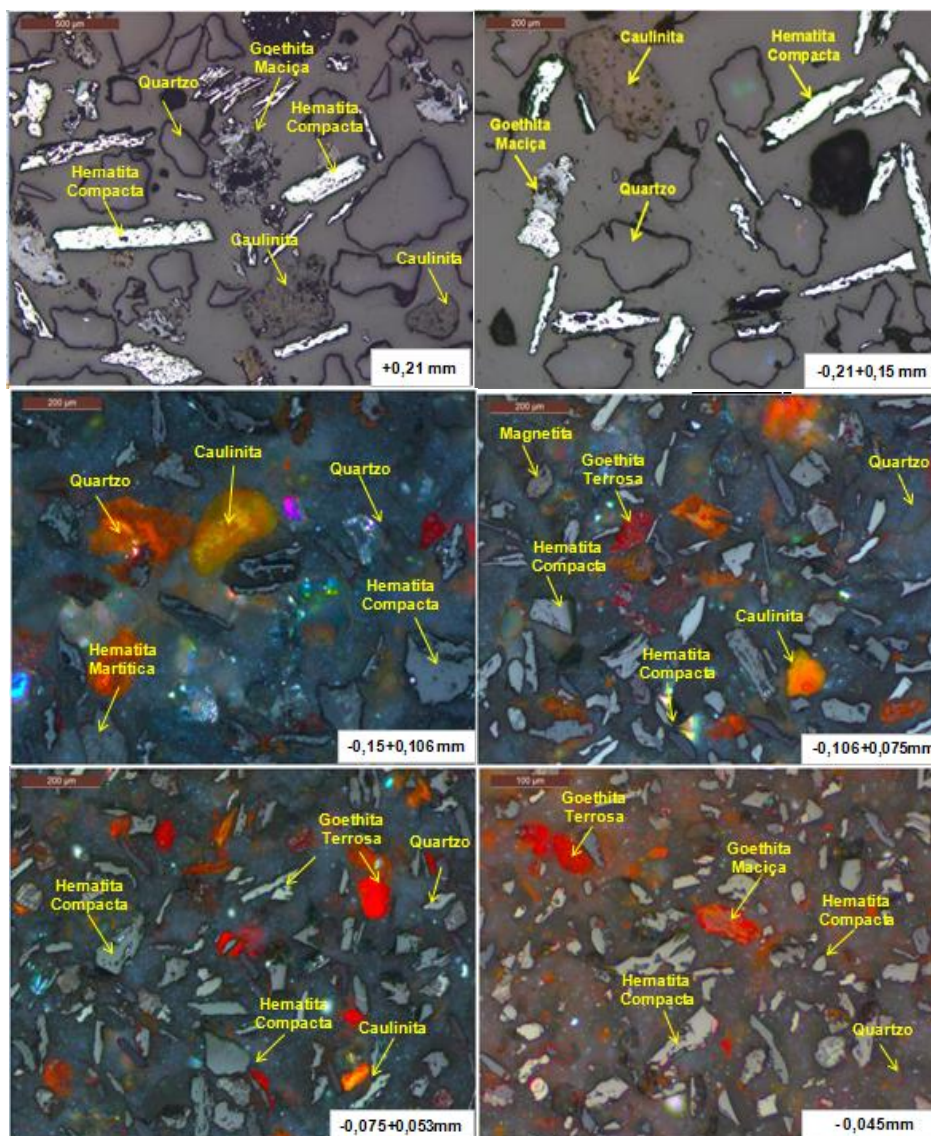


FIGURA 5.4 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de AGFRBR.

5.1.3.2. Amostra UF1DBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação.

A tabela V.8 apresenta a quantificação mineralógica (por faixa e global) e o grau de liberação da amostra UF1DBR.

TABELA V.8 – Quantificação mineralógica (por faixa e global) e grau de liberação da amostra UF1DBR.

Fração (mm)	% Retido Simples	Quantificação Mineralógica (%)										
		HC's	HM	MA	GO	GT	QL	MN	CA	GB	OT	GL
+0,21mm	3,83	19,12	3,89	1,18	10,46	3,47	60,15	0,00	0,28	1,14	0,00	99
-0,21 + 0,15 mm	8,45	32,79	5,73	1,88	3,33	0,96	54,84	0,00	0,16	0,25	0,00	100
-0,15 + 0,106 mm	11,85	40,01	7,81	1,86	2,98	1,04	45,79	0,00	0,14	0,27	0,00	100
-0,106 + 0,075 mm	23,34	53,16	6,95	2,43	2,87	1,01	32,80	0,00	0,56	0,06	0,00	100
-0,075+ 0,053mm	12,46	65,37	7,42	1,95	2,52	0,94	21,13	0,16	0,34	0,05	0,00	100
-0,053+ 0,045mm	13,68	69,95	4,90	1,70	4,30	1,52	16,74	0,00	0,68	0,11	0,00	99
-0,045mm	26,39	78,71	3,73	0,69	5,52	1,76	8,82	0,07	0,34	0,36	0,00	100
Global Calculada	100,00	59,14	5,76	1,65	4,06	1,36	27,27	0,04	0,40	0,23	0,00	99,69

Legenda:
 HC's = Hematitas Compactas (HL, HG, HS) GO = Goethita MN = Óxido de Manganês OT = Outros Minerais
 HM = Hematita Martítica GT = Goethita Terrosa CA = Caulinita GL = Grau de Liberação
 MA = Magnetita QL = Quartzo Livre GB = Gibbsita

A tabela V.8 mostra que o *underflow* da 1ª deslamagem apresenta composição mineralógica semelhante à AGFRBR, com predominância de hematitas e quartzo livre. Observa-se que a participação de goethitas aumentou devido à maior presença de goethita terrosa e está presente em todas as frações, sendo maior na fração +0,21mm. A amostra se apresenta praticamente toda liberada em todas as faixas estudadas, sendo o grau de liberação global de 99,6%.

A figura 5.5 apresenta a quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra UF1DBR.

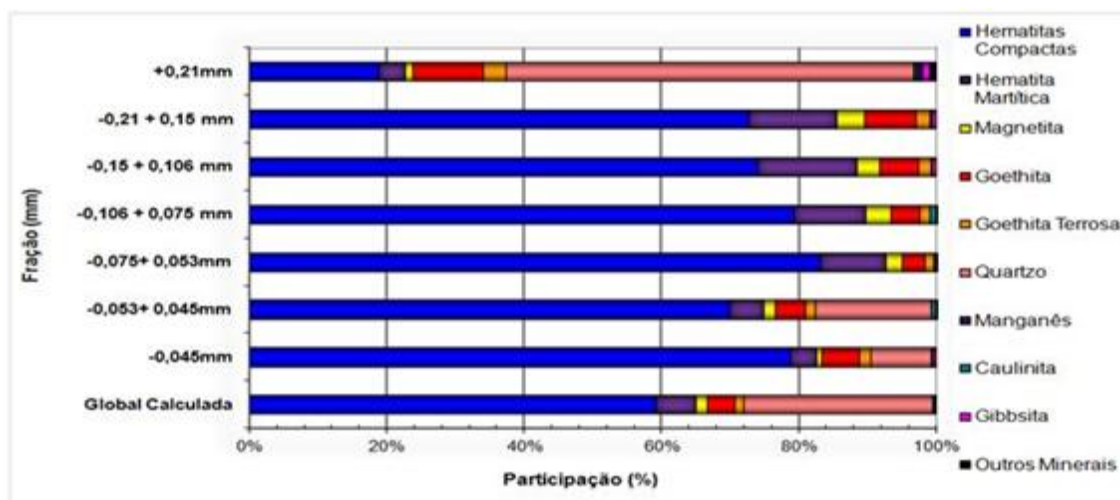


FIGURA 5.5 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra UF1DBR.

A amostra apresenta predominância de hematitas compactas (59%), sendo que as morfologias especular e lamelar apresentam participações semelhantes (29% e 27%, respectivamente), seguidas pela granular (3%). A participação de hematita martítica é pequena, enquanto a de magnetita é muito baixa. A participação de goethitas é considerável (4%), o que torna a amostra bastante hidratada. O quartzo é o principal contaminante desta amostra, apresentando-se em tamanho bastante variável. Não se observaram inclusões de minerais ferrosos no quartzo. A ocorrência de minerais manganésíferos, caulinita e gibbsita são da ordem de traços. Não foi identificada a presença de micas e outros minerais por microscopia ótica de luz refletida.

As fotomicrografias da figura 5.6 ilustram os principais minerais presentes na amostra de *underflow* da 1ª deslamagem.

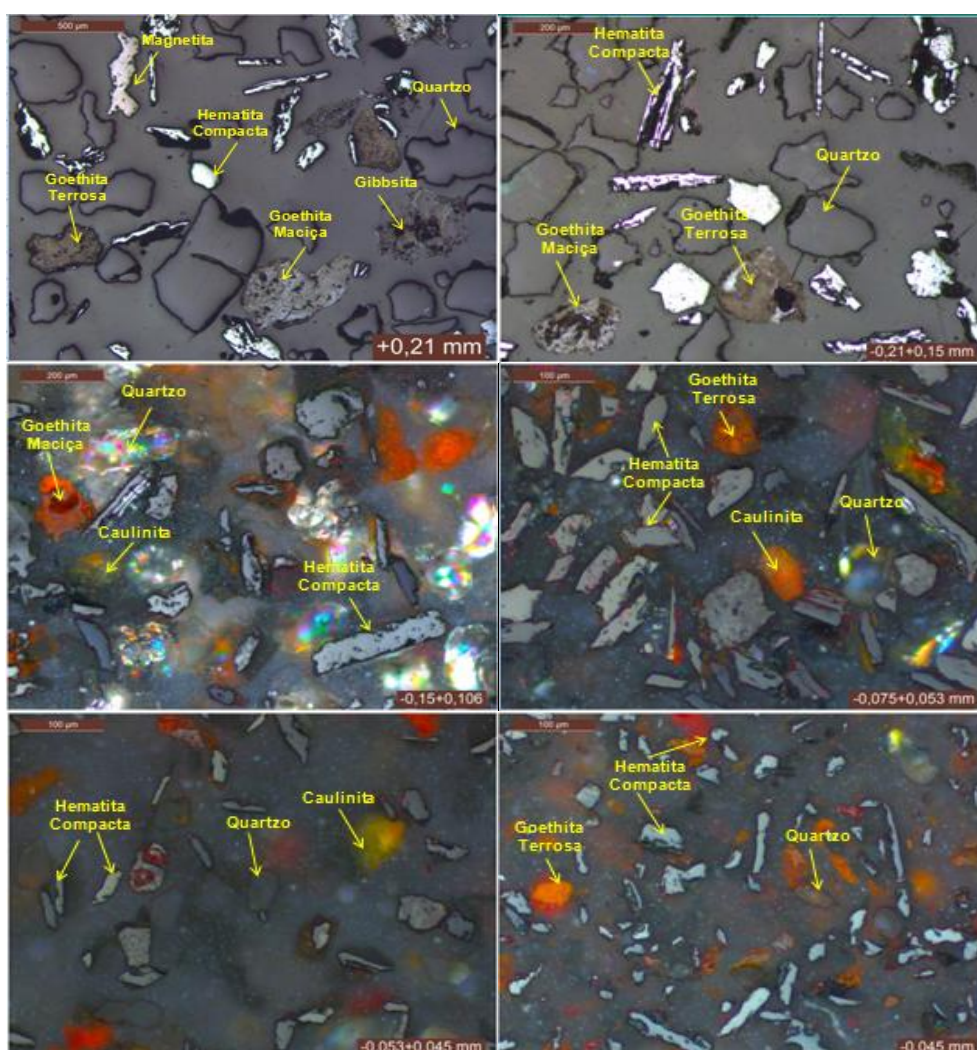


FIGURA 5.6 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de UF1DBR.

5.1.3.3. Amostra UFMOBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação.

A tabela V.9 apresenta a quantificação mineralógica (por faixa e global) e o grau de liberação da amostra UFMOBR.

TABELA V.9 – Quantificação mineralógica (por faixa e global) e grau de liberação da amostra de UFMOBR.

Fração (mm)	% Retido Simples	Quantificação Mineralógica (%)										
		HC's	HM	MA	GO	GT	QL	MN	CA	GB	OT	GL
+0,21mm	7,01	19,33	5,78	0,58	12,33	12,20	48,29	0,00	0,37	0,55	0,00	99
-0,21 + 0,15 mm	6,47	20,79	5,18	0,88	6,38	8,75	55,40	0,00	0,54	2,03	0,04	100
-0,15 + 0,106 mm	5,94	31,07	4,20	0,89	12,51	8,48	40,66	0,00	0,11	1,93	0,00	100
-0,106 + 0,075 mm	18,62	41,87	6,63	1,01	15,00	9,09	24,50	0,00	0,49	1,40	0,00	100
-0,075+ 0,053mm	10,43	50,78	5,26	4,60	17,45	6,36	14,37	0,00	0,10	1,07	0,00	100
-0,053+ 0,045mm	11,33	56,12	8,85	4,39	14,67	4,94	9,81	0,00	0,18	1,05	0,00	100
-0,045mm	40,20	54,29	7,32	2,90	18,61	5,41	10,51	0,00	0,08	0,87	0,00	100
Global Calculada	100,00	45,82	6,72	2,48	15,78	7,01	20,78	0,00	0,22	1,13	0,00	99,88

Legenda:
 HC's = Hematitas Compactas (HL, HG, HS) GO = Goethita MN = Óxido de Manganês OT = Outros Minerais
 HM = Hematita Martítica GT = Goethita Terrosa CA = Caulinita GL = Grau de Liberação
 MA = Magnetita QL = Quartzo Livre GB = Gibbsita

A tabela V.9 mostra que, embora a composição mineralógica predominante seja hematitas e quartzo, houve uma redução significativa desses minerais em comparação com as amostras de AGFRBR e UF1DBR, justificada pelo expressivo aumento da participação de goethitas, sendo que as mesmas se apresentam bem distribuídas em todas as frações. A amostra se apresenta toda liberada em todas as faixas estudadas, sendo o grau de liberação global de 99,9%.

A figura 5.7 apresenta a quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra UFMOBR.

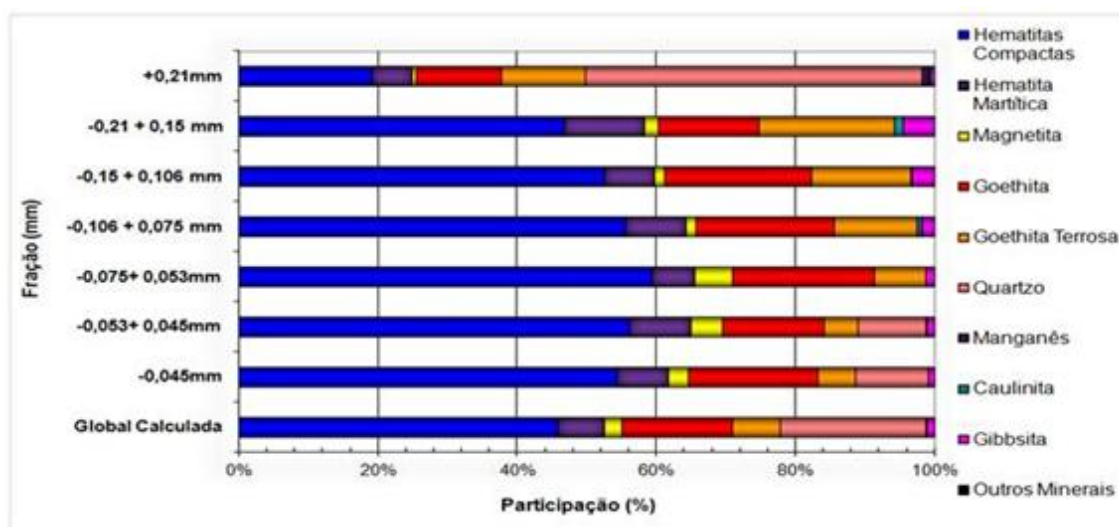


FIGURA 5.7 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra UFMOBR.

Dentre as amostras estudadas, esta é a que apresenta menor participação de hematitas compactas (46%), devido à menor participação das demais morfologias e ao expressivo aumento dos hidróxidos de ferro (goethitas). Com relação às hematitas, a maior participação é da lamelar (19%), seguida pela granular e especular com valores muito próximos (15% e 12%, respectivamente). A participação de hematita martítica é pequena, sendo que os valores encontrados são intermediários aos das amostras anteriores, observando-se um ligeiro aumento na presença de magnetita. Trata-se de amostra bem hidratada, devido à elevada ocorrência de hidróxidos de ferro, predominando a goethita compacta de morfologia maciça, sendo menor a participação de goethita terrosa. O quartzo e as goethitas são os principais contaminantes desta amostra, sendo que o primeiro apresenta-se em tamanho bastante variável. Praticamente não se observaram inclusões de minerais ferrosos no quartzo. A ocorrência de caulinita é da ordem de 1%, enquanto a gibbsita se encontra na forma de traços. Não foi identificada a presença de minerais manganésíferos, micas e outros minerais por microscopia ótica de luz refletida.

As fotomicrografias da figura 5.8 ilustram os principais minerais presentes na amostra de *underflow* dos hidrociclones de deslamagem da moagem.

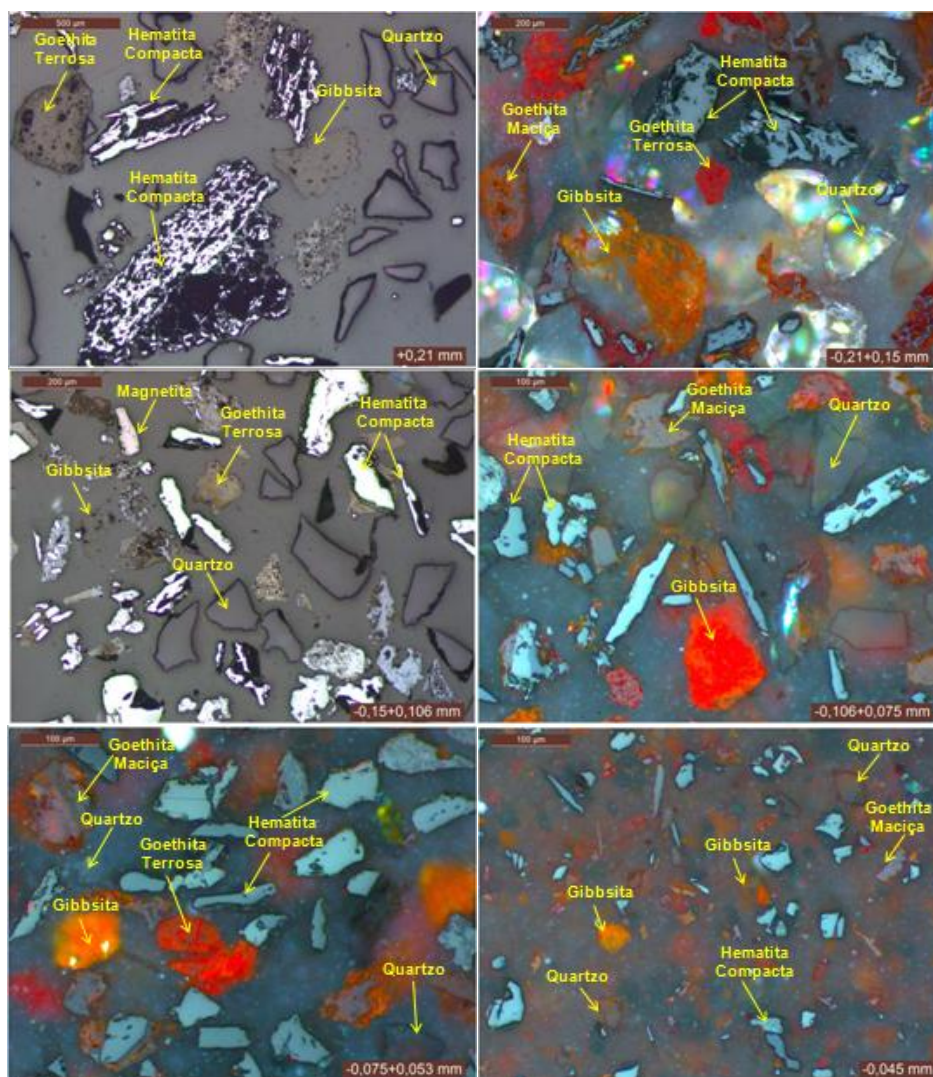


FIGURA 5.8 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de UFMOBR.

5.1.3.4. Amostra UF2DBR – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação.

A tabela V.10 apresenta a quantificação mineralógica (por faixa e global) e o grau de liberação da amostra UF2DBR.

TABELA V.10 – Quantificação mineralógica (por faixa e global) e grau de liberação da amostra UF2DBR.

Fração (mm)	% Retido Simples	Quantificação Mineralógica (%)										
		HC's	HM	MA	GO	GT	QL	MN	CA	GB	OT	GL
+0,21mm	0,21	11,96	3,02	2,98	5,43	8,42	66,23	0,00	0,67	0,90	0,00	99
-0,21 + 0,15 mm	0,64	20,12	2,99	3,64	0,22	3,03	68,99	0,00	0,53	0,48	0,00	100
-0,15 + 0,106 mm	2,66	25,32	2,06	3,88	0,70	1,88	64,75	0,02	0,74	0,61	0,03	100
-0,106 + 0,075 mm	7,67	31,92	4,55	1,77	3,42	0,85	56,09	0,00	0,88	0,39	0,00	100
-0,075+ 0,053mm	4,69	46,04	3,39	1,38	2,78	1,23	43,02	0,00	1,13	0,91	0,00	100
-0,053+ 0,045mm	10,12	44,39	4,30	1,32	3,53	1,23	43,27	0,00	1,28	0,67	0,00	100
-0,045mm	74,01	56,16	2,31	0,69	16,99	3,10	16,21	0,00	2,71	1,38	0,42	100
Global Calculada	100,00	51,49	2,73	0,98	13,36	2,63	25,00	0,00	2,28	1,18	0,31	99,82

Legenda:

HC's = Hematitas Compactas (HL, HG, HS) GO = Goethita MN = Óxido de Manganês OT = Outros Minerais
 HM = Hematita Martítica GT = Goethita Terrosa CA = Caulinita GL = Grau de Liberação
 MA = Magnetita QL = Quartzo Livre GB = Gibbsita

A análise mostra a predominância de hematitas e quartzo livre. A amostra é bastante hidratada, sendo a participação de goethitas expressiva, concentrada na fração fina (-0,045mm). Para todas as faixas analisadas a amostra se apresenta totalmente liberada, sendo o grau de liberação global de 99,8%.

A figura 5.9 apresenta a quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra de *underflow* da 2ª deslamagem.

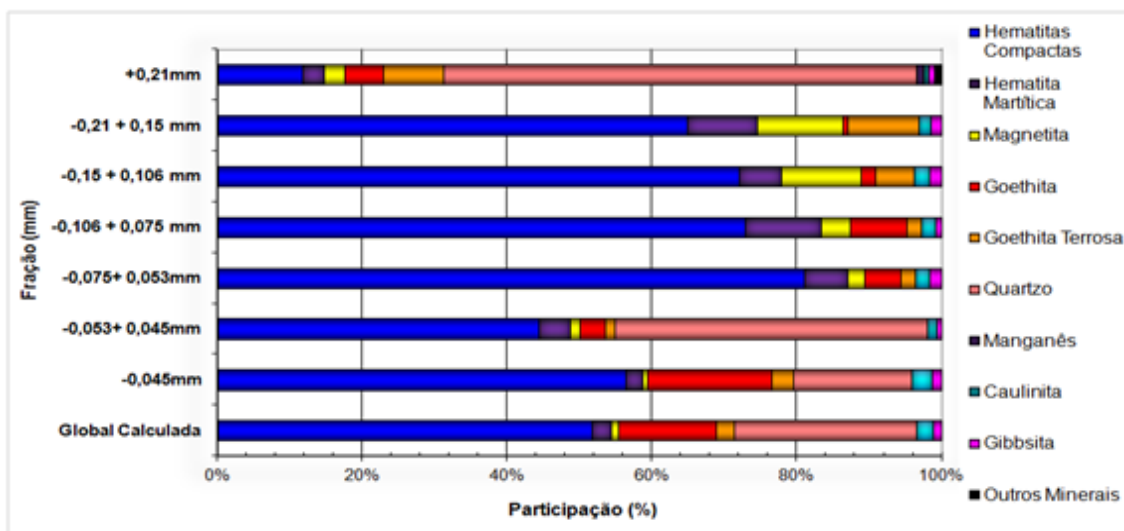


FIGURA 5.9 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra de UF2DBR.

A análise mineralógica da amostra de *underflow* da 2ª deslamagem apresenta comportamento bastante semelhante ao encontrado para a amostra de UFMOBR. Os resultados indicam predominância de hematitas compactas (51%), porém em menor proporção em comparação à amostra de UFMOBR. A maior participação refere-se à morfologia lamelar (25%), seguido pela granular e especular com valores muito semelhantes, 14% e 12%, respectivamente; sendo esta a mesma ordem encontrada para a amostra em comparação. A participação de hematita martítica é muito baixa, enquanto a magnetita aparece de forma bem discreta. Também se caracteriza como uma amostra altamente hidratada devido à predominância da goethita compacta de morfologia maciça, enquanto a presença de goethita terrosa é pouco significativa. O quartzo e as goethitas são os principais contaminantes desta amostra. Praticamente não se observaram inclusões de minerais ferrosos no quartzo. A presença de caulinita e gibbsita já é mais perceptível, com valores superiores a 2% e 1%, respectivamente. Outros minerais estão presentes na forma de traços, não foi identificada a presença de minerais manganésíferos e micas por microscopia ótica de luz refletida.

As fotomicrografias da figura 5.10 ilustram os principais minerais presentes na amostra de *underflow* da 2ª deslamagem.

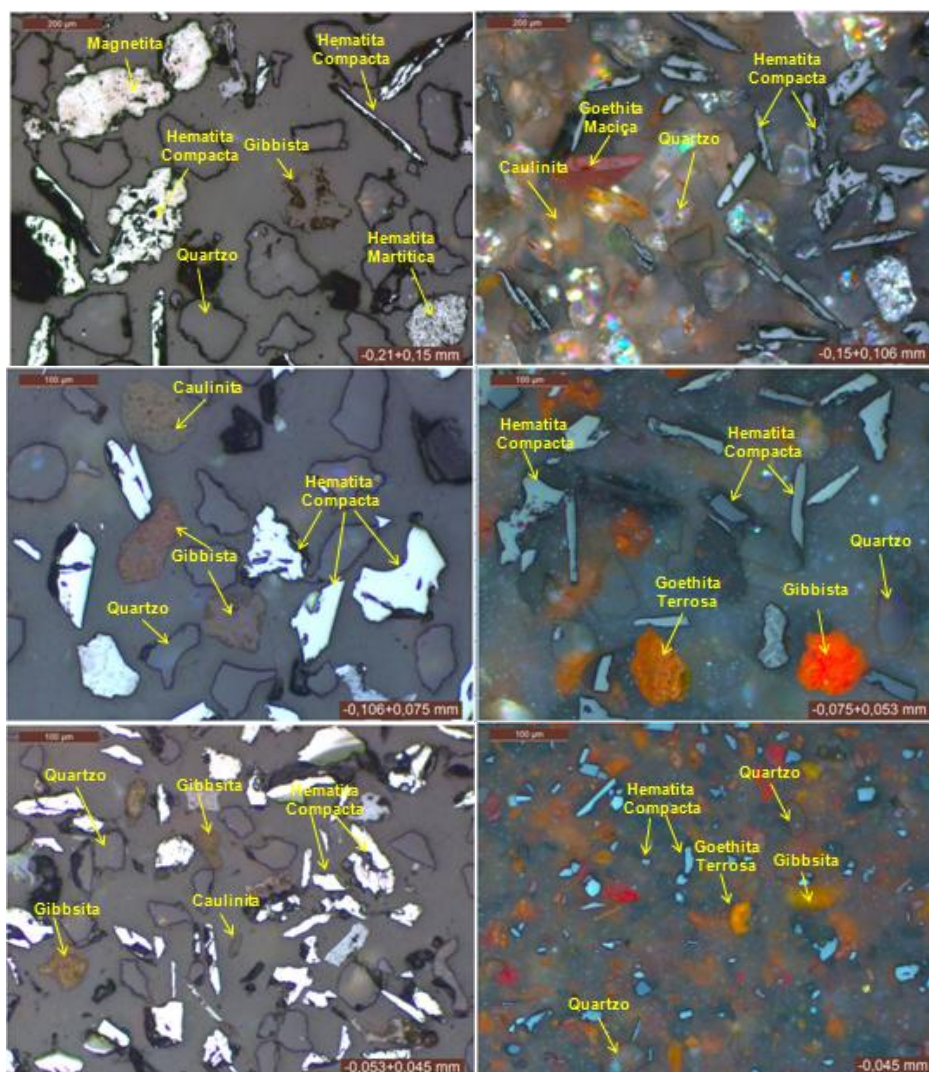


Figura 5.10 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra de UF2DBR.

5.1.3.5. Amostra *Blend* natural – Resultados das análises mineralógicas (global e por faixa) e grau de liberação.

A tabela V.11 apresenta a quantificação mineralógica (global e por faixa) e o grau de liberação da amostra *blend* natural.

TABELA V.11 – Quantificação mineralógica (global e por faixa) e grau de liberação da amostra *blend* natural.

Fração (mm)	% Retido Simples	Quantificação Mineralógica (%)										
		HC's	HM	MA	GO	GT	QL	MN	CA	GB	OT	GL
+0,21mm	3,42	21,29	7,60	0,04	10,89	10,44	47,76	0,00	1,12	0,76	0,00	100
-0,21 + 0,15 mm	4,08	21,20	4,65	0,80	7,44	6,82	57,59	0,05	0,90	0,52	0,00	100
-0,15 + 0,106 mm	4,84	26,87	3,46	1,36	14,06	5,61	47,14	0,13	0,32	1,02	0,00	100
-0,106 + 0,075 mm	9,49	36,58	6,67	3,54	16,94	4,55	30,24	0,07	0,37	0,97	0,00	100
-0,075+ 0,053mm	8,92	45,64	7,79	3,45	13,27	3,73	25,37	0,00	0,52	0,21	0,00	100
-0,053+ 0,045mm	7,59	47,97	9,43	5,56	9,54	4,40	21,66	0,06	0,74	0,64	0,00	100
-0,045mm	61,67	62,85	1,81	1,05	12,21	5,01	13,69	0,08	1,45	1,77	0,08	100
Global Calculada	100,00	52,83	3,78	1,81	12,40	5,10	21,48	0,07	1,12	1,34	0,05	99,95

Legenda:

HC's = Hematitas Compactas (HL, HG, HS)	GO = Goethita	MN = Óxido de Manganês	OT = Outros Minerais
HM = Hematita Martítica	GT = Goethita Terrosa	CA = Caulinita	GL = Grau de Liberação
MA = Magnetita	QL = Quartzo Livre	GB = Gibbsita	

Os minerais predominantes são hematitas e quartzo livre. A participação de goethitas é expressiva e está distribuída em todas as frações, tornando a amostra bastante hidratada. A amostra se apresenta totalmente liberada para todas as faixas estudadas, sendo o grau de liberação global de 99,95%.

A figura 5.11 apresenta a quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra *blend* natural.

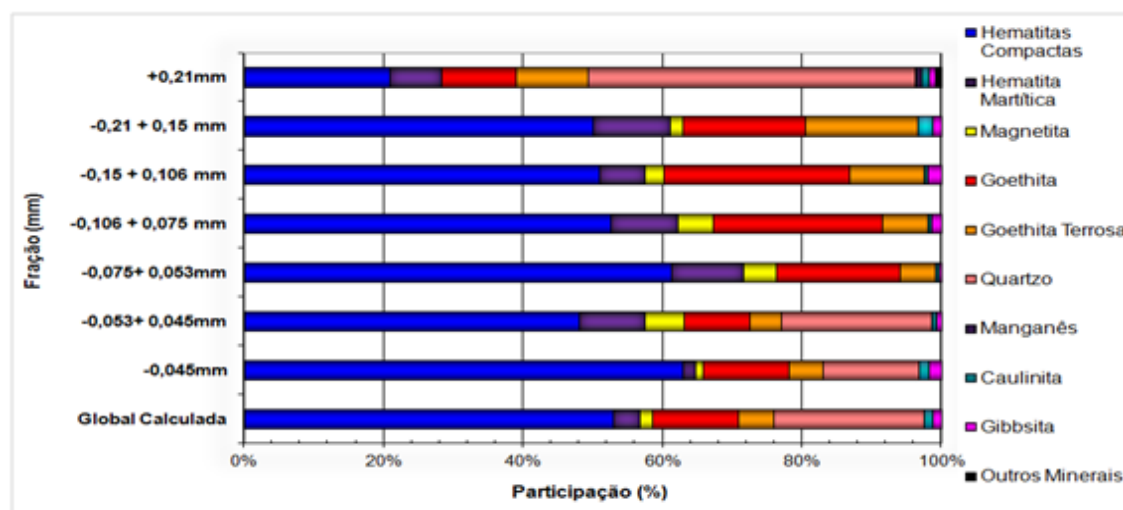


FIGURA 5.11 – Quantificação mineralógica por faixa granulométrica da amostra *blend* natural.

Os resultados indicam predominância de hematitas compactas (53%), cujos valores encontrados são bem semelhantes aos obtidos para a amostra de UF2DBR. As morfologias granular e lamelar apresentam praticamente os mesmos valores, cerca de 20% cada; enquanto, a especular se apresenta com 13%. São pequenas as participações de hematita martítica e magnetita, sendo que esta última apresenta a metade do valor da primeira. Também se caracteriza como uma amostra altamente hidratada devido à predominância de goethita compacta de morfologia maciça e goethita terrosa, em valores extremamente elevados. O quartzo e as goethitas são os principais contaminantes da amostra. Praticamente não foram observadas inclusões de minerais ferrosos no quartzo. Caulinita e gibbsita estão presentes em baixas proporções. A presença de minerais manganésíferos e outros estão na forma de traços, não tendo sido identificada a presença de micas por microscopia ótica de luz refletida.

As fotomicrografias da figura 5.12 ilustram os principais minerais presentes na amostra *blend* natural.

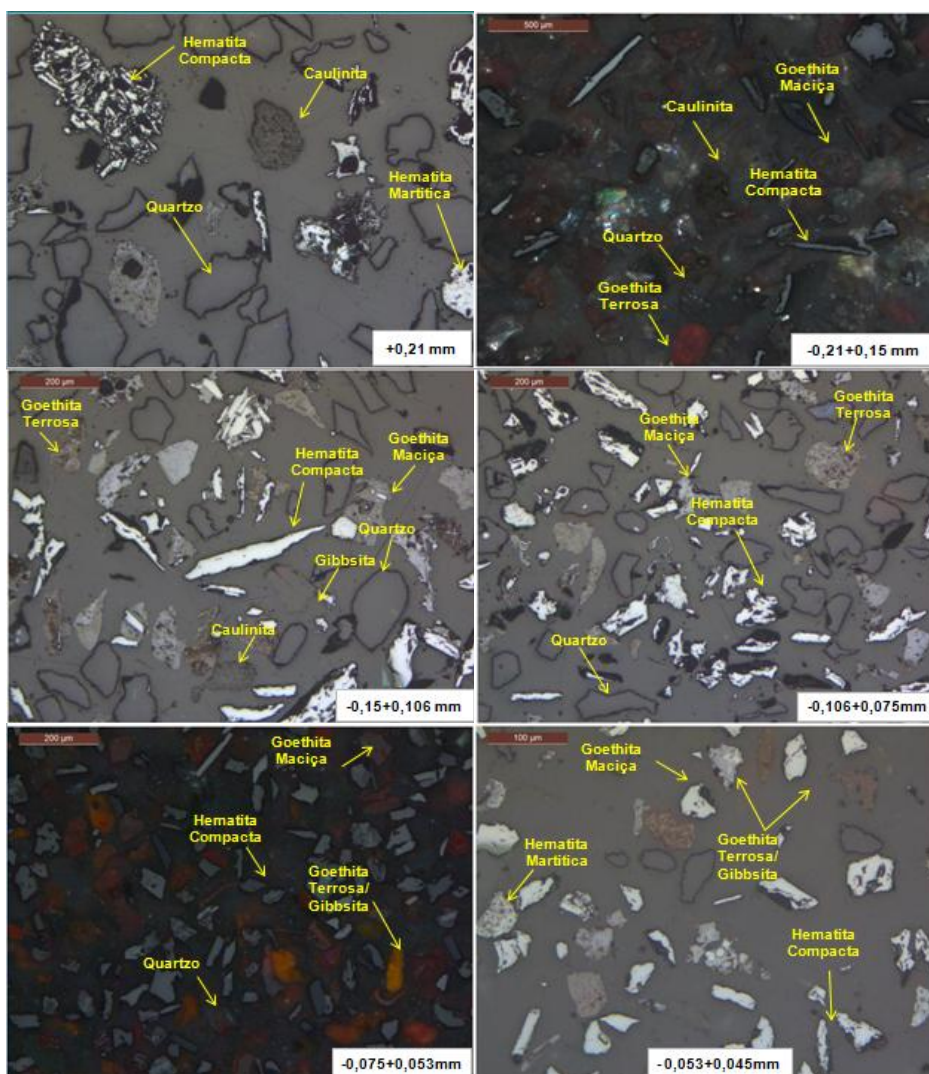


FIGURA 5.12 – Fotomicrografias mostrando os principais minerais identificados na amostra *blend* natural.

5.2 Testes tecnológicos em escala de bancada

Os testes em escala de bancada foram realizados visando avaliar o comportamento de cada fluxo diante do novo escopo proposto para o circuito de flotação de Brucutu, e contemplaram redeslamagem da amostra *blend* e flotação. Todos os testes foram realizados no Centro de Pesquisas Tecnológicas da Vale – CPT, segundo procedimentos padrão internos para testes de deslamagem e flotação, sendo as análises químicas realizadas pelo Laboratório Químico da VALE.

5.2.1. Testes de deslamagem em escala de bancada

Os testes de deslamagem foram realizados com a amostra *blend*, pois, os fluxos que a compõem são bastante carregados em alumina e hidróxidos de ferro que interferem significativamente na seletividade da flotação.

Antes de se iniciar a etapa de deslamagem, foram realizados testes de dispersão para definição do melhor pH a ser adotado para maior dispersão da polpa, usando-se a soda caustica (NaOH) como agente dispersante. A partir dos resultados obtidos, foi adotado o pH 9,8 como sendo aquele de maior dispersão da polpa para a amostra em estudo. Os testes de dispersão não foram objeto deste estudo.

A tabela V.12 resume as condições e os resultados dos testes de deslamagem em bancada da amostra *blend* natural.

TABELA V.12 – Condições e resultados dos testes de deslamagem da amostra *blend* natural.

pH	9,80	Fluxo	< 0,045 mm (%)	< 0,010 mm (%)	Recup. Mássica (%)	Química Global (%)								Fech. Químico	
						Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO		PPC
Nº Estágios	2	Alim. Calc.	61,1	5,8	100,0	49,66	23,54	0,067	2,19	0,053	0,179	0,014	0,007	3,43	100,6
		Alim. Anal.	61,1	5,8	100,0	49,33	23,88	0,068	2,19	0,055	0,182	0,014	0,003	3,42	100,4
Tempo de Sedimentação	15 min.	Underflow	59,3	3,6	95,5	49,91	23,95	0,061	1,81	0,045	0,162	0,014	0,001	3,08	100,6
		Overflow	98,7	53,3	4,5	44,34	14,85	0,196	10,25	0,217	0,532	0,018	0,129	10,88	100,8

Os resultados mostram que houve uma significativa redução de lama (- 0,010mm) na amostra inicial (38%), o que representou uma recuperação mássica de 4,5%. Entretanto, os valores abaixo de 0,045mm e 0,010mm contidos no *underflow* da deslamagem são bem significativos. A migração de ferro e sílica para a lama não alteraram os teores da amostra inicial. A concentração dos elementos fósforo, alumina, manganês e magnésio na lama indica boa eficiência da deslamagem na remoção desses contaminantes.

As fotomicrografias da figura 5.13 mostram a eficiência da deslamagem na remoção da camada de lama da superfície das partículas de hematita e quartzo, assim como de ultrafinos (-0,010mm) para o *overflow*, fenômeno denominado *slimes coating*.

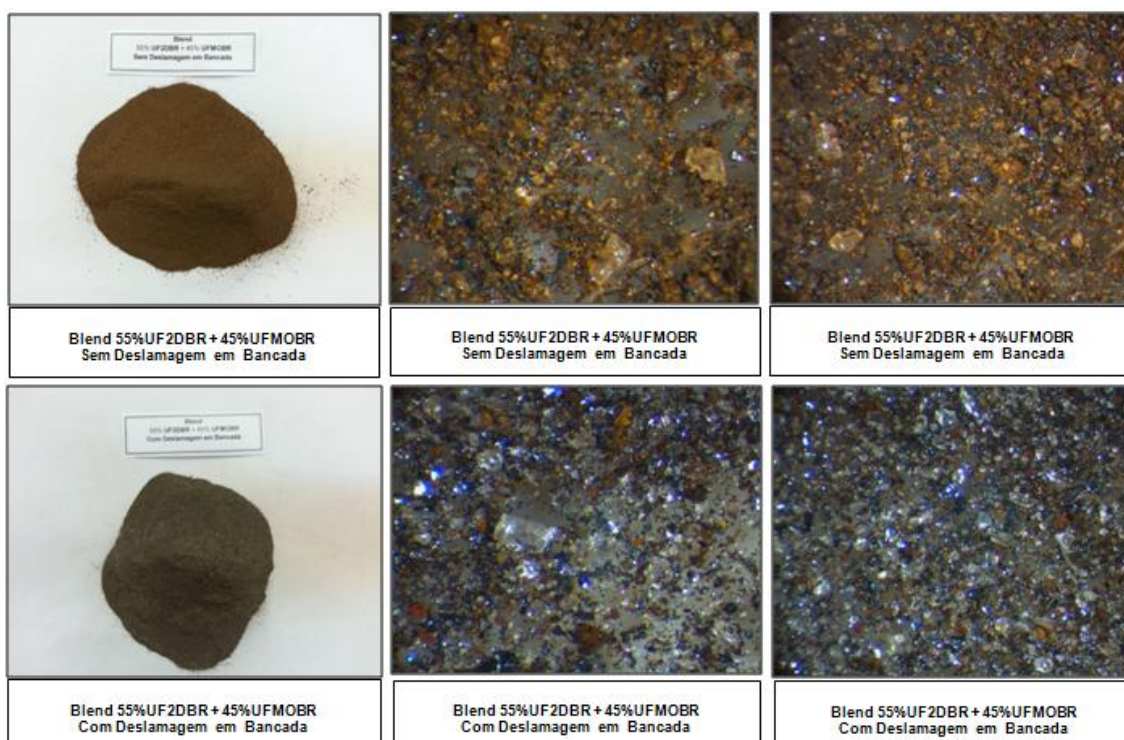


FIGURA 5.13 – Fotomicrografias comparativas da amostra *blend* natural antes e após deslamagem.

A figura 5.13 mostra nítida diferença de cores entre as amostras antes e após deslamagem, evidenciando a redução de materiais ultrafinos recobrimo as partículas de ferro e quartzo.

5.2.2. Testes de flotação em célula mecânica de laboratório

Considerando o novo conceito de flotação que será introduzido em Brucutu, mediante o tratamento, em separado, das frações que compõem a alimentação da flotação atual (AGFRBR), a realização dos testes de flotação objetivou estudar o comportamento de cada amostra frente aos reagentes utilizados diariamente no processo de flotação da usina de Brucutu. O novo circuito de flotação estabelece que o fluxo proveniente da primeira etapa de deslamagem – UF1DBR (material grosseiro) continuará sendo tratado nas atuais células mecânicas convencionais, denominado “circuito de grossos”; enquanto os fluxos provenientes da segunda deslamagem (UF2DBR), juntamente com o

produto da moagem após deslamagem (UFMOBR), caracterizado como *blend*, sejam alimentados a um conjunto de *tank cells*, denominado “circuito de finos”.

Os testes foram realizados segundo o projeto de experimentos do tipo fatorial *screening* 3^k, sendo avaliada a influência das dosagens do coletor amina e do depressor amido e o pH da flotação. Os resultados foram analisados com a utilização do software estatístico Minitab 16.

Com base nas características das amostras que serão tratadas em cada circuito de flotação e tomando como referência a prática industrial, foram estabelecidas as dosagens de reagentes relacionadas na tabela V.13.

TABELA V.13 – Condições propostas para testes com as amostras em cada circuito de flotação.

Circuito flotação proposto	Relação de amostras	Amina (g/t SiO ₂)		Amido (g/t alim.)		pH proposto teste	Rotação (rpm)	Sólidos (%)
		Origem	Dosagem	Origem	Dosagem			
Circuito Grossos	AGFRBR, UF1DBR e UFMOBR	Clariant - EDA C	250, 350 e 450	Gritz de milho	300, 500 e 700	9.5, 10.0 e 10.5	1000	50
Circuito Finos	UF2DBR e UF2DBR + UFMOBR	Clariant - EDA C	300, 500 e 700	Gritz de milho	600, 800 e 1000	9.5, 10.0 e 10.5	1000	50

Os resultados analisados foram teor de sílica no concentrado, ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade *Gaudin*.

5.2.2.1. AGFRBR - Alimentação Global da Flotação *Rougher* de Brucutu

Um resumo dos resultados de flotação obtidos com a amostra de alimentação global da flotação *rougher* de Brucutu é apresentado na tabela V.14. Os resultados completos são apresentados no ANEXO 1.

TABELA V.14 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra AGFRBR.

Amostra	pH	Condição de dosagem		Teores (%)		Recuperação (%)		Ind. Seletiv. Gaudin
		Coletor (g/t SiO ₂)	Depressor (g/t)	Fe Rej.	SiO ₂ Conc.	Mássica	Metálica	
01	9,5	250	550	20,49	1,17	59,09	83,19	14,0
02	9,5	350	550	22,56	0,88	58,65	80,87	14,9
03	9,5	450	550	23,62	0,90	59,33	79,37	14,4
33	9,5	250	700	24,05	1,12	59,28	78,82	12,8
05	9,5	350	700	20,96	0,96	59,10	82,56	15,1
06	9,5	450	700	22,28	1,14	58,18	80,91	13,3
07	9,5	250	850	20,78	1,66	60,24	83,26	11,6
26	9,5	350	850	20,36	0,95	59,27	83,19	15,5
27	9,5	450	850	21,48	0,58	58,47	81,80	19,3
10	10,0	250	550	18,00	1,69	62,48	86,20	12,6
11	10,0	350	550	19,83	0,92	60,10	83,96	16,1
12	10,0	450	550	20,13	0,84	60,04	83,59	16,7
13	10,0	250	700	19,78	1,02	60,49	84,03	15,3
28	10,0	350	700	21,77	0,77	58,20	81,89	16,4
29	10,0	450	700	22,23	1,21	57,82	81,31	12,8
30	10,0	250	850	19,27	1,32	60,69	84,78	13,6
31	10,0	350	850	20,46	1,03	59,57	83,27	14,8
32	10,0	450	850	21,34	0,80	58,67	82,47	16,3
19	10,5	250	550	18,49	1,76	61,97	85,76	12,1
20	10,5	350	550	20,76	1,24	59,72	83,10	13,4
21	10,5	450	550	23,13	0,68	57,20	79,88	16,7
22	10,5	250	700	21,10	0,90	59,25	82,28	15,7
23	10,5	350	700	21,72	0,82	58,33	81,82	15,9
24	10,5	450	700	25,46	0,95	55,15	76,68	13,2
25	10,5	250	850	22,20	1,04	58,09	81,04	13,9
17	10,5	350	850	20,44	1,46	60,49	83,26	12,5
18	10,5	450	850	22,88	1,05	58,00	80,82	13,4
34	9,50	450	850	22,19	0,75	57,76	81,16	16,5
35	9,50	450	850	20,39	0,74	59,53	83,28	17,6

Como critério adotado para definição do melhor resultado, considerou-se que a meta para o teor de SiO₂ no concentrado deveria ser de 0,8% e a melhor recuperação metálica associada.

Observa-se que apenas 20% dos testes apresentaram resultados dentro do especificado em termos de teor de SiO₂ no concentrado ou recuperação metálica de ferro, porém não

atenderam aos dois requisitos, concomitantemente. Para a amostra em estudo, o melhor resultado foi obtido para o teste 35, cuja recuperação metálica foi de 83,3%.

Nota-se que a amplitude entre os teores de SiO_2 no concentrado é significativa, o que acaba refletindo na seletividade. Segundo CRUZ (2010), quando se trata partículas grossas com finas e estas são colocadas, concomitantemente, em contato com um coletor, grande parte dele será consumido pelas partículas finas, fato que reduziria a disponibilidade para adsorção nas partículas grossas e assim reduziria a recuperação dessas partículas.

Os gráficos dos principais efeitos e interações dos fatores sobre as variáveis resposta, para a amostra de alimentação da flotação *rougher* de Brucutu, são apresentados nas figuras 5.14 a 5.28: teor de SiO_2 no concentrado, ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade *Gaudin*.

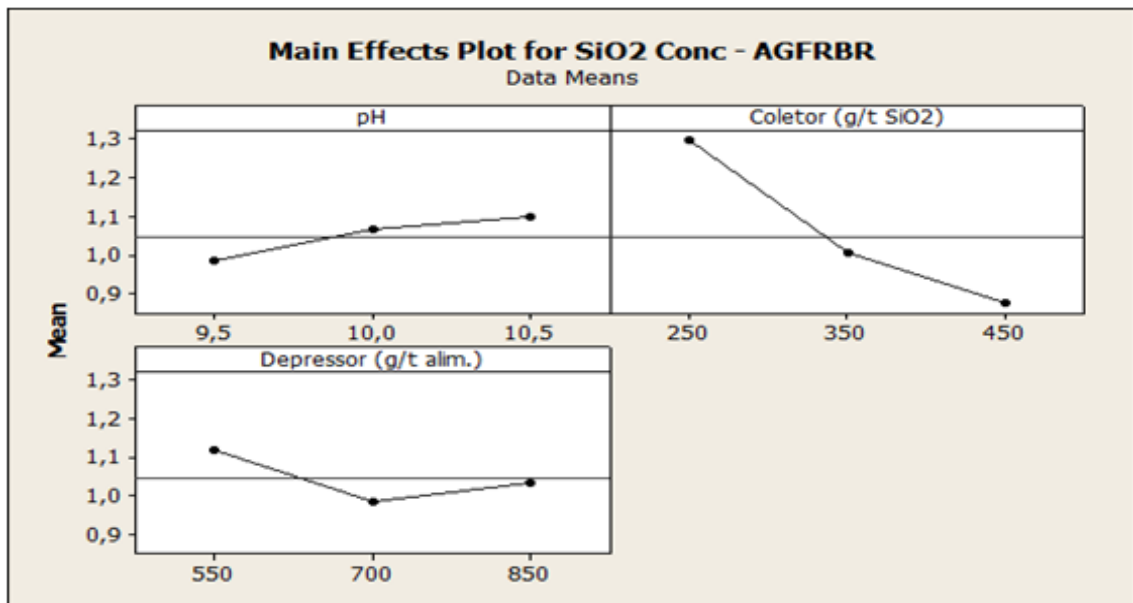


FIGURA 5.14 – Gráficos dos principais efeitos dos fatores para o teor de SiO_2 no concentrado (AGFRBR).

A análise dos fatores mostra que a elevação do pH contribui de forma significativa para elevação do teor de SiO_2 no concentrado. Com relação ao depressor, a dosagem de 700 g/t foi a que se mostrou determinante para redução do teor de SiO_2 no concentrado; entretanto, dosagens acima e abaixo desta parecem contribuir para uma maior presença

de SiO₂ no concentrado. Com relação ao coletor, a elevação da dosagem promove uma redução explícita no teor de SiO₂ no concentrado.

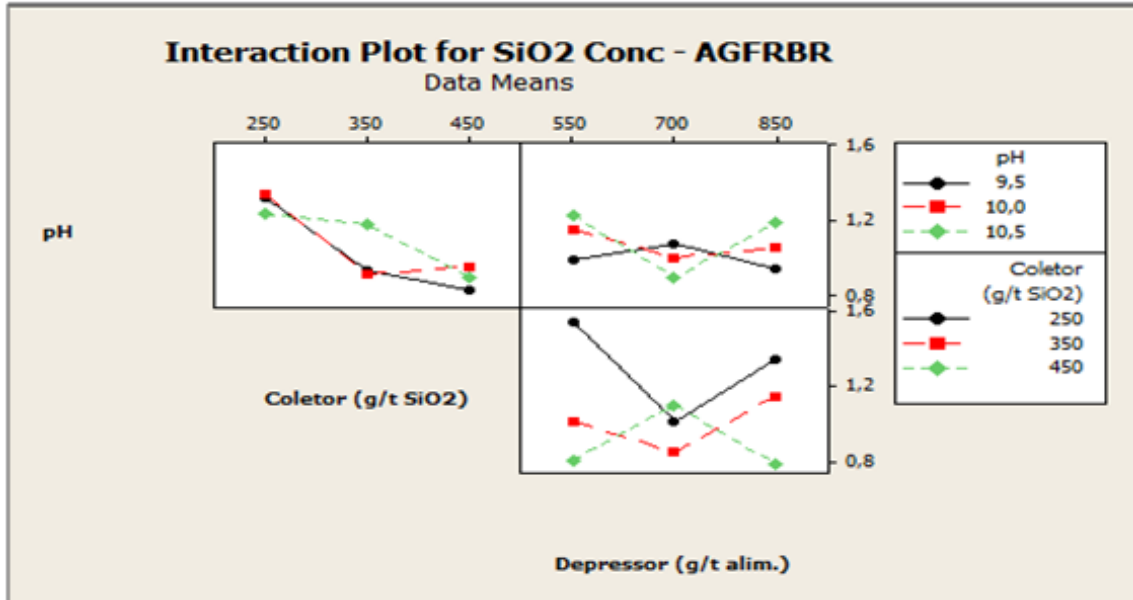


FIGURA 5.15 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado (AGFRBR).

Analisando os gráficos da figura 5.15 observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa, capaz de reduzir significativamente o teor de SiO₂ no concentrado. Para o pH 9,5, nota-se que ocorre redução gradativa do teor de SiO₂ no concentrado com o aumento da dosagem de coletor. Em pH 10,0, ocorre significativa redução do teor de SiO₂ no concentrado até a dosagem de 350 g/t; entretanto, ao se elevar o coletor para a dosagem de 450 g/t, observa-se um discreto aumento do teor de SiO₂ no concentrado. Para o pH 10,5, observa-se uma redução gradativa do teor de SiO₂ no concentrado com a elevação da dosagem do coletor, mostrando-se discreta para a dosagem de 350 g/t e significativa para a dosagem de 450 g/t. Para as dosagens de coletor em 250 g/t e 450 g/t, os teores de SiO₂ encontrados se apresentam bem próximos entre si, para as respectivas dosagens.

A interação entre pH x dosagem de depressor mostrou que, ao se elevar o depressor para a dosagem de 700g/t, quando o pH está em 10,0 e 10,5, ocorre uma significativa redução dos teores de SiO₂ no concentrado, sendo mais significativo para o pH mais alto. Ao se elevar o depressor para a dosagem de 850g/t, para os mesmos valores de pH,

se observa um pequeno aumento dos teores de SiO_2 no concentrado. Para a menor faixa de pH, a situação ocorre de forma inversa, isto é, com o aumento do depressor para a dosagem de 700g/t, ocorre um aumento dos teores de SiO_2 no concentrado; entretanto, com o aumento do depressor para a dosagem de 850g/t, observa-se queda do teor de SiO_2 no concentrado.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, observa-se significativa redução do teor de SiO_2 no concentrado ao se elevar o depressor para a dosagem de 700g/t, para as dosagens de coletor em 250g/t e 350g/t, respectivamente, sendo mais acentuada para a menor dosagem. Com a elevação do depressor para a dosagem de 850g/t, para as mesmas dosagens de coletor, os teores de SiO_2 no concentrado subiram de forma significativa, indicativo de sobredosagem do depressor. Para a dosagem de coletor em 450g/t, ocorreu situação semelhante ao da interação anterior, isto é, com o aumento do depressor para a dosagem de 700g/t, ocorre um aumento dos teores de SiO_2 no concentrado; entretanto, com o aumento do depressor para a dosagem de 850g/t, observa-se queda do teor de SiO_2 no concentrado.

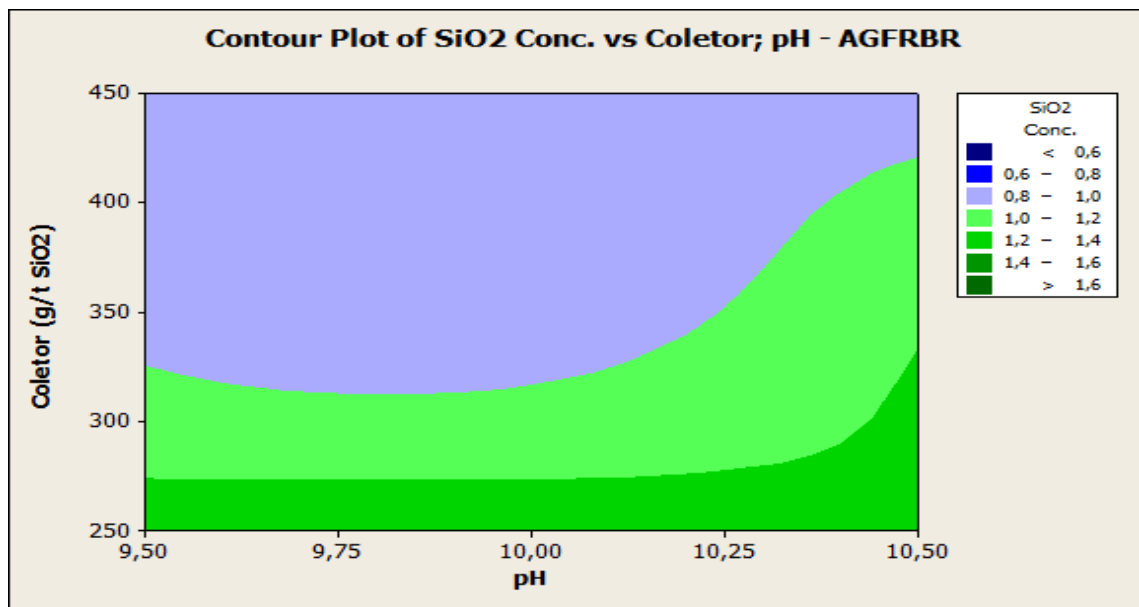


FIGURA 5.16 – Superfície de resposta 2D para teor de SiO_2 no concentrado, coletor e pH (AGFRBR).

A figura 5.16 mostra que para obtenção de até 1% de SiO_2 no concentrado, será necessário que a adição de coletor seja mantida na ordem de 330g/t SiO_2 , para valores

de pH próximo de 10,25. À medida que se eleva o pH, faz-se necessário aumentar a adição de coletor para manutenção da qualidade no concentrado.

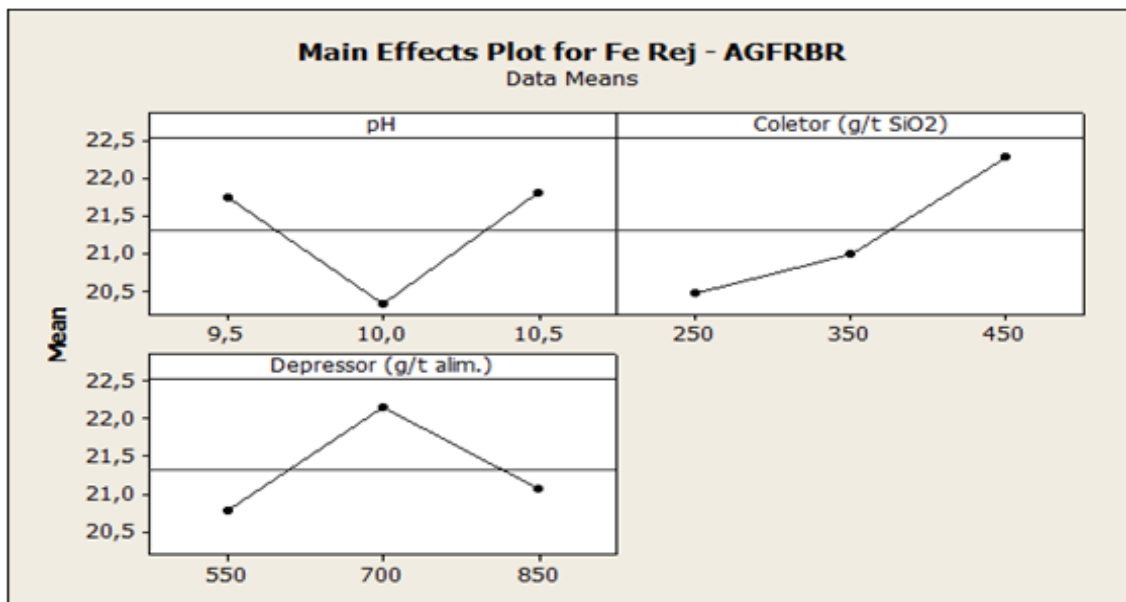


FIGURA 5.17 – Gráficos dos principais efeitos dos fatores para o teor de ferro no rejeito (AGFRBR).

Analisando os principais efeitos, observa-se que a maior presença de ferro no rejeito está associada à elevação da dosagem do coletor. Para os valores de pH testados, vê-se que o menor teor de ferro no rejeito foi obtido em pH 10,0; entretanto, para em pH 10,5, o teor de ferro no rejeito voltou a subir para um valor ligeiramente superior ao obtido em pH 9,5. Em relação ao depressor, se observa que o maior teor de ferro no rejeito foi para a dosagem de 700 g/t, voltando a baixar quando se elevou para a dosagem de 850 g/t.

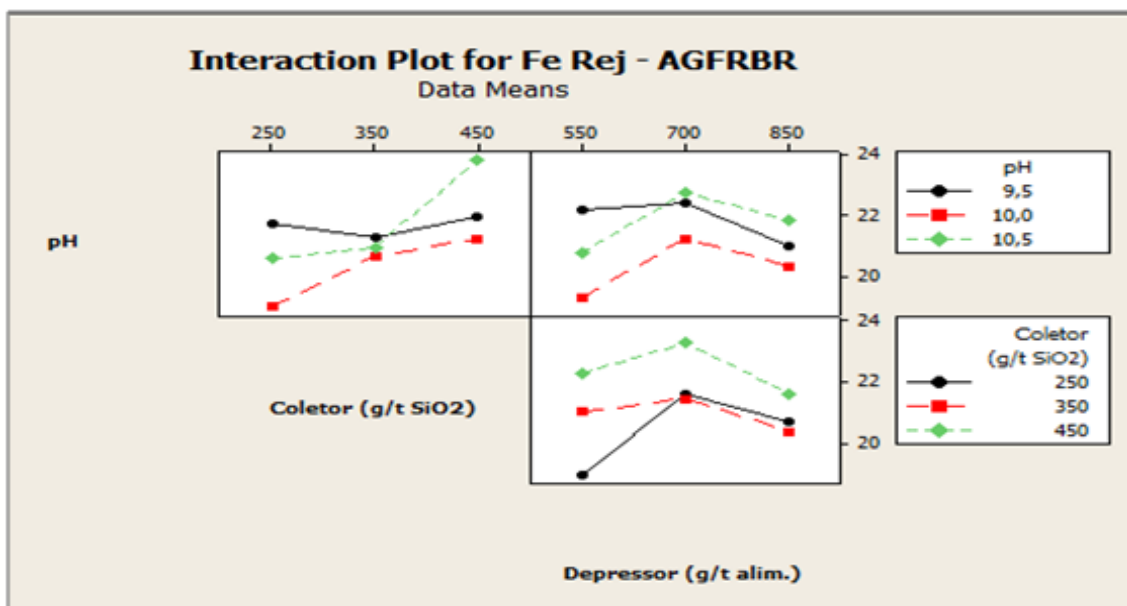


FIGURA 5.18 - Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito (AGFRBR).

Analisando os gráficos da figura 5.18 observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa, pois a elevação da dosagem de coletor provoca um aumento dos teores de ferro no rejeito para todos os valores de pH testados. Os menores teores de ferro no rejeito foram obtidos em pH 10,0 para todos os valores de dosagens de coletor. Observa-se que em pH 9,5 houve uma pequena queda no teor de ferro para a dosagem de 350g/t; porém, o teor subiu novamente para a dosagem de 450g/t. Para a dosagem de coletor em 350g/t, os teores de ferro no rejeito se mantiveram bem próximos para todas as faixas de pH.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor, observa-se que ocorre elevação dos teores de ferro no rejeito para a dosagem de 700g/t em todas os valores de pH, sendo menos acentuada em pH 9,5; porém, com a elevação da dosagem do depressor para 850g/t, ocorre redução dos teores de ferro no rejeito. Os menores teores de ferro no rejeito foram obtidos em pH 10,0 para todos os valores de dosagens de depressor.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor mostra que com a elevação da dosagem de coletor ocorre um acréscimo dos teores de ferro no rejeito até a dosagem de depressor em 700 g/t; porém, observa-se redução destes quando ocorre

elevação da dosagem do depressor. A variação dos teores de ferro no rejeito é menos acentuada para a dosagem de coletor em 350g/t.

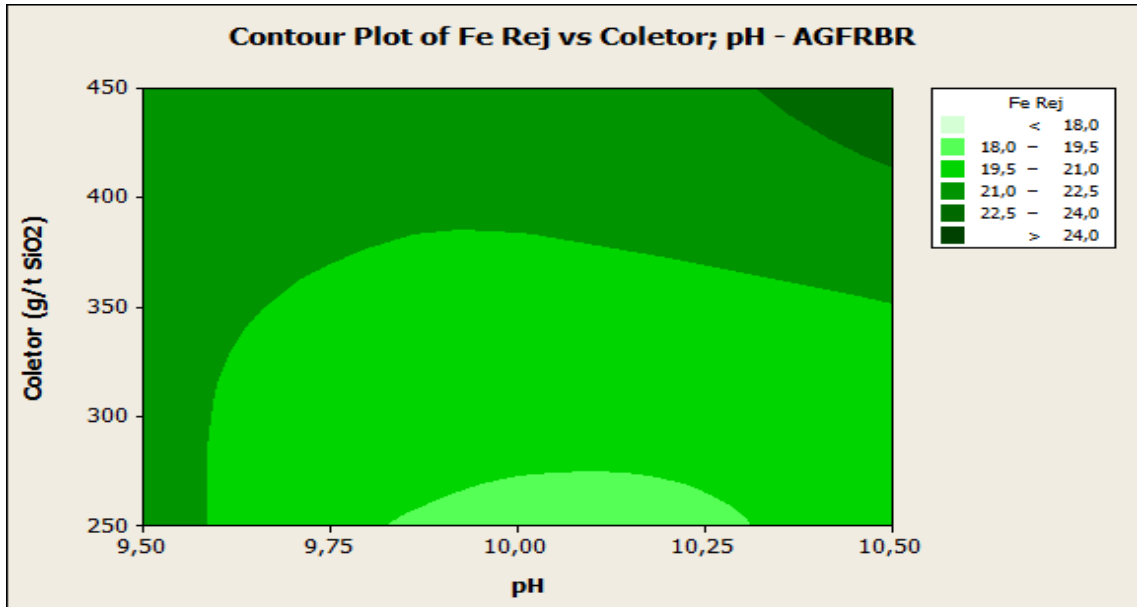


FIGURA 5.19 – Superfície de resposta 2D para o teor de ferro no rejeito, coletor e pH (AGFRBR).

A figura 5.19 mostra os limites de pH e dosagem de coletor que se pode trabalhar para a obtenção de baixos teores de ferro no rejeito da flotação.

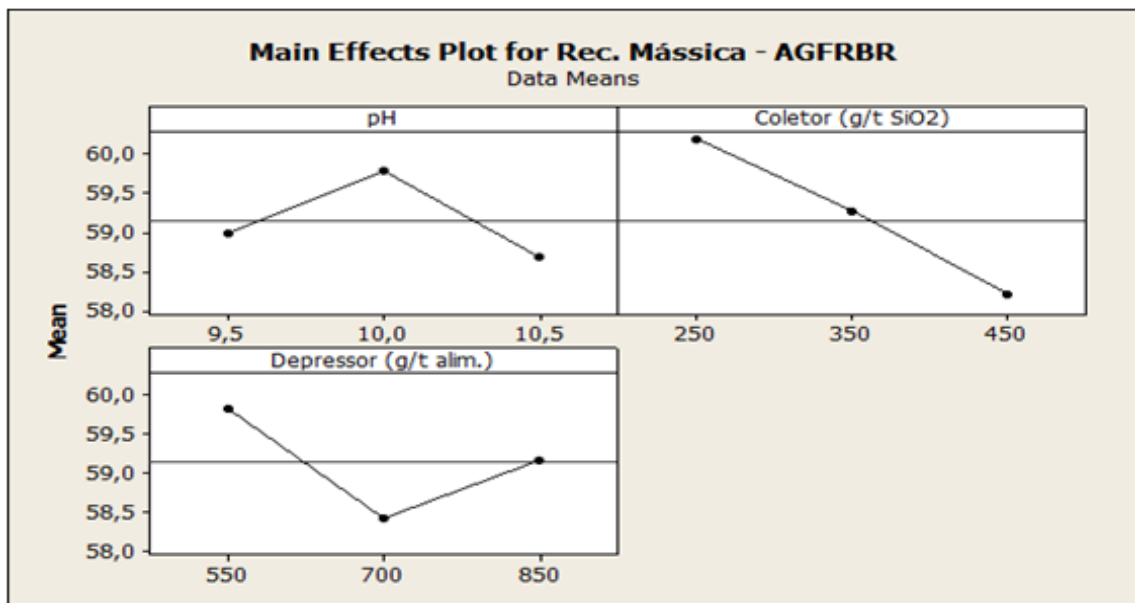


FIGURA 5.20 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação mássica (AGFRBR).

As análises mostram que a dosagem do coletor é o fator que mais influencia na recuperação mássica da flotação. A maior recuperação mássica foi obtida em pH 10,0; entretanto, observa-se que a contínua elevação do pH promoveu queda do parâmetro, indicando que há uma faixa limite. Com relação ao depressor, vê-se que ocorre queda de recuperação mássica para a dosagem de 700g/t, observando-se pequena elevação com o aumento da dosagem.

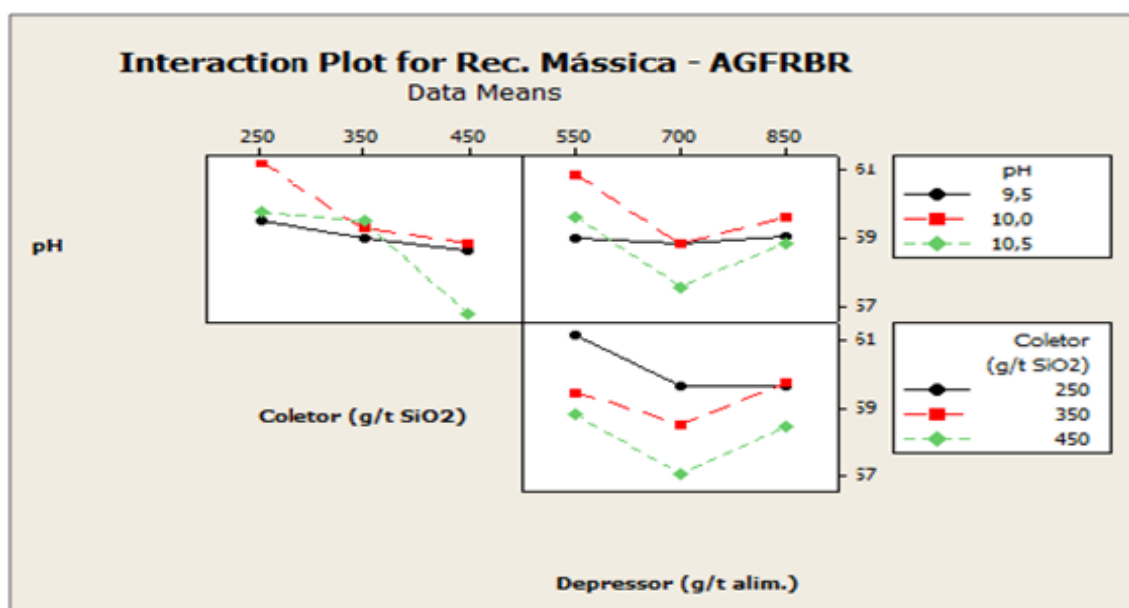


FIGURA 5.21 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação mássica (AGFRBR).

Na análise dos gráficos da figura 5.21 vê-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é bastante significativa. O aumento da dosagem de coletor refletiu em perda acentuada de recuperação mássica, principalmente para os valores de pH 10,0 e 10,5; enquanto que para o pH 9,5 esta perda foi mais suave.

A interação entre pH x dosagem de depressor é um pouco menos significativa que a interação anterior para a perda de recuperação mássica, sendo mais acentuada para a dosagem de depressor em 700g/t, para valores de pH 10,0 e 10,5; com a elevação da dosagem, ocorreu um pequeno ganho de recuperação mássica. Para o valor de pH 9,5, os níveis de recuperação se mantiveram praticamente estáveis, para todas as dosagens de depressor.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, o comportamento é semelhante à interação anterior, porém, a perda de recuperação mássica foi menor. Observa-se que para a dosagem de depressor em 700g/t ocorreram perdas de recuperação mássica para todas as dosagens de coletor testadas. Ao se elevar a dosagem do depressor, houve um ligeiro ganho de recuperação mássica para as dosagens de coletor de 350g/t e 450g/t; entretanto, para a dosagem de 250g/t a recuperação se manteve.

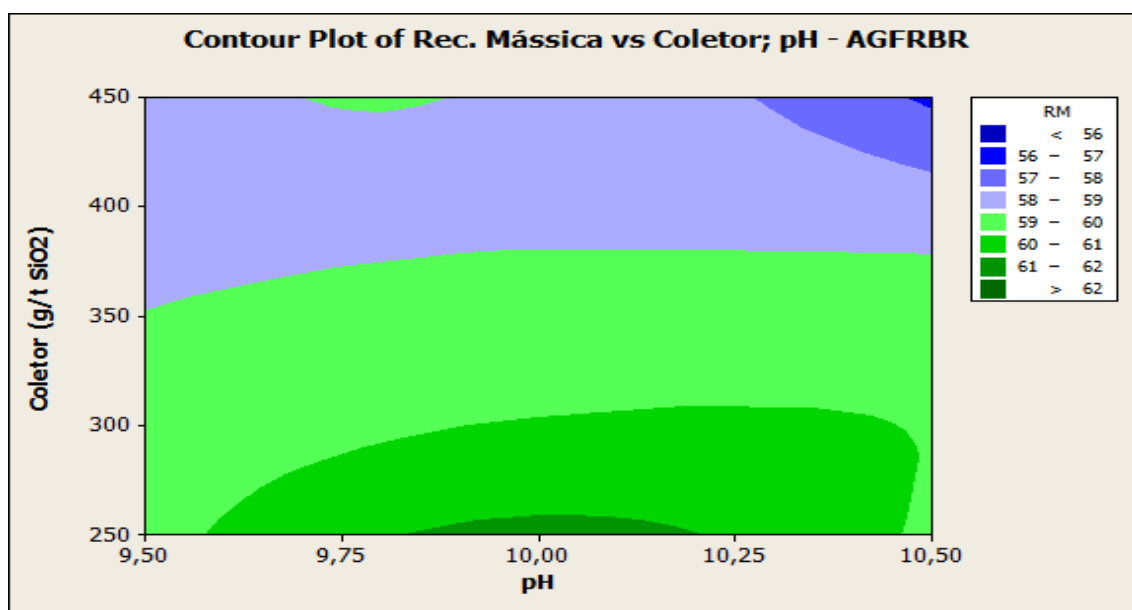


FIGURA 5.22 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica, coletor e pH (AGFRBR).

A figura 5.22 ratifica a observação anterior de que a elevação da dosagem de coletor afeta de forma significativa o rendimento mássico da flotação.

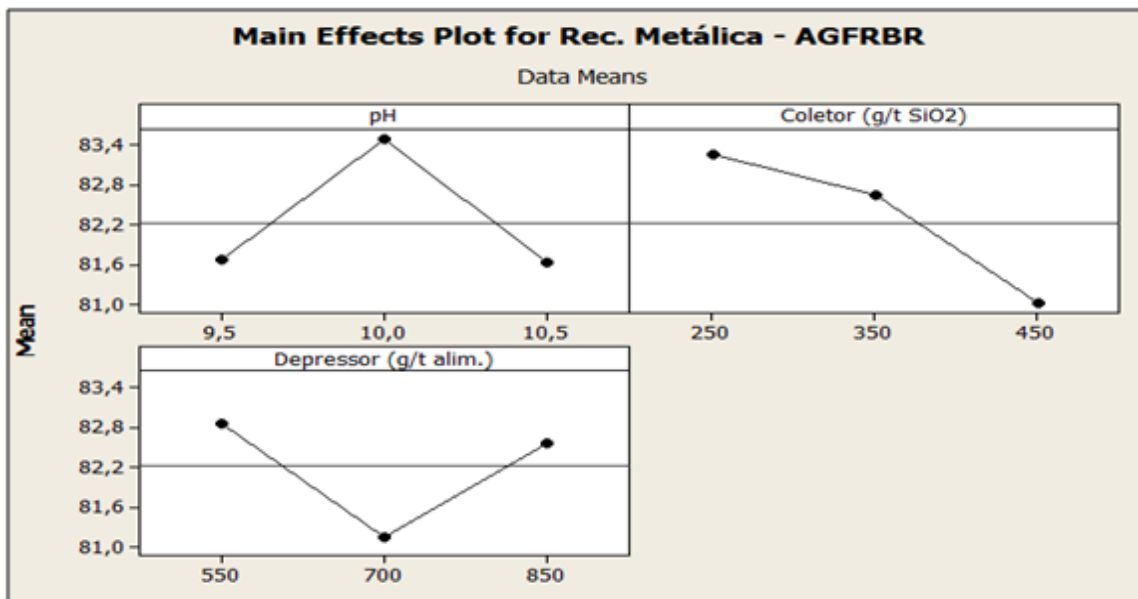


FIGURA 5.23 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação metálica (AGFRBR).

Na figura 5.23 observa-se que a elevação da dosagem de coletor é o fator que mais influencia na perda de recuperação metálica da flotação. Por outro, ao elevar-se o pH para 10,0 nota-se que houve um significativo aumento de recuperação, seguido de queda ao elevá-lo para o valor máximo. Quanto do depressor observa-se que o comportamento foi o inverso em relação ao obtido para o fator pH.

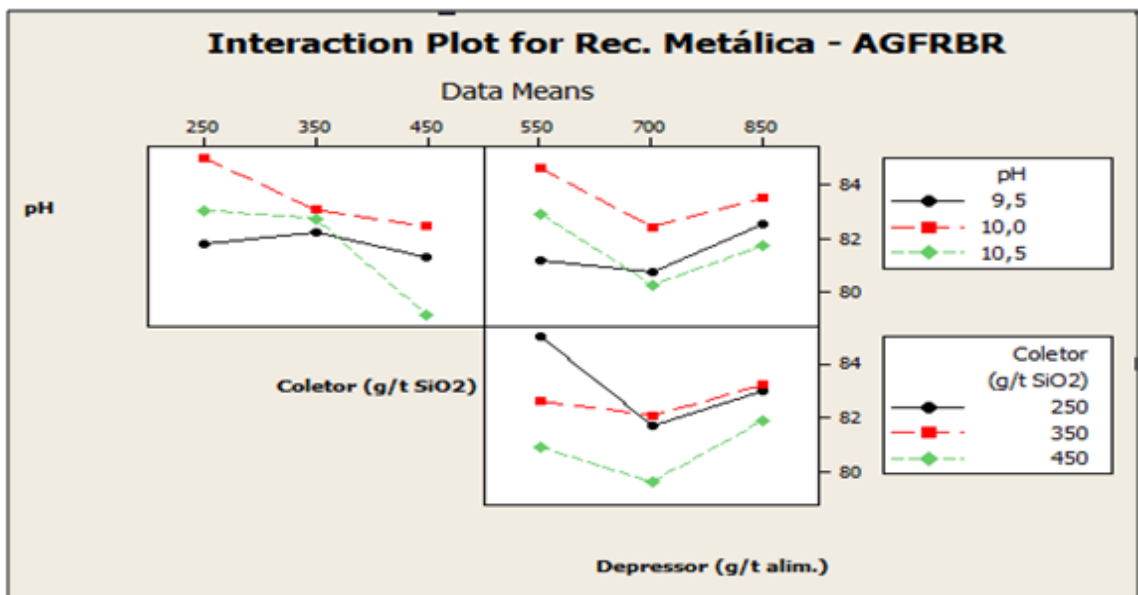


FIGURA 5.24 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação metálica (AGFRBR).

Os gráficos da figura 5.24 mostram que a interação entre pH x dosagem de coletor, para o pH 9.50 ocorre um discreto aumento de recuperação de ferro ao se elevar a dosagem de coletor para 350g/t; enquanto que para o pH 10,0 e 10,5 observa-se queda de recuperação. A elevação do coletor para a maior dosagem, provoca perda de recuperação para todos os valores de pH, sendo mais significativa para o pH 10,5.

A interação entre pH x dosagem de depressor se apresenta mais significativa em relação a anterior, pois, a elevação do depressor para 700g/t provoca perda de recuperação metálica para todos os valores de pH; entretanto, observa-se que a recuperação sobe novamente quando o depressor atinge a dosagem de 850g/t.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor também mostra queda nos valores de recuperação quando se eleva o depressor para a dosagem de 700g/t para todas as dosagens de coletor, sendo mais significativo para a dosagem de 250g/t. Contudo, observa-se que a mesma volta a subir com a elevação do depressor para 850g/t.

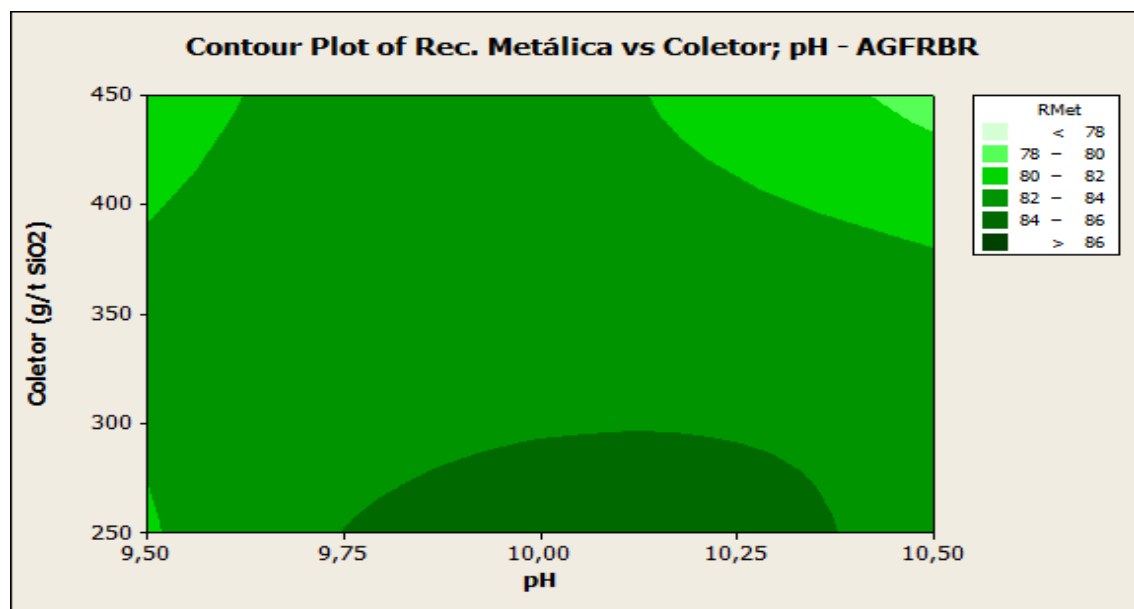


FIGURA 5.25 – Superfície de resposta 2D para recuperação metálica, coletor e pH (AGFRBR).

A figura 5.25 mostra quais as faixas de pH e dosagem de coletor podem ser trabalhados de modo a se obter a máxima recuperação metálica na flotação.

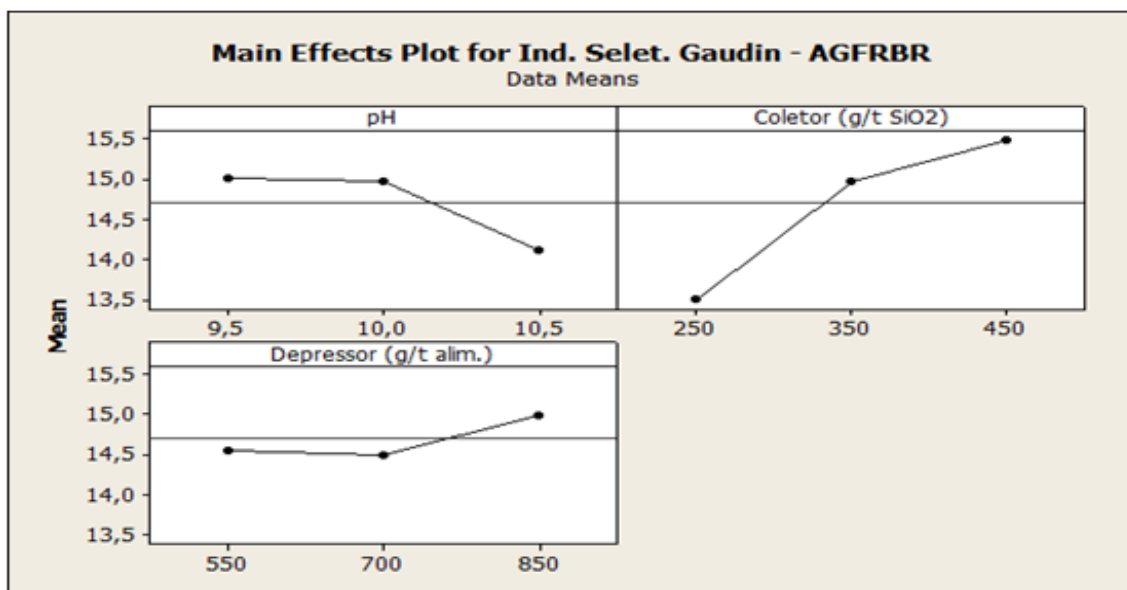


FIGURA 5.26 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o índice de seletividade (AGFRBR).

Os gráficos da figura 5.26 mostram que a seletividade é mais influenciada pelo fator pH, com ligeira queda para o pH 10,0 e potencializado para o valor mais elevado. Por outro lado, o aumento da dosagem do depressor e do coletor promovem ganhos de seletividade; sendo discreto para o primeiro e bastante expressivo para o segundo, respectivamente.

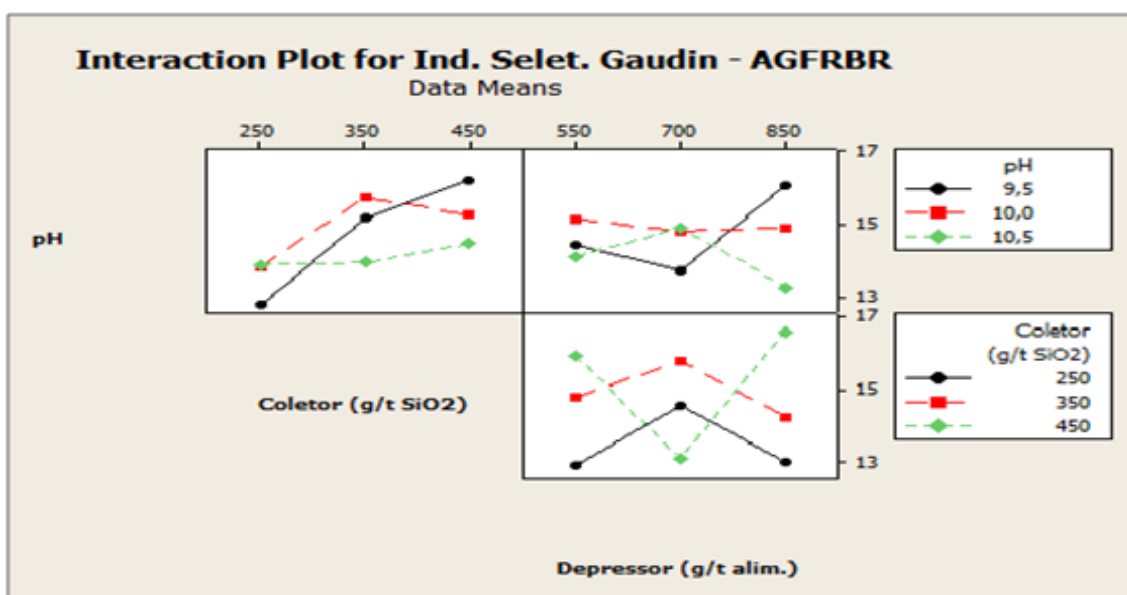


FIGURA 5.27 – Gráficos das interações entre as variáveis para o índice de seletividade (AGFRBR).

Analisando os gráficos da figura 5.27 observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e acontece da seguinte forma: para todas as faixas de pH ocorre aumento da seletividade até a dosagem intermediária de coletor, sendo mais acentuada para os valores de pH 9,5 e 10,0; enquanto para o pH 10,5 este aumento é discreto. A partir da dosagem máxima do coletor se observa que, para os valores de pH 9.5 e 10.5, a seletividade continua crescente; entretanto, para o valor de pH 10,0, nota-se queda do índice de seletividade.

A interação entre pH x dosagem de depressor é menos significativa que a anterior, ocorrendo queda de seletividade para os valores de pH 9.5 e 10.0, quando se eleva a dosagem do depressor para o valor intermediário; porém, quando se eleva o depressor para a maior dosagem, nota-se que a seletividade aumenta de forma expressiva para o pH 9.5 e discretamente para o pH 10.0. Para o pH 10.5, observa-se um pequeno aumento na seletividade para a dosagem intermediária e queda acentuada quando se eleva o depressor para a maior dosagem.

Já a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor é a mais significativa e acontece da seguinte forma: quando se eleva a dosagem do depressor para o valor intermediário, ocorre aumento de seletividade para dosagens inferior e intermediária de coletor. Quando se eleva o depressor para a maior dosagem, ocorre queda significativa de seletividade para as respectivas faixas de dosagens do coletor. Para a maior dosagem de coletor, observa-se queda de seletividade quando o depressor atinge a dosagem intermediária; entretanto, quando o depressor está na maior dosagem, ocorre expressivo aumento de seletividade.

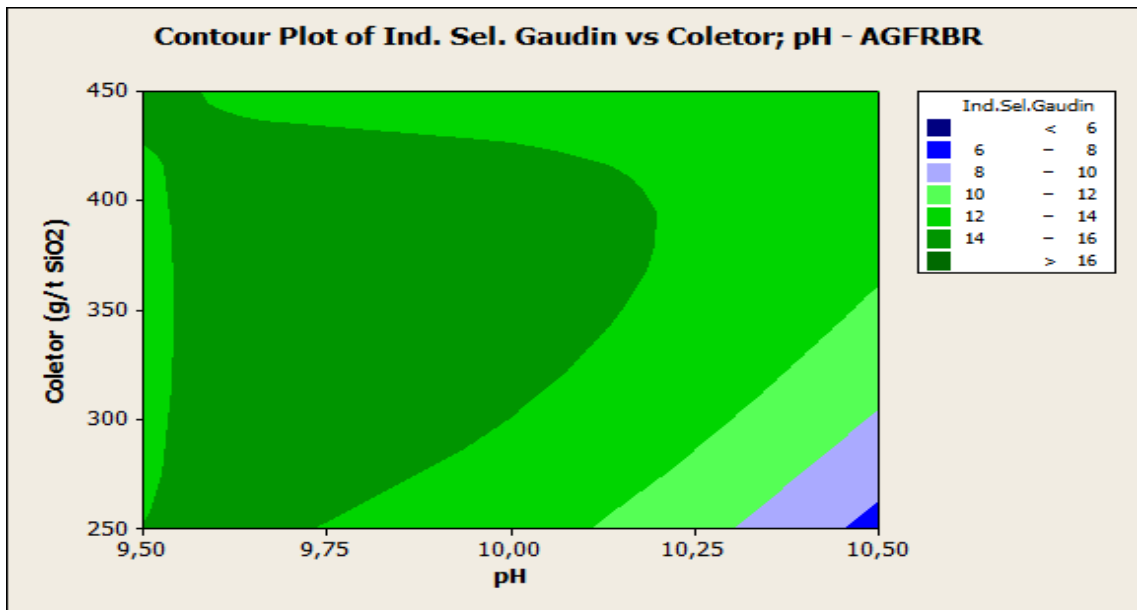


FIGURA 5.28 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade, coletor e pH (AGFRBR).

A figura 5.28 mostra que há uma faixa ótima de pH e dosagem de coletor para obtenção de maior seletividade na flotação.

5.2.2.2. UF1DBR - *Underflow* da 1ª Deslamagem de Brucutu

Um resumo dos resultados de flotação obtidos com a amostra de *underflow* da 1ª deslamagem de Brucutu é apresentado na tabela V.15. Os resultados completos são apresentados no ANEXO 2.

TABELA V.15 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra UF1DBR.

Amostra	pH	Condição de dosagem		Teores (%)		Recuperação (%)		Ind. Seletiv. Gaudin
		Coletor (g/t SiO ₂)	Depressor (g/t)	Fe Rej.	SiO ₂ Conc.	Mássica	Metálica	
10	9,5	250	550	20,21	0,58	59,35	83,45	20,0
11	9,5	350	550	20,66	0,48	58,71	83,02	21,7
12	9,5	450	550	19,92	1,10	59,46	83,85	14,7
22	9,5	250	700	20,45	0,36	59,32	83,26	25,3
23	9,5	350	700	22,07	0,33	57,55	81,31	25,0
06	9,5	450	700	21,59	0,30	58,03	81,92	26,7
07	9,5	250	850	19,58	0,41	60,37	84,20	24,5
08	9,5	350	850	19,45	0,26	59,89	84,40	30,8
09	9,5	450	850	20,39	0,48	59,04	83,35	21,8
01	10,0	250	550	21,99	0,62	57,90	81,33	18,4
02	10,0	350	550	25,51	0,29	54,59	76,57	23,8
03	10,0	450	550	23,92	0,36	56,00	78,96	22,6
13	10,0	250	700	18,38	0,55	60,91	85,41	22,1
14	10,0	350	700	19,05	0,53	60,35	84,81	21,9
15	10,0	450	700	19,50	0,36	60,02	84,07	26,2
16	10,0	250	850	18,04	0,58	61,99	86,03	21,7
17	10,0	350	850	19,48	0,47	60,11	84,18	22,9
18	10,0	450	850	19,54	0,27	59,89	83,97	30,3
19	10,5	250	550	20,30	0,52	59,15	83,44	21,1
20	10,5	350	550	23,60	0,41	56,53	79,45	21,4
21	10,5	450	550	25,39	0,41	55,25	76,64	20,1
04	10,5	250	700	22,73	0,43	57,57	80,66	21,3
05	10,5	350	700	24,54	0,40	55,40	77,96	20,9
24	10,5	450	700	24,56	0,29	55,52	78,08	24,5
25	10,5	250	850	19,15	0,55	60,40	84,90	21,4
26	10,5	350	850	22,60	0,41	57,33	80,52	22,2
27	10,5	450	850	24,26	0,28	55,83	78,38	25,4
28	10,0	250	850	19,91	0,66	59,90	83,80	19,2
29	10,0	250	850	18,03	0,70	61,20	86,13	19,7

Para definição do melhor resultado foi adotado o mesmo critério utilizado na amostra de AGFRBR, isto é, a meta para o teor de sílica no concentrado deve ser menor que 0,8%, bem como a melhor recuperação metálica associada. Para esta amostra, o melhor resultado foi obtido para o teste 29, com recuperação metálica de ferro de 86,1%. Comparativamente, vê-se que esta amostra apresenta comportamento bastante semelhante à AGFRBR para os indicadores teor de ferro no rejeito e valores de recuperação. Devido aos baixíssimos teores de sílica obtidos nos concentrados dos

testes da amostra de UF1DBR, os índices de seletividade foram bem elevados, indicando possibilidade de redução na dosagem de reagentes, principalmente de coletor.

A amplitude entre os teores de SiO_2 no concentrado se apresenta bem menor, comparada à amostra de AGFRBR. Quase todos os testes (97%) apresentam teor de sílica dentro do limite especificado, sendo que em apenas um teste (3%) este limite foi excedido.

Os gráficos dos principais efeitos e interações dos fatores sobre as variáveis resposta, para a amostra de *underflow* da 1ª deslamagem de Brucutu, são apresentados nas figuras 5.29 a 5.43: teor de SiO_2 no concentrado, ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade *Gaudin*.

A figura 5.29 mostra os gráficos dos principais efeitos dos fatores para obtenção do teor de SiO_2 no concentrado.

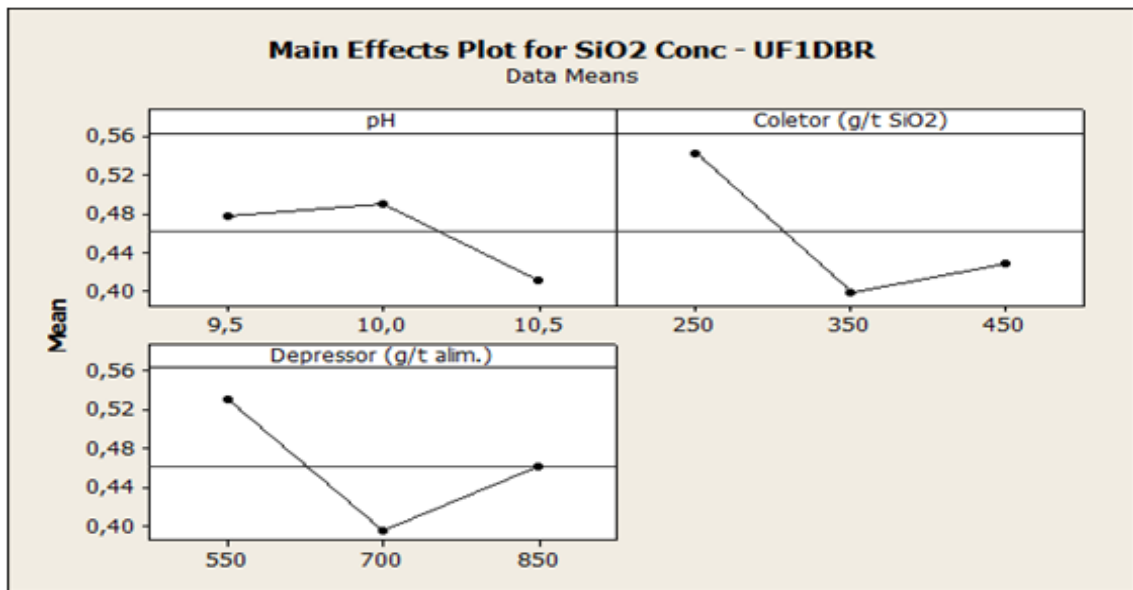


FIGURA 5.29 - Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de SiO_2 no concentrado (UF1DBR).

Analisando a figura 5.29 observa-se que para todos os fatores avaliados, independentemente da dosagem, foram obtidos baixos teores de SiO_2 no concentrado. O aumento da dosagem do coletor e do depressor do valor mínimo para o intermediário resultou em significativa queda do teor de SiO_2 no concentrado. Por outro lado, a

elevação da dosagem destes fatores para um maior valor, provocou um ligeiro aumento dos teores de SiO_2 .

Em relação ao pH, ao elevá-lo do valor mínimo para o intermediário ocorreu um discreto aumento do teor de SiO_2 no concentrado. Entretanto, com a elevação para o maior valor, observou-se uma ligeira redução do teor de SiO_2 no concentrado.

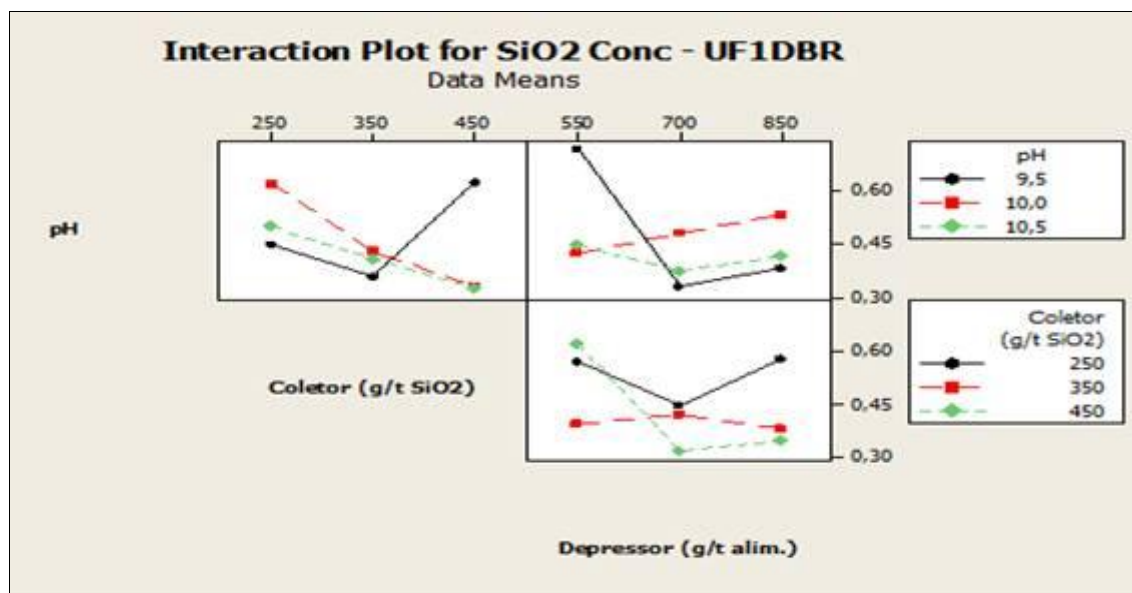


FIGURA 5.30 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de SiO_2 no concentrado(UF1DBR).

Analisando os gráficos da figura 5.30, observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é bastante significativa, pois reduz significativamente o teor de SiO_2 no concentrado. Para o pH 9.5, nota-se que ocorre uma pequena redução do teor de SiO_2 no concentrado, quando se eleva o coletor para a dosagem de 700g/t; entretanto, com a elevação da dosagem, observa-se significativo aumento do teor de sílica. Para o pH 10.0 e 10.5 observa-se que a redução do teor de SiO_2 no concentrado é contínua com o aumento da dosagem do coletor.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor, observa-se queda do teor de SiO_2 no concentrado quando a dosagem do depressor está em 700g/t, para os valores de pH 9.5 e 10.5, sendo mais acentuado para o menor valor. Entretanto, com a elevação do depressor para a 850g/t ocorre um ligeiro aumento do teor de SiO_2 . Para o pH 10.0, o aumento do teor de SiO_2 é crescente com a elevação da dosagem do depressor.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, observa-se que a elevação do depressor para a dosagem de 700g/t, reduz o teor de SiO₂ no concentrado quando a dosagem de coletor está em 250g/t e 450g/t. Entretanto, quando o depressor está em 850g/t ocorre um pequeno acréscimo do teor de SiO₂. Quando a dosagem do coletor está em 350g/t, nota-se um pequeno aumento do teor de SiO₂ no concentrado e em seguida uma queda, ao se elevar o depressor para a dosagem de 700 g/t e 850g/t, respectivamente.

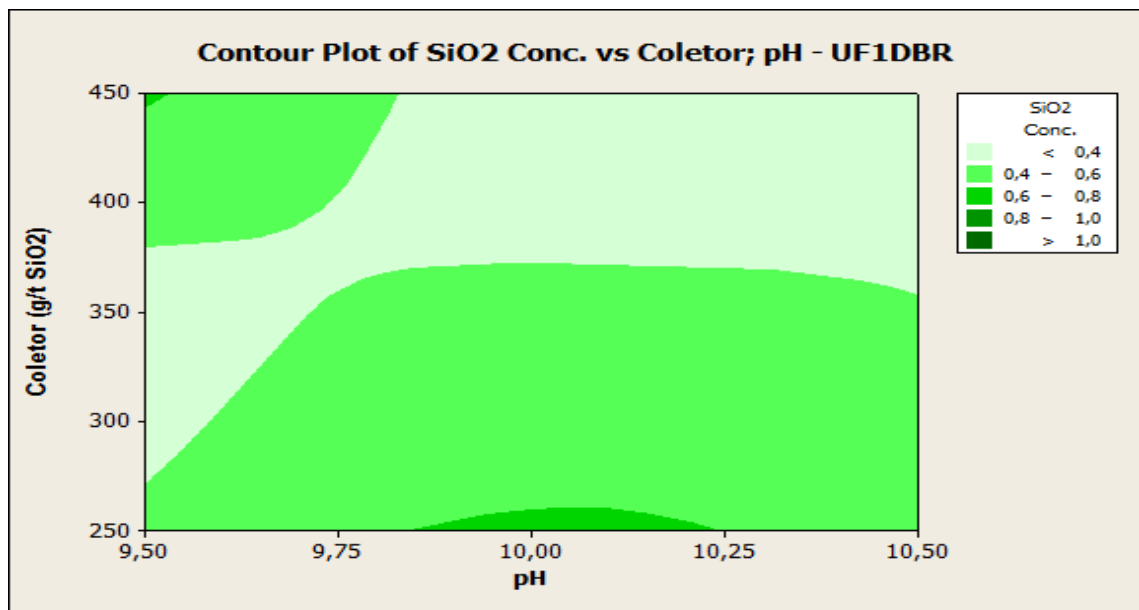


FIGURA 5.31 – Superfície de resposta 2D para o teor de SiO₂ no concentrado, coletor e pH (UF1DBR).

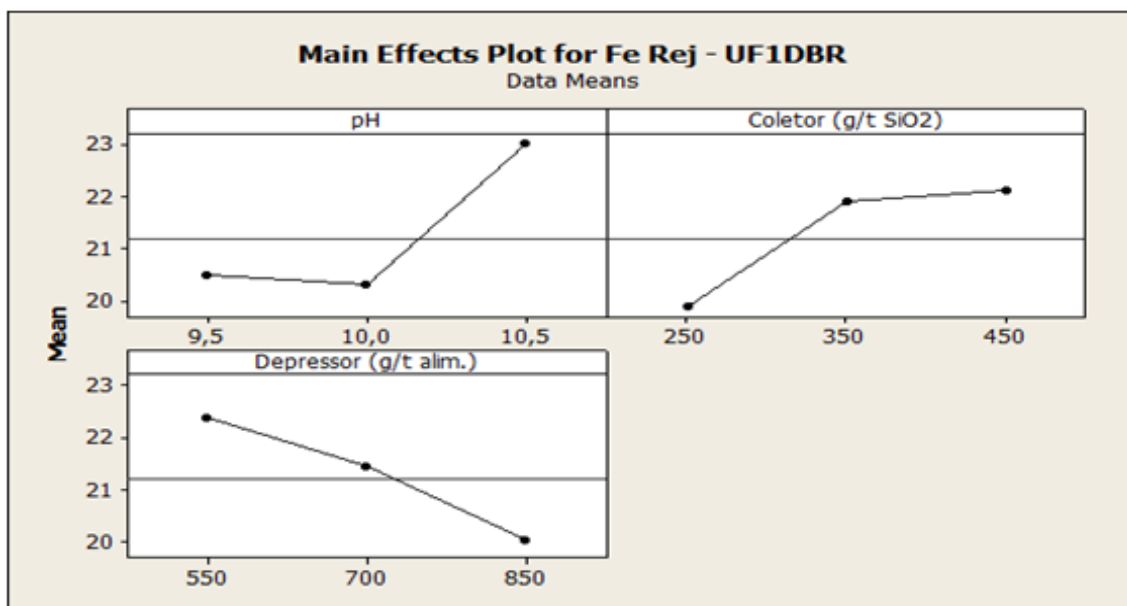


FIGURA 5.32 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito (UF1DBR).

A figura 5.32 mostra que a variável mais significativa para elevação do teor de ferro no rejeito é a dosagem do coletor. Em contrapartida, a variável que mais contribui para redução do teor de ferro no rejeito é a dosagem do depressor. O incremento no pH apresenta tendência de aumento do teor de ferro no rejeito.

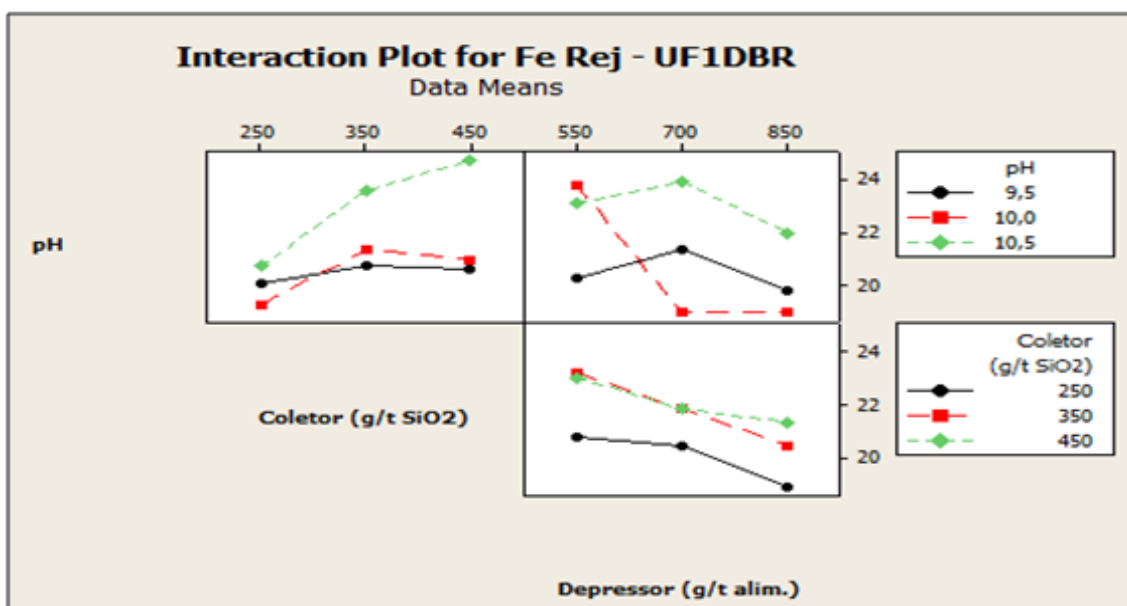


FIGURA 5.33 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito (UF1DBR).

Analisando os gráficos da figura 5.33 vê-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e acontece da seguinte forma: a elevação da dosagem do coletor para 350g/t provoca um aumento do teor de ferro no rejeito, para todas as faixas de pH. Quando o coletor está na dosagem de 450g/t, observa-se uma pequena redução do teor de ferro no rejeito, para os valores de 10.0 e 10.5; entretanto, para o maior valor de pH, o teor de ferro continua crescente.

A interação entre pH x dosagem de depressor, apresenta comportamento semelhante ao interação anterior e permite a seguinte interpretação: com a elevação da dosagem do depressor para 350g/t ocorre um pequeno aumento do teor de ferro no rejeito, quando o pH está em 9.5 e 10.5; entretanto, quando o depressor está em 850g/t ocorre redução do teor de ferro no rejeito, para as respectivas faixas de pH. Para o pH 10.0 a redução do teor de ferro no rejeito é significativa quando o depressor está na dosagem de 700g/t, mantendo-se neste patamar mesmo quando o depressor está na maior dosagem.

Já a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, é bastante significativa para redução do teor de ferro no rejeito e acontece da seguinte forma: o aumento da dosagem do depressor promoveu uma redução gradativa dos teores de ferro, para todas as faixas de dosagem do coletor.

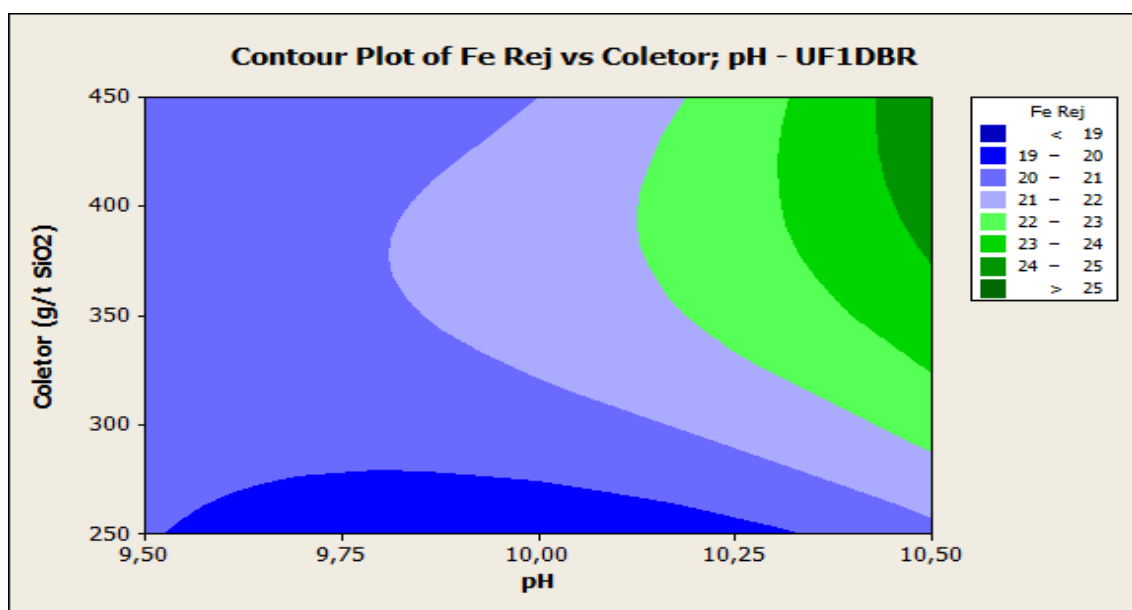


FIGURA 5.34 – Superfície de resposta 2D para o teor de ferro no rejeito, coletor e pH (UF1DBR).

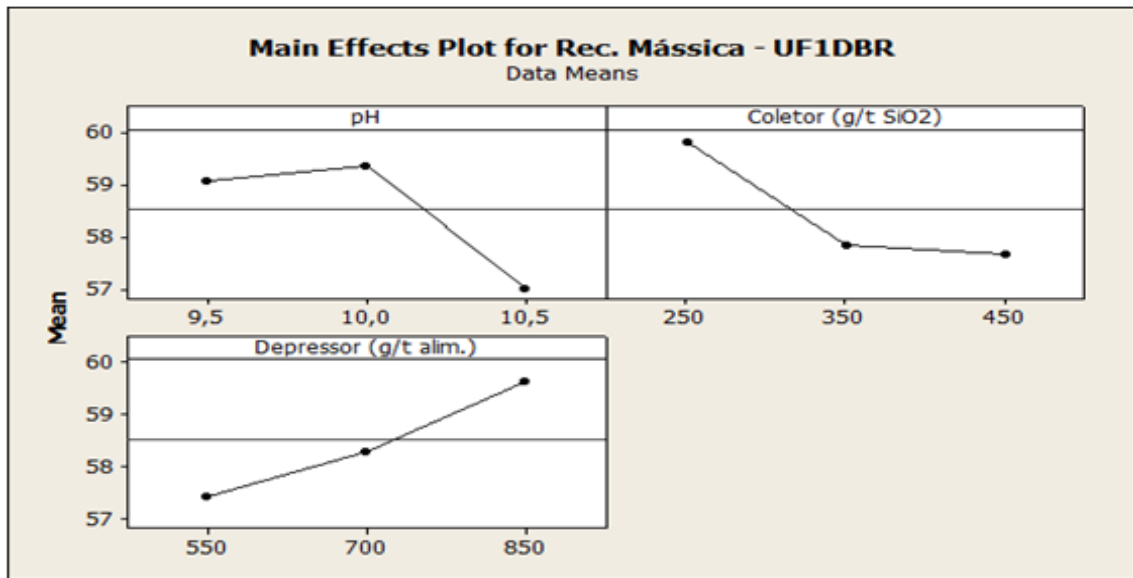


FIGURA 5.35 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para recuperação mássica (UF1DBR).

A análise da figura 5.35 mostra que o aumento da dosagem do depressor é o fator que mais contribui para elevação da variável resposta recuperação mássica. Em contrapartida, a elevação da dosagem do coletor é o fator que mais afeta a recuperação mássica da flotação. O aumento do pH para o valor intermediário eleva discretamente a recuperação mássica; entretanto, quando o pH está no maior valor ocorre queda acentuada da recuperação mássica.

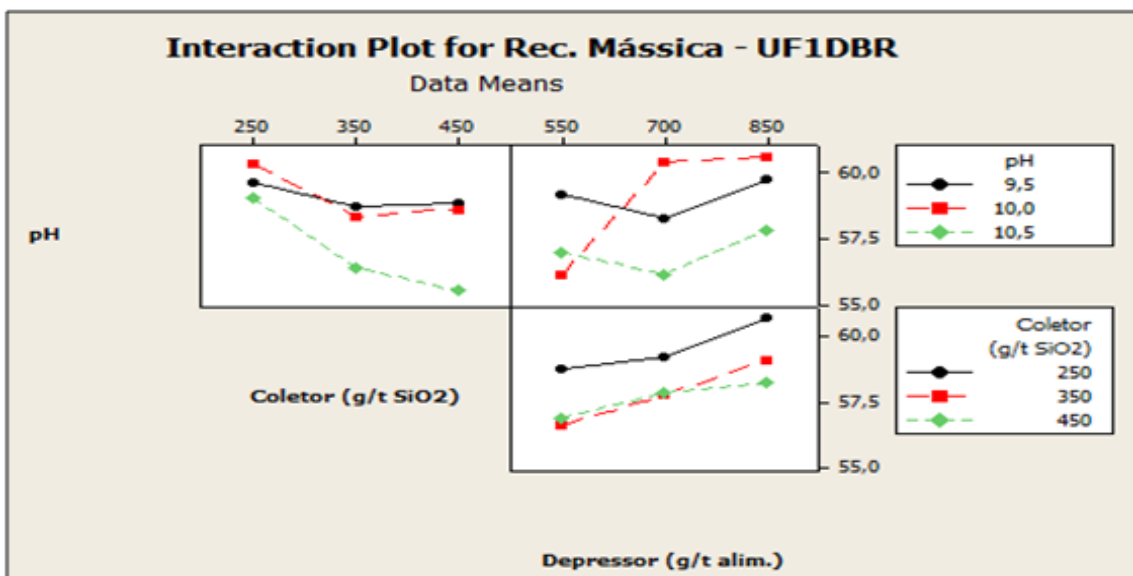


FIGURA 5.36 – Gráficos das interações entre as variáveis para recuperação mássica (UF1DBR).

Na análise dos gráficos da figura 5.36, observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor implica em perda de recuperação mássica e acontece da seguinte forma: o aumento do coletor para a dosagem de 350g/t provocou perda de recuperação mássica, para todos os valores de pH. Para os valores de pH 9.5 e 10.0, observou-se um discreto aumento na recuperação mássica quando se elevou a dosagem de coletor para 450g/t; porém, para o pH 10.5 a recuperação continuou em queda.

A interação entre pH x dosagem de depressor, apresenta situação semelhante a anterior, isto é, quando se eleva o depressor para a dosagem de 700g/t, ocorre perda de recuperação para os valores de pH 9.5 e 10.5. Quando o depressor está em 850g/t, para estas mesmas faixas de pH, ocorre um ganho de recuperação para valores acima dos obtidos na faixa mínima de dosagem. Para o pH 10.0, observa-se que a recuperação mássica é crescente com o aumento da dosagem do coletor.

Já a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, se mostrou bastante significativa para a recuperação mássica, pois a mesma é crescente com o aumento da dosagem do depressor, para todas as dosagens de coletor.

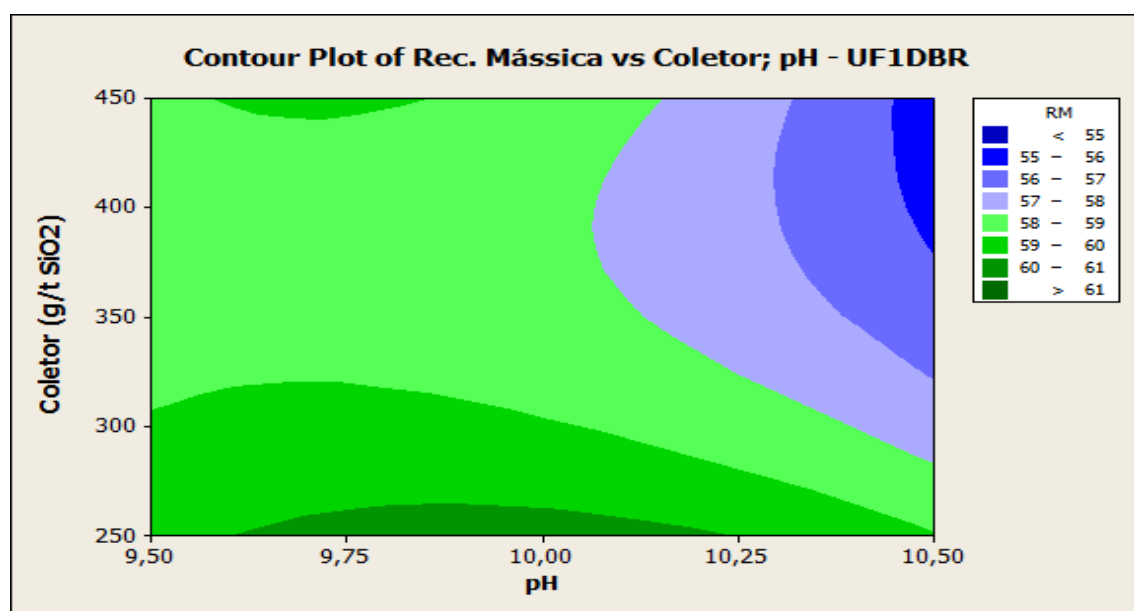


FIGURA 5.37 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica da flotação, coletor e pH (UF1DBR).

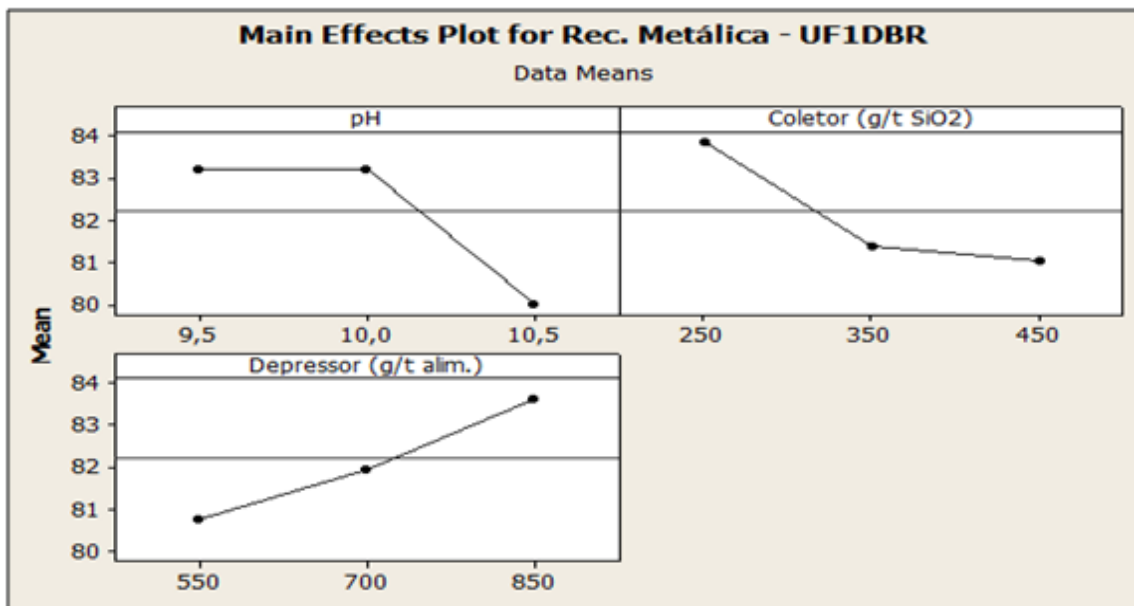


FIGURA 5.38 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação metálica (UF1DBR).

Os gráficos da figura 5.38 mostram que a elevação da dosagem de coletor é o parâmetro que mais afeta a recuperação metálica da flotação, seguido pelo pH. Em contrapartida, a elevação da dosagem de depressor é o fator que promove ganho de rendimento mássico na flotação.

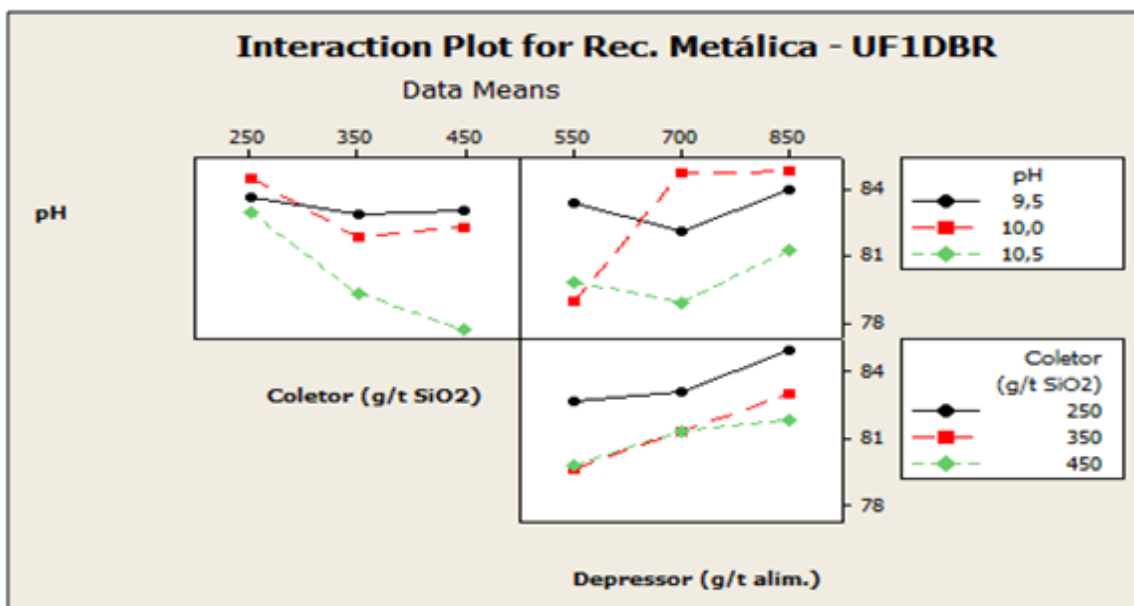


FIGURA 5.39 – Gráficos das interações entre as variáveis para recuperação metálica (UF1DBR).

Analisando os gráficos da figura 5.39 observa-se que para a interação entre pH x dosagem de coletor, ocorre perda de recuperação metálica quando se eleva o coletor para 350g/t, para todos os valores de pH. Com a elevação da dosagem para 450g/t vê-se que para o pH 10.5 a recuperação continua em queda, enquanto que para os valores de pH 9.50 e 10.0 ocorre um pequeno acréscimo na recuperação metálica.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor verifica-se perda de recuperação metálica para os valores de pH 9.50 e 10.50, quando se eleva a dosagem de coletor para 350g/t; entretanto, nota-se que ela sobe novamente com a elevação do depressor para 450g/t. Para o pH 10.0 observa-se que a recuperação é progressiva com a elevação do dosagem de coletor.

Já para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, observa-se que a recuperação metálica aumenta de forma gradativa para todas as dosagens de amina, com o incremento da dosagem de depressor.

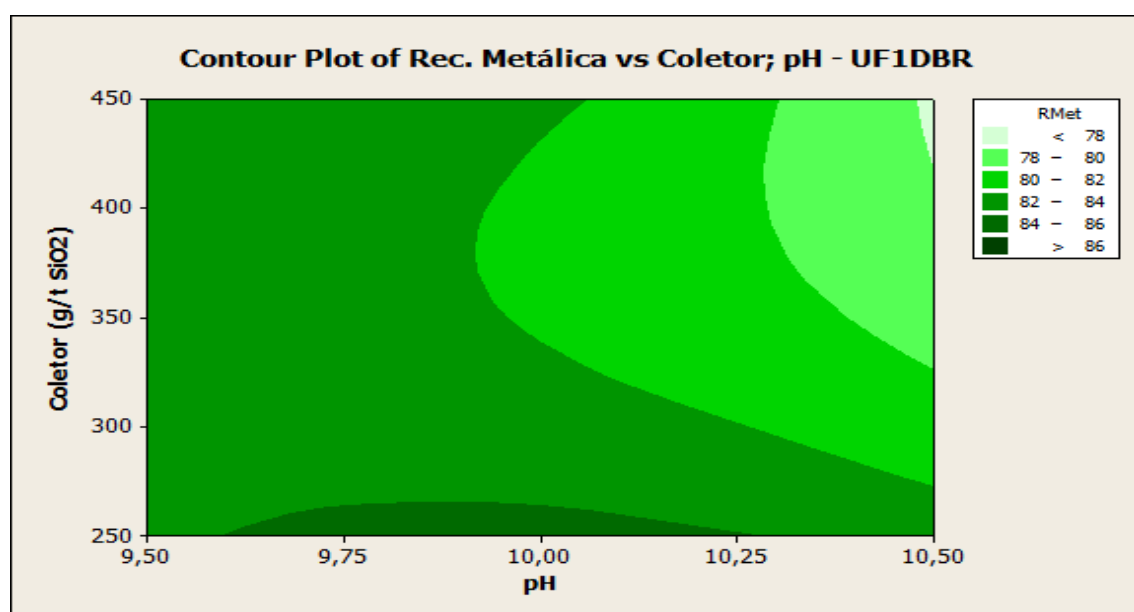


FIGURA 5.40 – Superfície de resposta 2D para recuperação metálica, coletor e pH (UF1DBR).

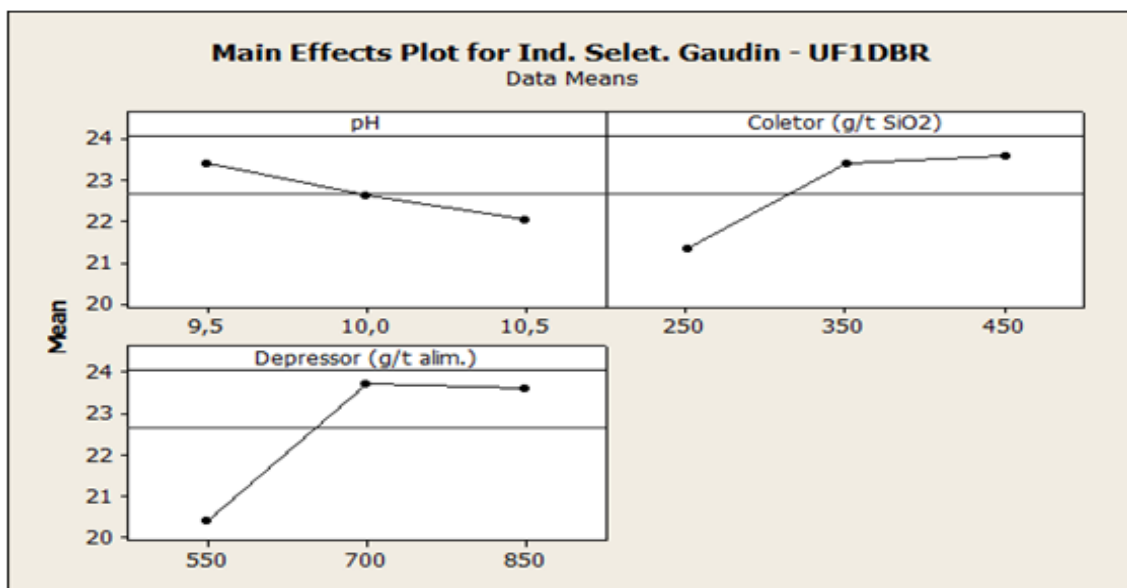


FIGURA 5.41 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o índice de seletividade (UF1DBR).

Observa-se que o aumento do pH reduz de forma gradativa a seletividade do concentrado de flotação. De forma inversa, a elevação da dosagem do coletor promove um ganho significativo de seletividade. Por outro lado, quando se eleva o depressor para a dosagem intermediária, o ganho de seletividade é expressivo; no entanto, quando o depressor está na dosagem máxima, nota-se uma pequena perda de seletividade.

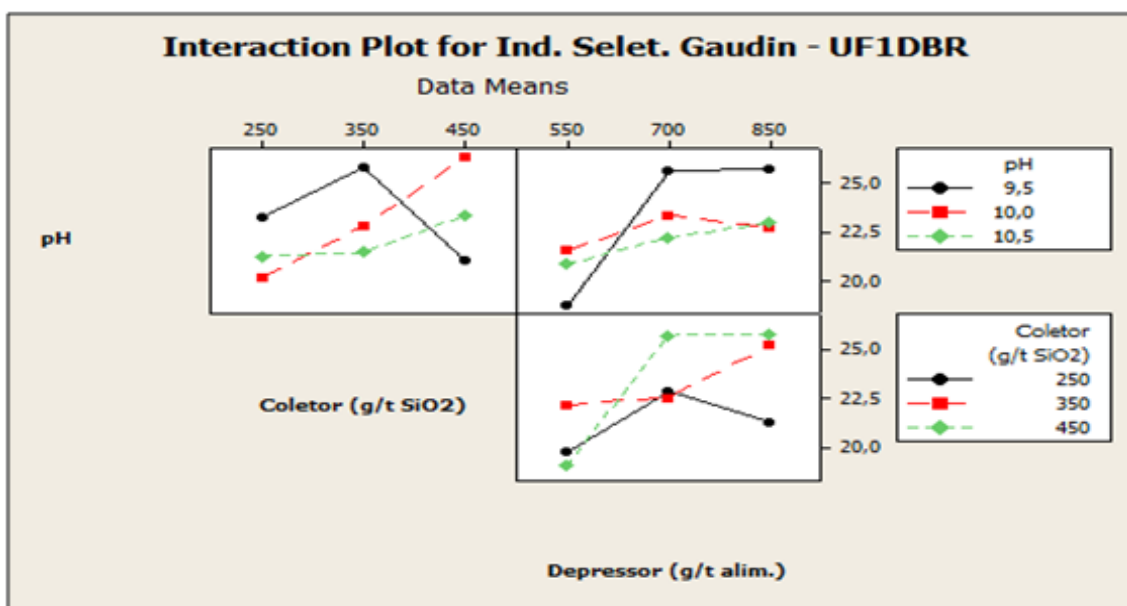


FIGURA 5.42 – Gráficos das interações entre as variáveis para o índice de seletividade (UF1DBR).

Na figura 5.42 observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa. A elevação contínua da dosagem de coletor possibilitou um aumento crescente da seletividade para os valores de pH 10.0 e 10.5, sendo mais acentuado para o primeiro. Para o menor valor de pH, quando o coletor está na dosagem de 350g/t, observa-se um aumento da seletividade; porém, ao elevar o coletor para a dosagem de 450g/t, nota-se uma perda significativa de seletividade.

A interação entre pH x dosagem de depressor, também se mostra significativa e acontece da seguinte forma: a elevação gradativa da dosagem de depressor provoca um expressivo aumento da seletividade, para os valores de pH 9.5 e 10.5, sobretudo para o de menor valor. Por outro lado, para o pH 10.0 observa-se um aumento de seletividade quando a dosagem do depressor está em 700g/t; enquanto, para a dosagem de 850g/t, ocorre perda de seletividade.

Para a interação entre a dosagem de coletor x dosagem de depressor, o comportamento se mostra semelhante à interação anterior, diferindo-se pela faixa de pH e acontece da seguinte forma: a elevação da dosagem de depressor promove um expressivo aumento da seletividade, quando o coletor está nas dosagens de 350g/t e 450g/t, principalmente para a maior dosagem. Quanto ao pH 9.5, observa-se um aumento da seletividade, quando o depressor está na dosagem de 700g/t; porém, quando o depressor está na maior dosagem, ocorre uma redução da seletividade.

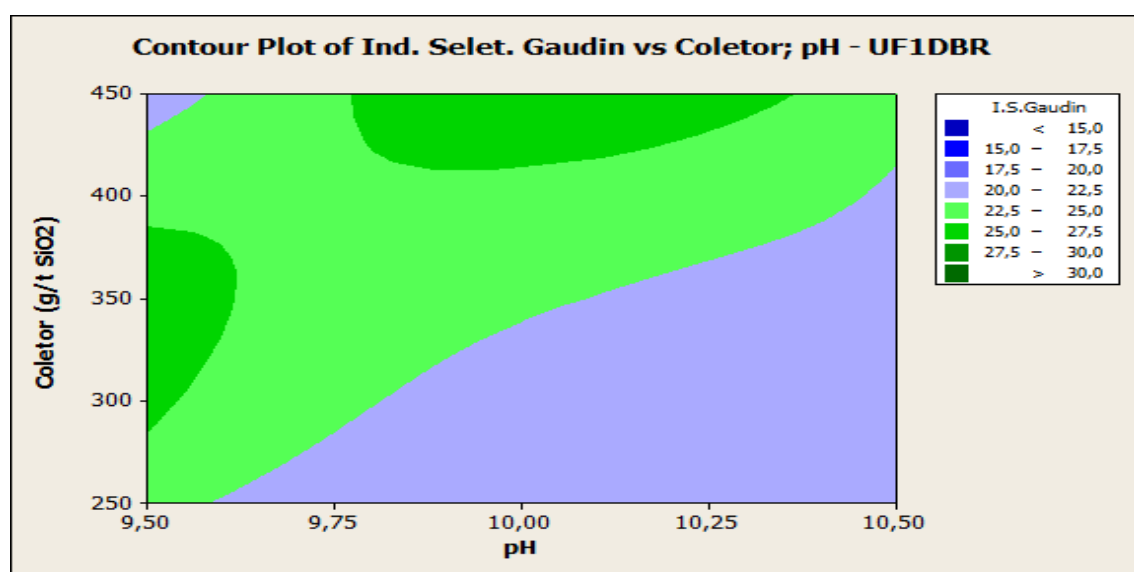


Figura 5.43 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade, coletor e pH (UF1DBR).

5.2.2.3. UFMOBR - *Underflow* dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem de Brucutu

Um resumo dos resultados de flotação obtidos com a amostra de *underflow* dos hidrociclones da deslamagem da moagem de Brucutu é apresentado na tabela V.16. Os resultados completos são apresentados no ANEXO 3.

TABELA V.16 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra UFMOBR.

Amostra	pH	Condição de dosagem		Teores (%)		Recuperação (%)		Ind. Seletiv. Gaudin
		Coletor (g/t SiO ₂)	Depressor (g/t)	Fe Rej.	SiO ₂ Conc.	Mássica	Metálica	
01	9,5	250	550	21,51	1,44	69,79	87,69	11,8
02	9,5	350	550	22,68	1,20	69,21	86,63	12,4
03	9,5	450	550	23,25	0,98	68,48	85,51	13,6
04	9,5	250	700	16,07	1,61	72,93	91,85	13,5
05	9,5	350	700	17,38	1,43	72,12	90,71	13,6
06	9,5	450	700	17,38	1,26	71,41	90,72	14,5
07	9,5	250	850	15,21	1,14	72,92	92,04	16,7
08	9,5	350	850	16,71	1,21	72,02	91,14	15,3
09	9,5	450	850	16,53	1,20	72,23	91,36	15,3
10	10,0	250	550	22,80	1,41	69,19	86,56	11,3
11	10,0	350	550	23,17	1,17	69,04	86,22	12,3
12	10,0	450	550	23,55	1,08	68,41	85,72	12,7
13	10,0	250	700	17,18	1,65	73,02	90,95	12,8
14	10,0	350	700	17,20	1,01	72,07	90,86	16,3
15	10,0	450	700	17,80	1,49	71,72	90,54	13,1
16	10,0	250	850	16,08	1,44	73,02	91,45	14,3
17	10,0	350	850	16,67	1,28	72,34	91,35	14,8
18	10,0	450	850	17,07	1,22	72,16	91,43	14,9
19	10,5	250	550	19,33	8,10	78,22	92,26	5,1
20	10,5	350	550	20,61	1,42	70,23	88,24	12,2
21	10,5	450	550	20,79	1,34	70,09	88,18	12,4
22	10,5	250	700	16,67	3,61	75,16	92,21	8,7
23	10,5	350	700	18,50	2,66	72,91	90,70	9,4
24	10,5	450	700	18,42	1,81	71,84	90,19	11,6
25	10,5	250	850	17,86	3,93	75,32	91,02	8,1
26	10,5	350	850	16,69	1,55	72,37	91,32	13,4
27	10,5	450	850	17,22	1,01	71,65	90,51	16,4
28	10,0	350	700	17,34	1,46	72,34	90,70	13,5
29	10,0	350	700	15,65	1,64	73,19	92,02	13,7

Para esta amostra não foi possível atingir a meta de 0,8% para o teor de sílica no concentrado. Com relação aos indicadores de melhor teor de SiO₂ no concentrado e recuperação metálica associada, pode-se considerar o resultado do teste 14, obtendo-se 1% e 90,9%, respectivamente.

Nota-se que há uma dispersão significativa dos teores de SiO₂ do concentrado. Acredita-se que a dificuldade para obtenção de qualidade está relacionada ao elevado nível de contaminantes, especialmente de aluminossilicatos que adsorve parte do coletor, interferindo assim na coleta do quartzo grosseiro.

Os gráficos dos principais efeitos e interações dos fatores sobre as variáveis resposta, para a amostra de *underflow* dos hidrociclones da deslamagem da moagem de Brucutu, são apresentados nas figuras 5.44 a 5.58: teor de SiO₂ no concentrado, ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade Gaudin.

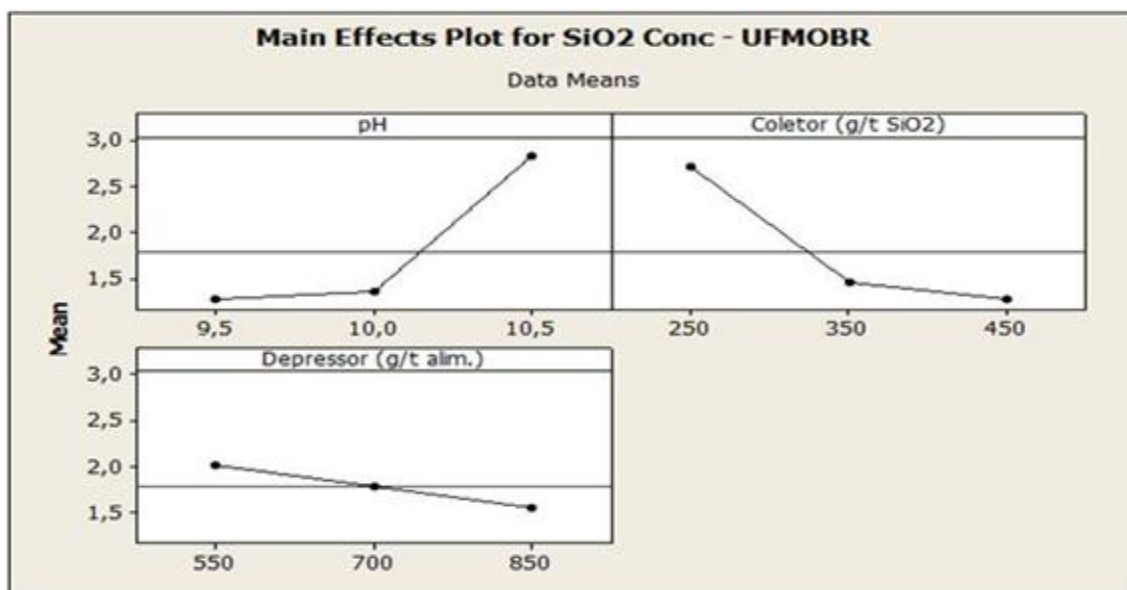


FIGURA 5.44 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado (UFMOBR).

Analisando os gráficos da figura 5.44 vê-se que, na flotação do *underflow* dos ciclones da moagem, o aumento progressivo do pH contribui para elevar a presença de sílica no concentrado; principalmente, quando o pH está no valor máximo. Por outro lado, a elevação da dosagem de coletor, reduz de maneira significativa o teor de sílica no

concentrado, sobretudo na maior dosagem. O aumento da dosagem do depressor promove uma redução suave do teor de sílica no concentrado.

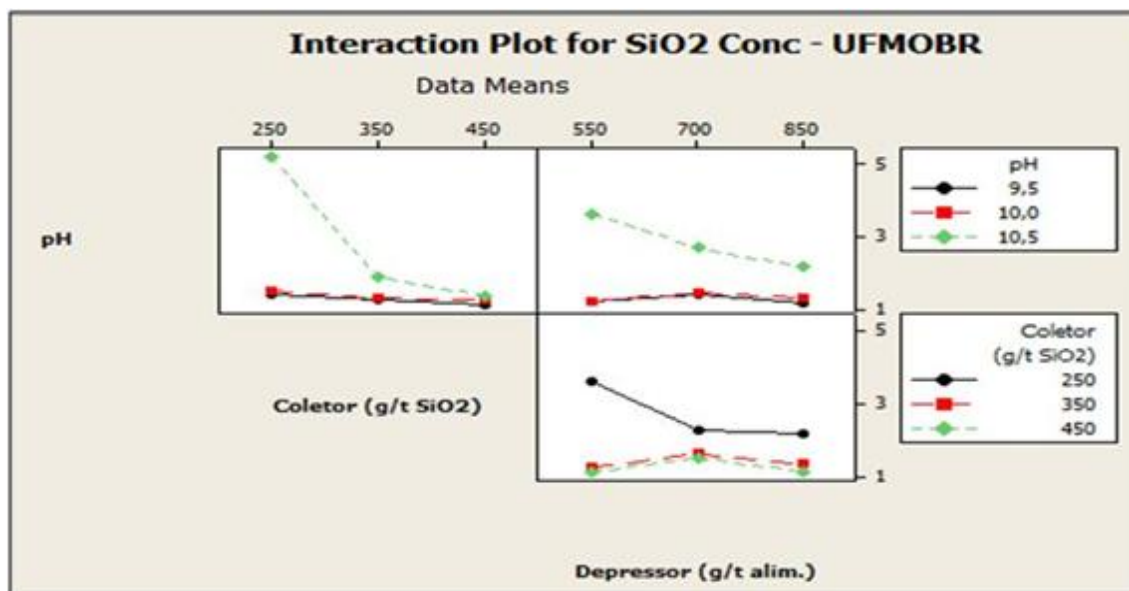


FIGURA 5.45 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado (UFMOBR).

A análise dos gráficos da figura 5.45, mostra que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa, e acontece da seguinte forma: o aumento progressivo da dosagem do coletor promove uma pequena redução do teor de sílica no concentrado, sendo obtidos praticamente os mesmos teores para todas as dosagens testadas, para as faixas de pH mínimo e intermediário. Para a maior faixa de pH, a redução do teor de sílica é bastante significativa ao se elevar o coletor para a dosagem intermediária; entretanto, a redução do teor é pequena quando o coletor atinge a dosagem máxima.

A interação entre pH x dosagem de depressor é menos significativa que a anterior, porém, o comportamento é semelhante para as mesmas faixas de pH e acontece da seguinte forma: para as faixas de pH mínimo e intermediário, a elevação do depressor para as dosagens intermediária e máxima provocaram um discreto aumento e posterior queda do teor de sílica no concentrado, respectivamente, sendo que os teores tem se mantido muito próximos para as respectivas dosagens de depressor e ambas as faixas de pH. Para a maior faixa de pH, o aumento progressivo da dosagem do depressor resultou na queda gradativa do teor de SiO₂.

Para a interação entre coletor x depressor, o comportamento se assemelha bastante a interação anterior, diferindo-se pela variável em estudo e acontece da seguinte forma: para a dosagem mínima do coletor, vê-se que a elevação da dosagem do depressor reduz a presença de sílica no concentrado de flotação. Para as dosagens intermediária e máxima de coletor, nota-se um pequeno acréscimo do teor sílica ao elevar o depressor para a dosagem intermediária; entretanto, ao elevar o depressor para a maior dosagem, vê-se uma ligeira redução do teor de SiO_2 .

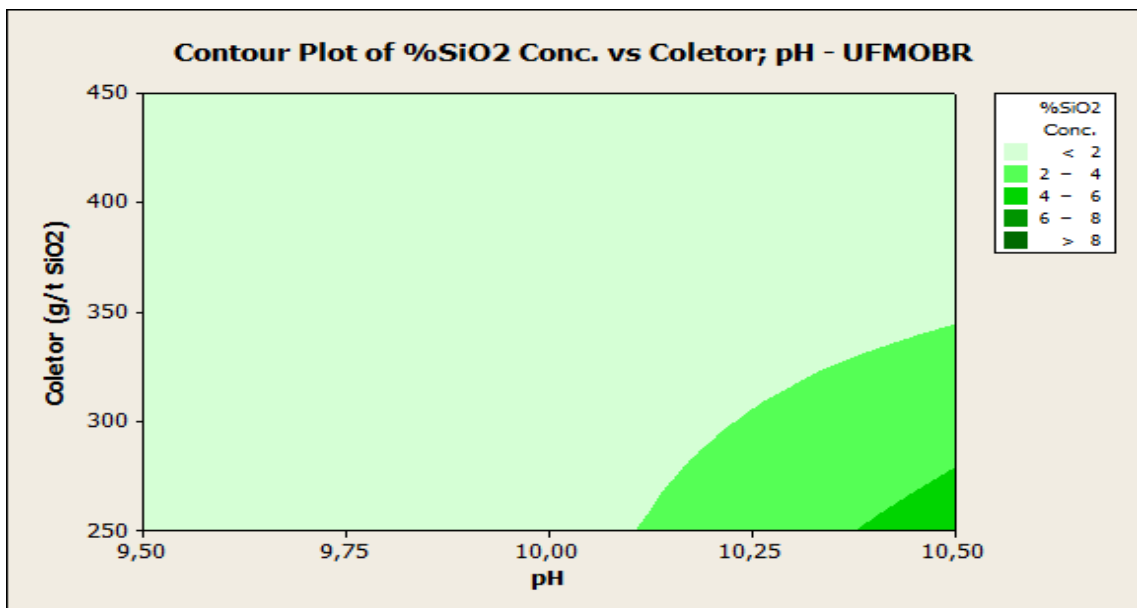


FIGURA 5.46 – Superfície de resposta 2D para o teor de SiO_2 no concentrado, coletor e pH (UFMOBR).

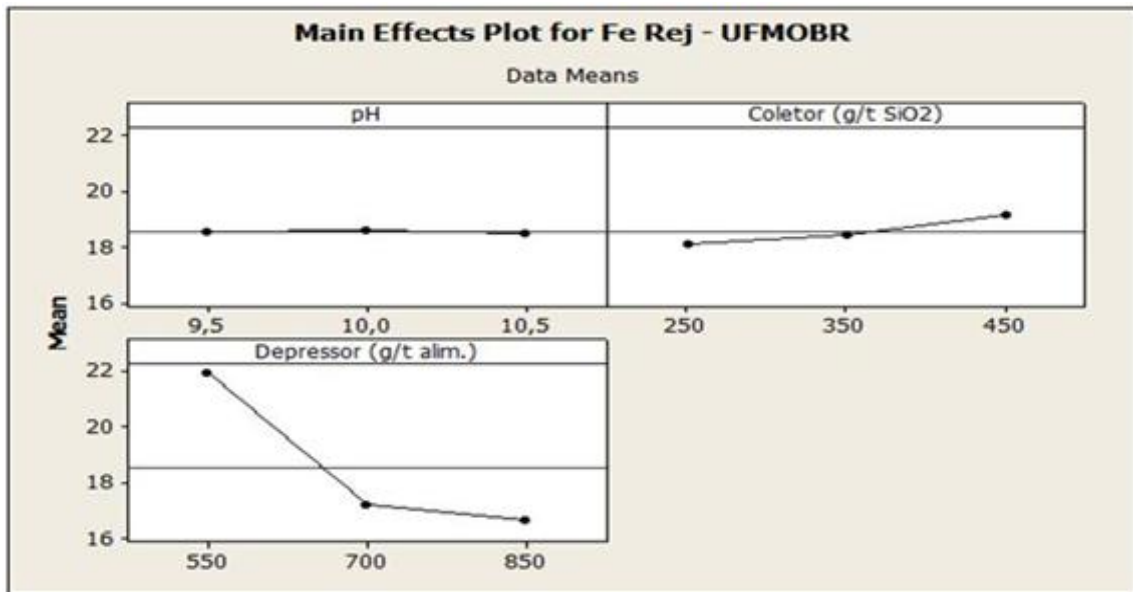


FIGURA 5.47 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito (UFMOBR).

Os gráficos apresentados na figura 5.47 mostram que o aumento da dosagem do depressor reduz significativamente o teor de ferro no rejeito. Por outro lado, o aumento da dosagem do coletor provoca um pequeno acréscimo do teor de ferro no rejeito. Para a variável pH, independentemente da faixa adotada, não houve alteração dos teores de ferro no rejeito.

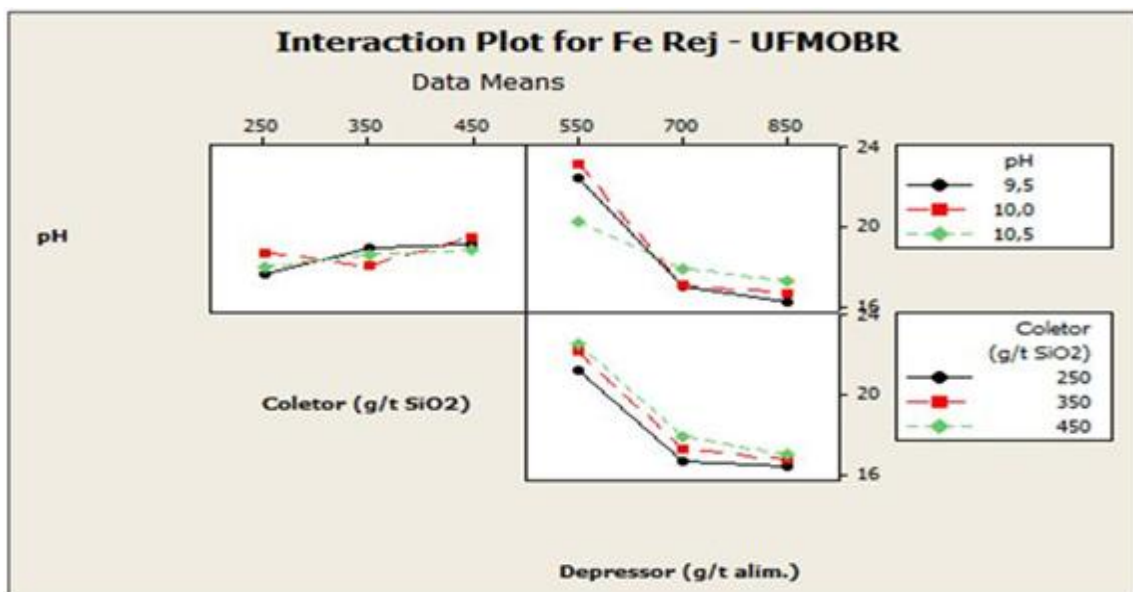


FIGURA 5.48 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito (UFMOBR).

Na análise dos gráficos da figura 5.48 vê-se que, a interação entre pH x dosagem de coletor, é pouco significativa e quase não influencia no teor de ferro no rejeito. Para as faixas mínima e máxima de pH, o aumento do coletor para as dosagens intermediária e máxima, respectivamente, provoca uma elevação gradativa do teor de ferro no rejeito, embora pequena. Para a faixa intermediária de pH, observa-se queda do teor de ferro quando o coletor está na dosagem intermediária; entretanto, quando o coletor está na maior dosagem, vê-se que uma elevação do teores de ferro no rejeito.

A interação entre pH x dosagem de depressor se mostra bastante significativa, capaz de promover uma expressiva redução do teor de ferro no rejeito para todas as faixas de pH, quando se eleva gradativamente a dosagem do depressor, principalmente para as faixas mínima e intermediária de pH.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor se mostra tão significativa quanto a anterior, reduzindo de forma expressiva o teor de ferro no rejeito quando se eleva gradativamente a dosagem do depressor, para todas as faixas de dosagem do coletor.

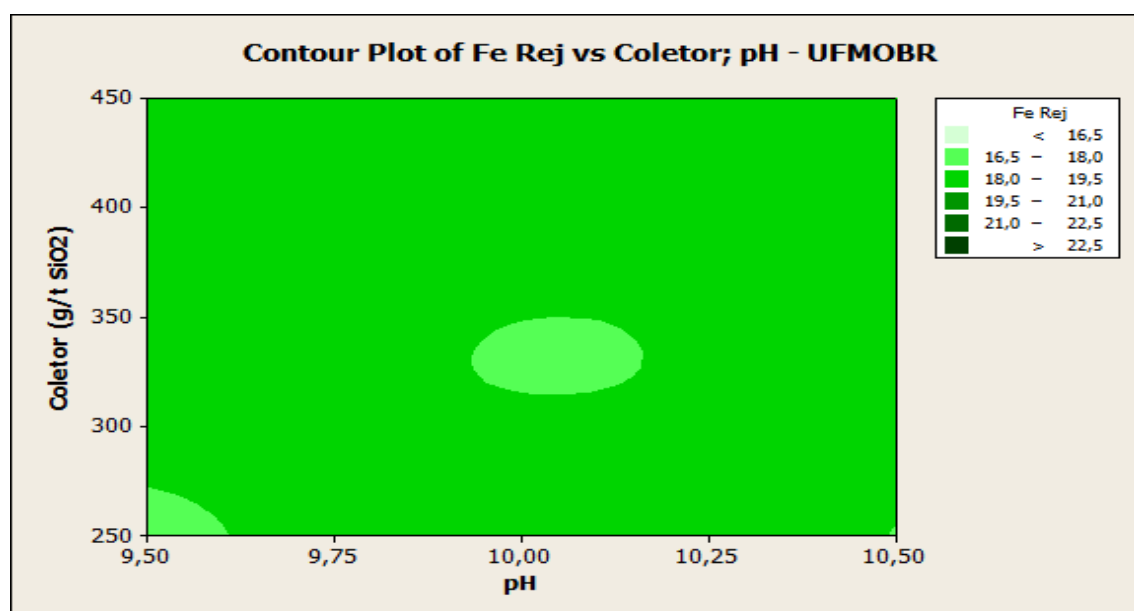


FIGURA 5.49 – Superfície de resposta 2D para teor de ferro no rejeito, coletor e pH (UFMOBR).

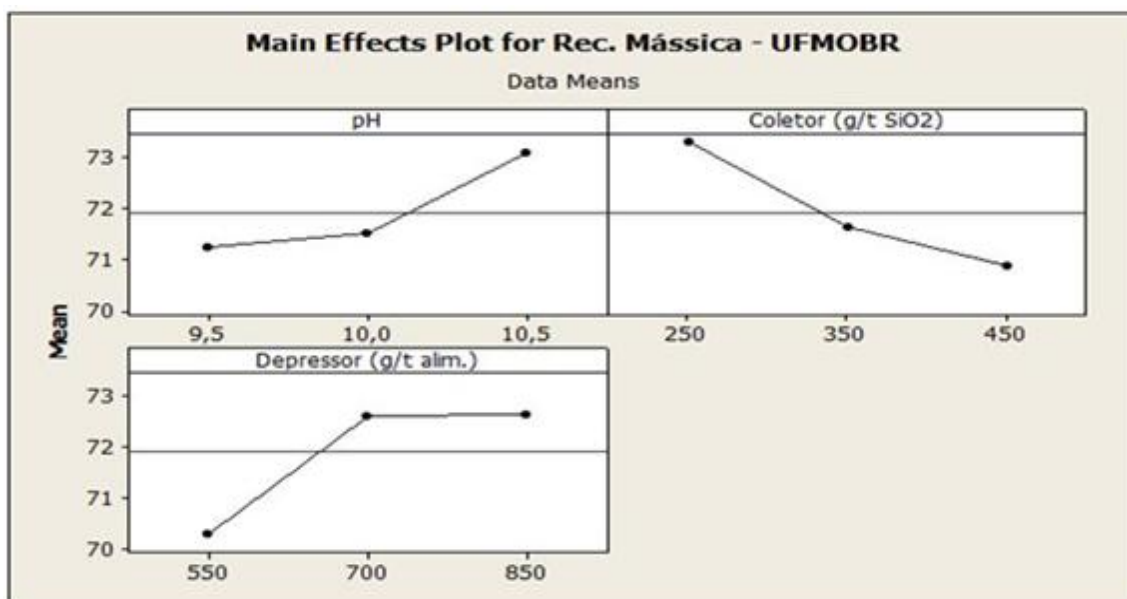


FIGURA 5.50 – Gráfico dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação mássica (UFMOBR).

A figura 5.50 mostra que, na flotação do *underflow* dos ciclones da moagem, um aumento do pH e na dosagem de depressor promovem um ganho de recuperação mássica na flotação, sendo mais significativo para o primeiro. Em contrapartida, um aumento na dosagem do coletor conduz à perda de recuperação mássica.

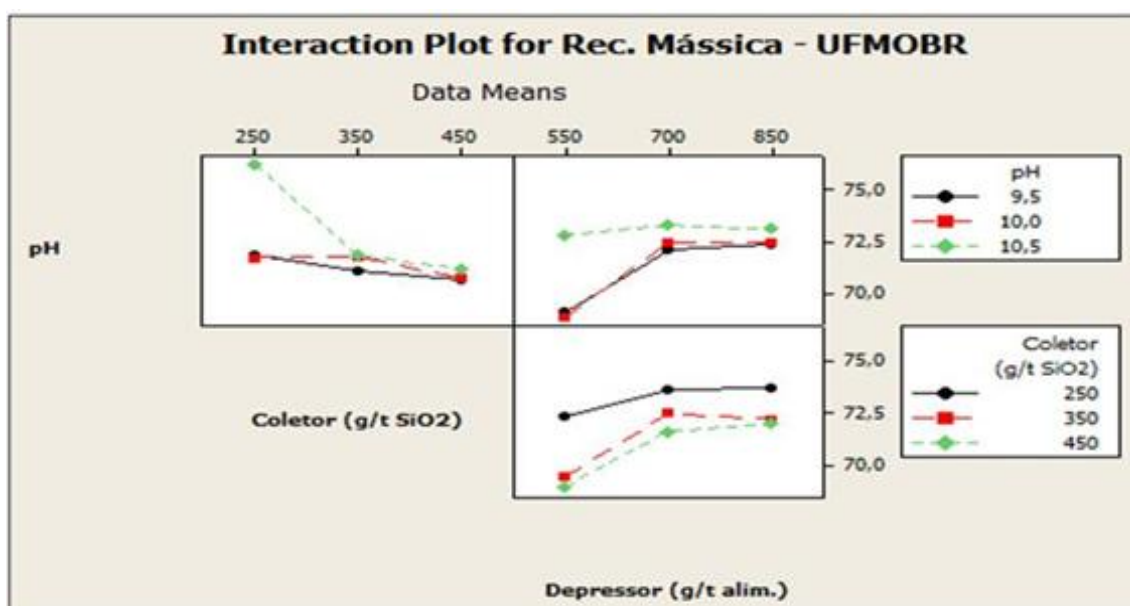


FIGURA 5.51 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação mássica (UFMOBR).

Analisando os gráficos da figura 5.51 vê-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e causa perda de recuperação mássica na flotação. O aumento progressivo do coletor provoca uma redução gradativa da recuperação mássica, para as faixas inferior e superior de pH, sendo mais significativo para esta última faixa. Para a faixa intermediária de pH e dosagem de coletor, observa-se um aumento discreto da recuperação; entretanto, ao se elevar o coletor para a maior dosagem, promove-se uma pequena perda de recuperação mássica.

A interação entre pH x dosagem de depressor é mais significativa, e acontece da seguinte forma: quando se aumenta o depressor para a dosagem intermediária, a recuperação mássica também aumenta de forma expressiva, para as faixas mínima e intermediária de pH; contudo, quando o depressor está na maior dosagem, a recuperação praticamente não se altera, para as respectivas faixas de pH. Para a maior faixa de pH, observa-se um pequeno acréscimo de recuperação e posterior queda, quando o depressor está nas dosagens intermediária e máxima, respectivamente.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor se mostra tão significativa quanto a anterior, e acontece da seguinte forma: ao se elevar o depressor para a dosagem intermediária, ocorre uma elevação da recuperação mássica para todas as faixas de dosagem do coletor. Embora discreta, observa-se que a recuperação se mantém crescente para as faixas mínima e máxima de coletor, quando o depressor está na maior dosagem; entretanto, para a faixa intermediária de coletor, vê-se uma pequena queda.

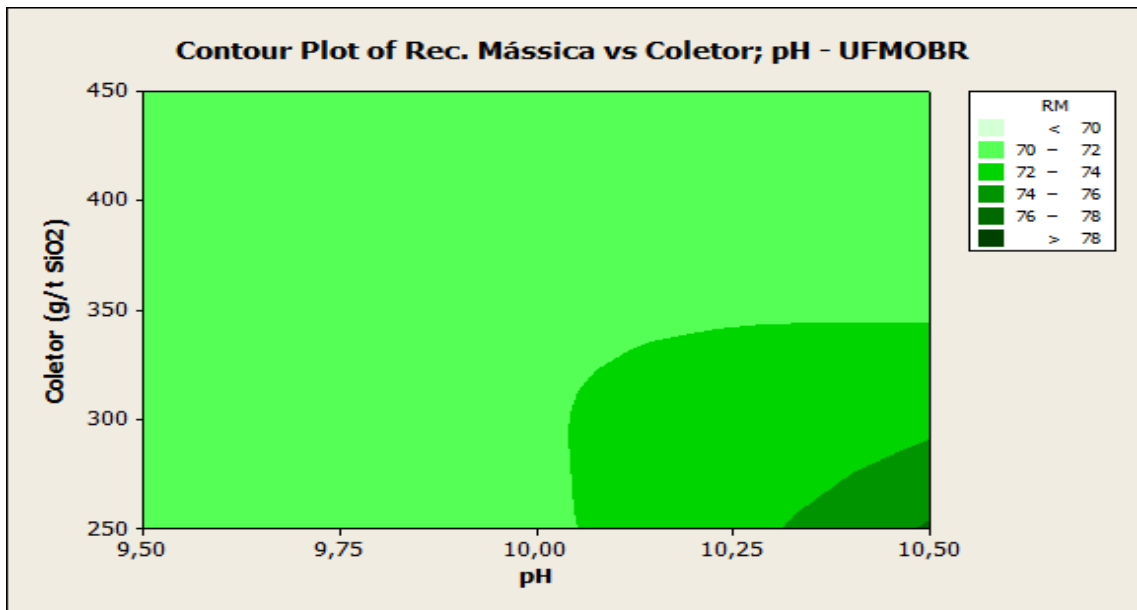


FIGURA 5.52 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica da flotação, coletor e pH (UFMOBR).

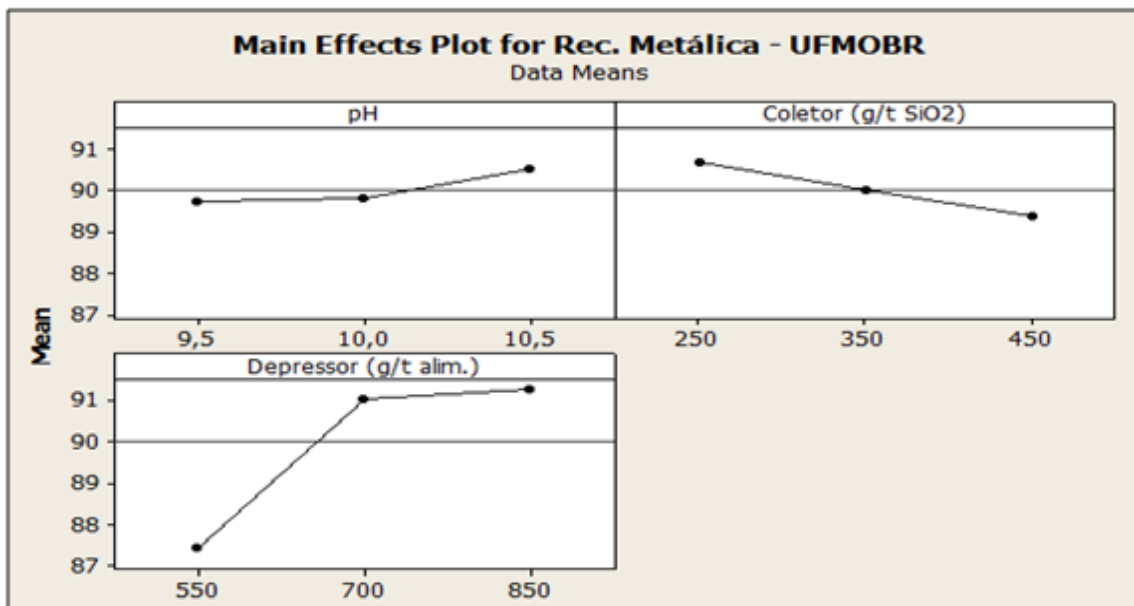


FIGURA 5.53 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação metálica (UFMOBR).

Os gráficos da figura 5.53 mostram que a dosagem de coletor é a variável que mais influencia na recuperação metálica da flotação. A elevação do pH e da dosagem do depressor favorecem ao aumento da recuperação metálica, sendo este último o mais significativo.

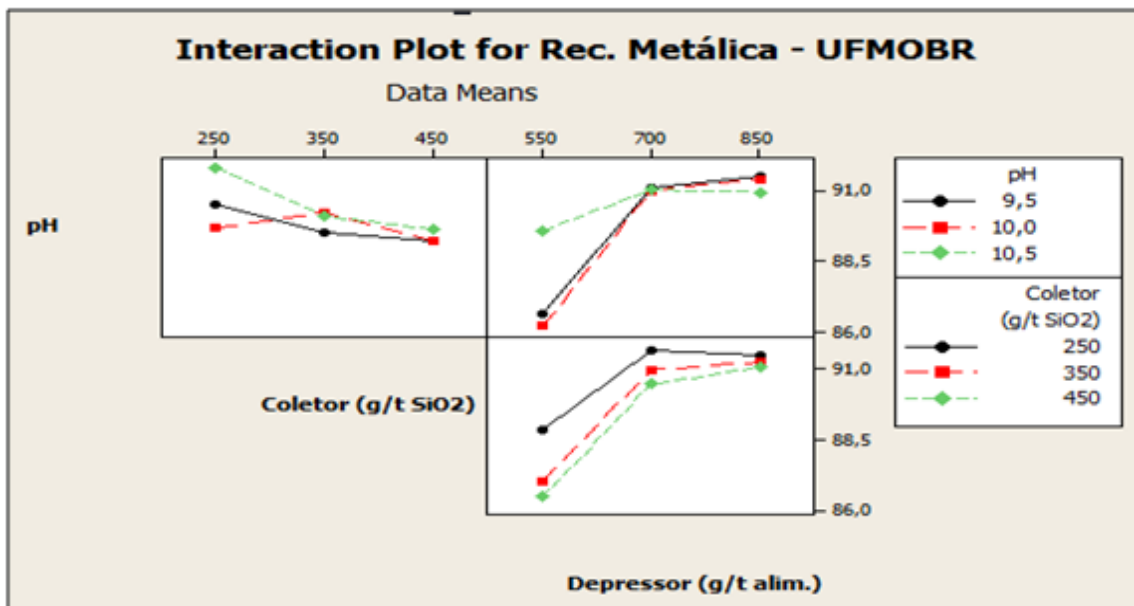


FIGURA 5.54 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação metálica (UFMOBR).

Analisando os gráficos da figura 5.54 verifica-se que a interação entre pH x dosagem de coletor ocasiona perda de recuperação metálica na flotação. Para os valores de pH 9.50 e 10.50, observa-se que ocorre perda gradativa de recuperação com a elevação da dosagem de coletor. Para o pH 10.0 nota-se que há um pequeno ganho de recuperação ao elevar o coletor para a dosagem de 350g/t; entretanto, ao elevá-lo novamente, ocorre perda de recuperação metálica.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor observa-se que ocorre um expressivo aumento da recuperação metálica com a elevação gradativa da dosagem de depressor, principalmente para o pH 9.50 e 10.0.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor apresenta comportamento semelhante a anterior, isto é, ocorre um significativo aumento de recuperação com a elevação gradativa da dosagem de depressor, para as dosagens de coletor em 350g/t e 450g/t. Para a dosagem de coletor em 250g/t, observa-se que ocorre aumento de recuperação ao elevar o depressor para 700g/t; porém, ocorre uma pequena perda de recuperação ao aumentar novamente a dosagem de depressor.

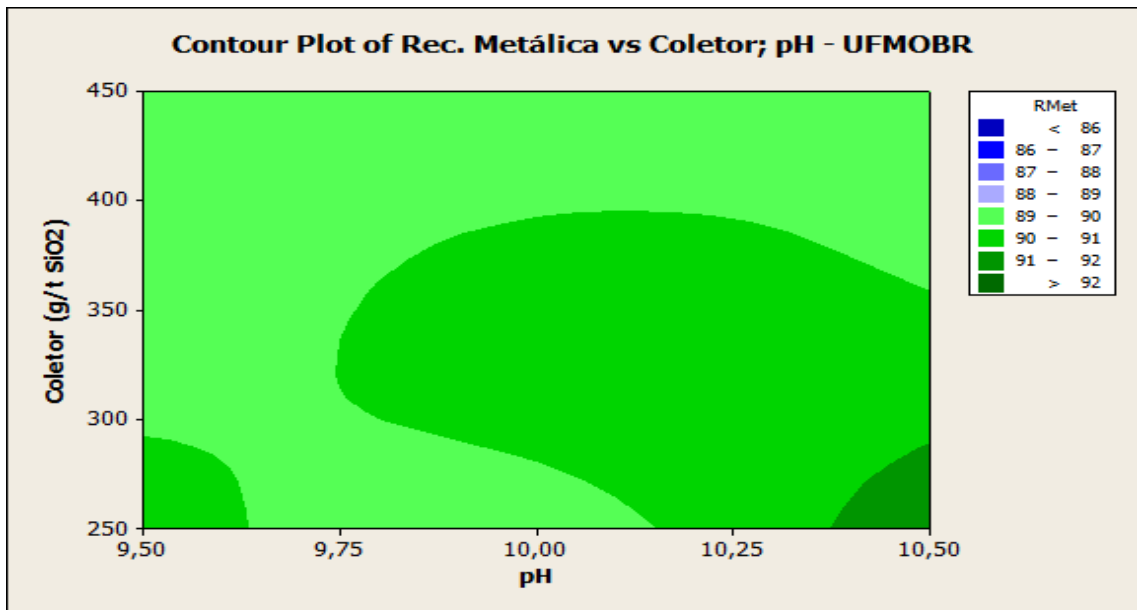


FIGURA 5.55 – Superfície de resposta 2D para recuperação metálica da flotação, coletor e pH (UFMOBR).

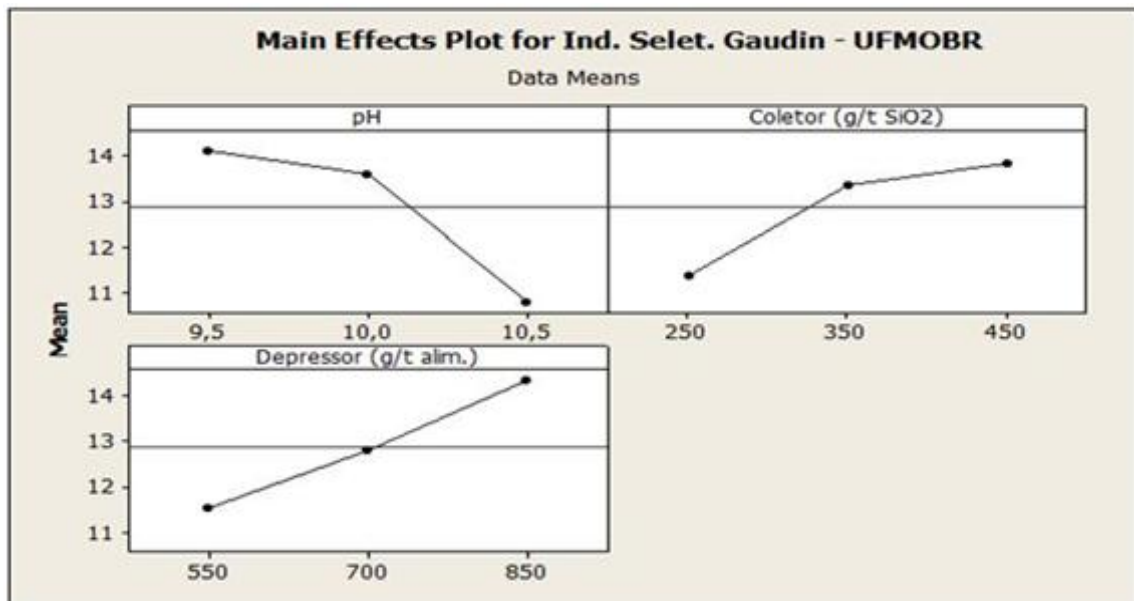


FIGURA 5.56 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o índice de seletividade (UFMOBR).

Analisando os gráficos da figura 5.56 vê-se que o aumento progressivo do coletor e do depressor contribui de maneira significativa para elevar a seletividade da flotação, sendo mais expressivo para o depressor. Por outro lado, a elevação do pH reduz de maneira expressiva o índice de seletividade da flotação.

independente da dosagem do depressor. Nota-se que, para a maior dosagem de coletor, o aumento de seletividade é mínimo, quando o depressor está na dosagem intermediária.

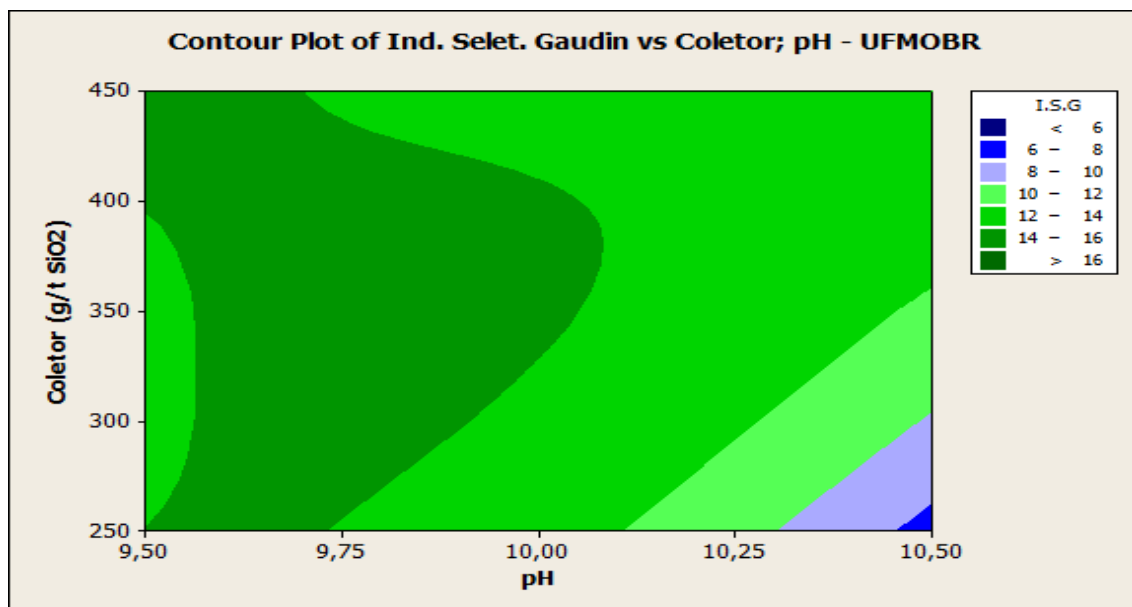


FIGURA 5.58 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade da flotação, coletor e pH (UFMOBR).

5.2.2.4. UF2DBR - *Underflow* da 2ª deslamagem de Brucutu

Na tabela V.17 apresenta-se um resumo dos resultados de flotação obtidos com a amostra de *underflow* da 2ª deslamagem de Brucutu. Os resultados completos são apresentados no ANEXO 4.

TABELA V.17 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra UF2DBR.

Amostra	pH	Condição de dosagem		Teores (%)		Recuperação (%)		Ind. Seletiv. Gaudin
		Coletor (g/t SiO ₂)	Depressor (g/t)	Fe Rej.	SiO ₂ Conc.	Mássica	Metálica	
01	9,5	300	600	36,18	1,91	42,79	56,26	6,4
02	9,5	500	600	41,54	1,66	30,20	39,51	5,8
03	9,5	700	600	42,14	1,56	26,22	37,50	5,7
04	9,5	300	800	36,50	1,44	40,71	55,53	7,2
05	9,5	500	800	39,95	1,25	32,99	44,48	7,0
06	9,5	700	800	41,09	1,39	29,87	40,79	6,3
07	9,5	300	1000	35,50	1,37	40,31	57,31	7,6
08	9,5	500	1000	38,55	1,15	35,35	48,38	7,6
09	9,5	700	1000	39,01	1,06	33,14	47,65	7,7
10	10,0	300	600	37,14	1,34	39,02	54,31	7,3
11	10,0	500	600	40,05	1,50	31,70	44,41	6,3
12	10,0	700	600	41,99	1,21	27,53	36,82	6,6
13	10,0	300	800	36,26	1,28	41,01	55,97	7,7
14	10,0	500	800	38,76	1,24	35,11	48,25	7,3
28	10,0	700	800	39,76	1,07	32,21	44,72	7,6
16	10,0	300	1000	34,49	1,43	44,07	60,26	7,7
17	10,0	500	1000	36,41	1,06	40,62	54,76	8,4
18	10,0	700	1000	38,61	1,18	35,00	48,45	7,5
19	10,5	300	600	35,61	1,67	42,79	58,04	6,9
20	10,5	500	600	39,93	1,28	33,98	44,55	6,9
21	10,5	700	600	42,48	1,40	27,30	35,41	6,1
22	10,5	300	800	32,91	1,48	46,89	64,44	7,9
23	10,5	500	800	38,26	1,33	37,47	49,47	7,1
24	10,5	700	800	38,86	1,40	33,59	48,20	6,7
25	10,5	300	1000	32,57	1,30	47,10	64,68	8,5
26	10,5	500	1000	36,53	0,62	38,47	53,54	11,0
27	10,5	700	1000	38,53	0,75	34,24	47,69	9,4
29	10,0	500	1000	35,44	1,14	41,11	57,86	8,3
30	10,0	500	1000	37,59	1,00	37,39	51,95	8,4

Especificamente para a amostra de *underflow* da 2ª deslamagem, considerando as características físicas da mesma, optou-se por estabelecer que a meta para o teor de sílica no concentrado seria de 1%, como critério para definição do melhor resultado, bem como a melhor recuperação metálica associada, sendo obtido o teste 30, cuja recuperação metálica foi de 52%.

Observa-se que a dispersão para o teor de sílica no concentrado se apresenta semelhante à da amostra de AGFRBR, sendo que apenas 3 testes apresentam resultados dentro do limite especificado em termos de teor de sílica no concentrado. Para todas as condições testadas, a amostra apresenta elevados teores de ferro no rejeito e baixa seletividade. A elevada presença de materiais ultrafinos (lamas), proveniente de minerais argilosos e/ou aluminosos adsorve boa parte do coletor e dificulta a coleta das partículas de sílica, comprometendo assim a seletividade da flotação.

Os gráficos dos principais efeitos e interações dos fatores sobre as variáveis respostas, para a amostra de *underflow* da 2ª deslamagem de Brucutu, são apresentados nas figuras 5.59 a 5.73: teor de SiO₂ no concentrado, ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade Gaudin.

A figura 5.59 mostra os gráficos dos principais efeitos dos fatores para obtenção do teor de sílica no concentrado.

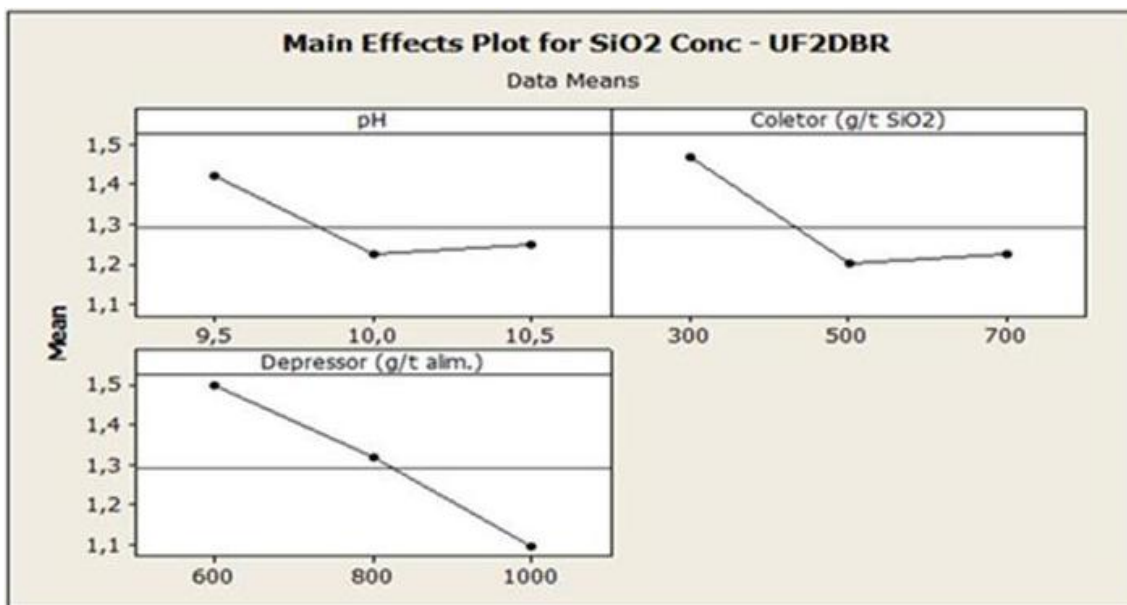


FIGURA 5.59 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado (UF2DBR).

Os gráficos da figura 5.59 mostram que, para a flotação do *underflow* dos ciclones da 2ª deslamagem, um aumento das dosagens do coletor, depressor e do pH proporcionam redução do teor de sílica no concentrado de flotação. Especificamente, para o depressor, se observa que a redução do teor de SiO₂ é contínua com o incremento da dosagem.

A figura 5.60 apresenta os gráficos das interações entre as variáveis para obtenção do teor de SiO₂ no concentrado.

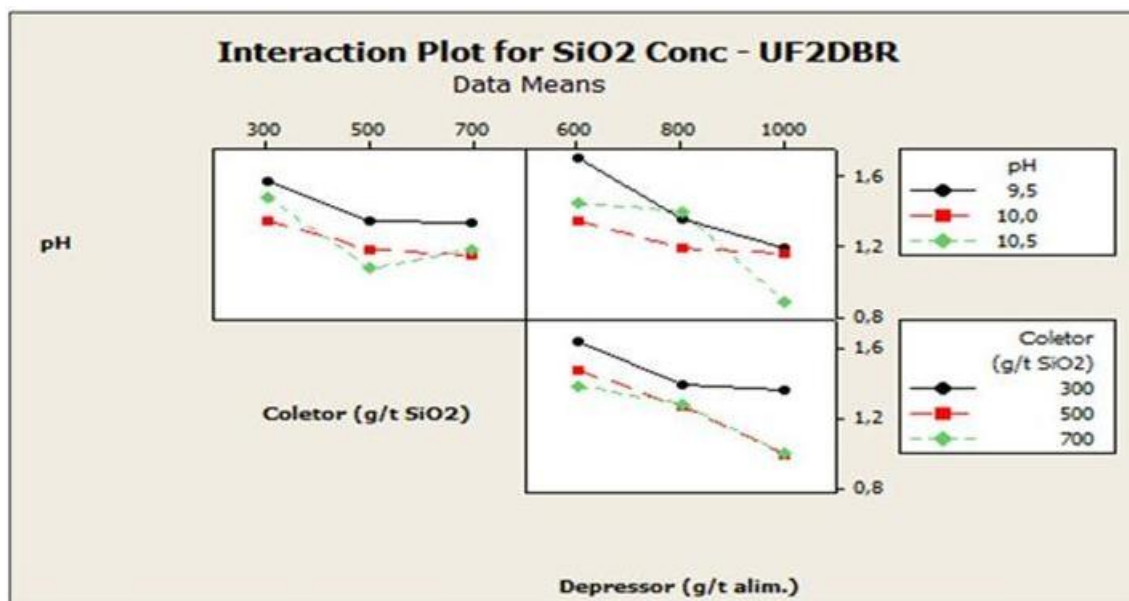


FIGURA 5.60 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado (UF2DBR).

Na análise dos gráficos da figura 5.60 vê-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e acontece da seguinte forma: o aumento progressivo da dosagem de coletor reduz de forma gradativa o teor de SiO₂ no concentrado, para os níveis inferior e intermediário de pH. Para o maior nível de pH, nota-se que a redução do teor de SiO₂ no concentrado é mais acentuada, quando se eleva o coletor para a dosagem intermediária; entretanto, ao aumentá-lo para a maior dosagem, ocorre uma pequena elevação do teor de SiO₂.

A interação entre pH x dosagem de depressor é mais significativa que a anterior e acontece da seguinte forma: o efeito do aumento progressivo da dosagem do depressor é uma redução gradativa do teor de SiO₂ no concentrado, para todos os níveis de pH. Observa-se que para o pH intermediário, a redução do teor de SiO₂ é menos acentuada, em relação aos demais níveis de pH.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, a redução do teor de SiO₂ no concentrado é tão expressiva quanto na interação anterior e acontece da seguinte forma: o aumento da dosagem do depressor reduz o teor de SiO₂ para todas as

faixas de dosagem do coletor. Nota-se que para a menor faixa de dosagem de coletor, a redução do teor de SiO₂ é menor, comparada as demais faixas de dosagem.

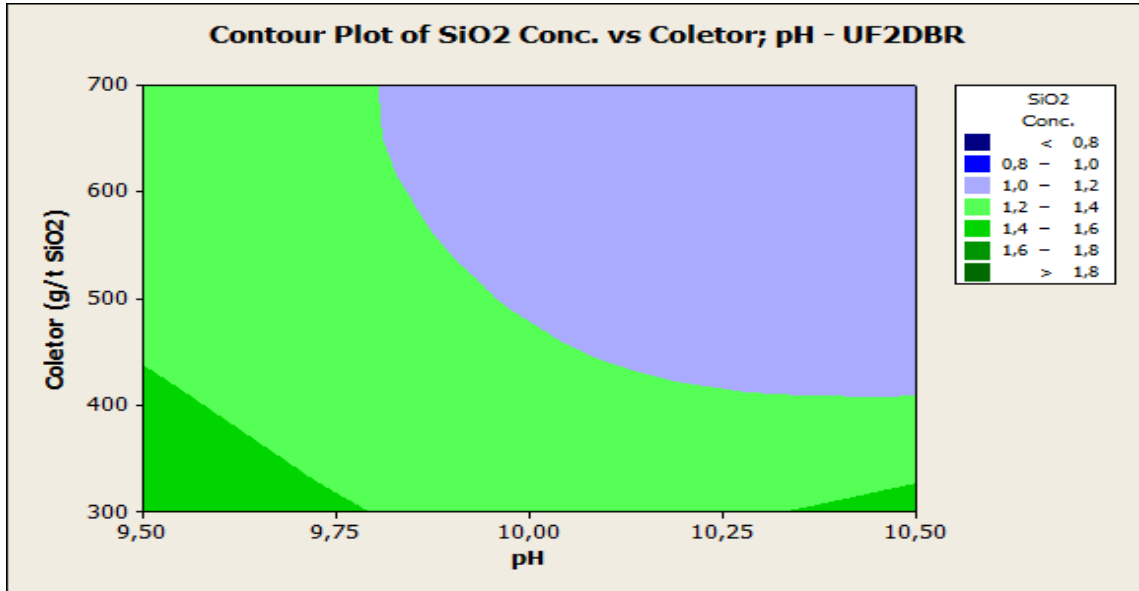


FIGURA 5.61 – Superfície de resposta 2D para o teor de SiO₂ no concentrado, coletor e pH (UF2DBR).

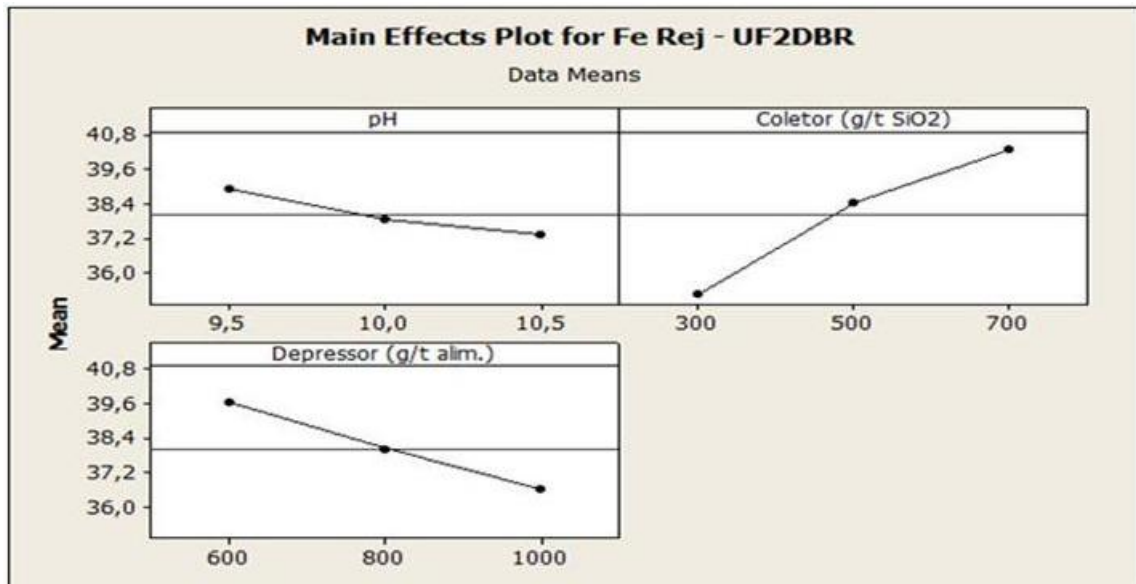


FIGURA 5.62 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito (UF2DBR).

Os gráficos apresentados na figura 5.62 mostram que o aumento do pH e da dosagem de depressor reduzem o teor de ferro no rejeito, sendo o depressor mais efetivo nesta

redução. Por outro lado, o aumento da dosagem do coletor provoca um expressivo aumento do teor de ferro no rejeito, sendo a variável que mais contribui para este fato.

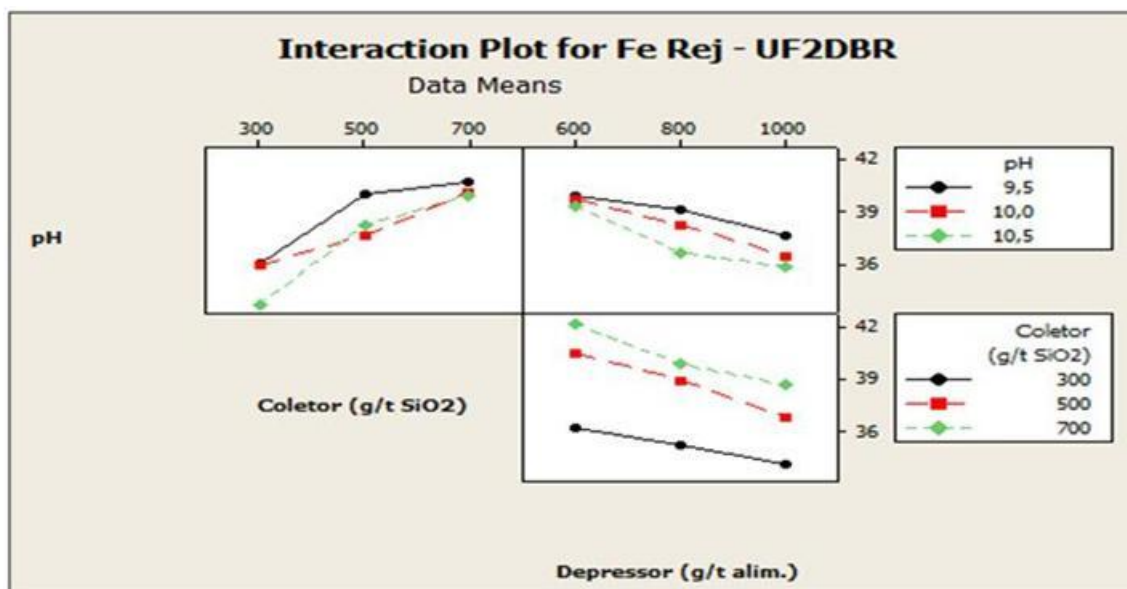


FIGURA 5.63 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito (UF2DBR).

Analisando os gráficos da figura 5.63 vê-se que a interação entre pH e dosagem de coletor é bastante significativa. O aumento progressivo da dosagem de coletor provoca a elevação gradativa do teor de ferro no rejeito, para todas as faixas de pH. O maior teor de ferro no rejeito foi encontrado para a menor faixa de pH.

A interação entre pH x dosagem de depressor apresenta comportamento inverso a interação anterior e permite a seguinte interpretação: o sucessivo aumento da dosagem do depressor promove a redução gradativa e contínua do teor de ferro no rejeito, para todas as faixas de pH. O menor teor de ferro no rejeito foi obtido para a maior faixa de pH.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, observa-se que o comportamento assemelha-se a interação anterior. O aumento progressivo da dosagem de depressor promove a redução gradativa do teor de ferro no rejeito, para todas as faixas de dosagem de coletor. Para esta interação, o menor teor de ferro no rejeito foi obtido para a menor dosagem de coletor.

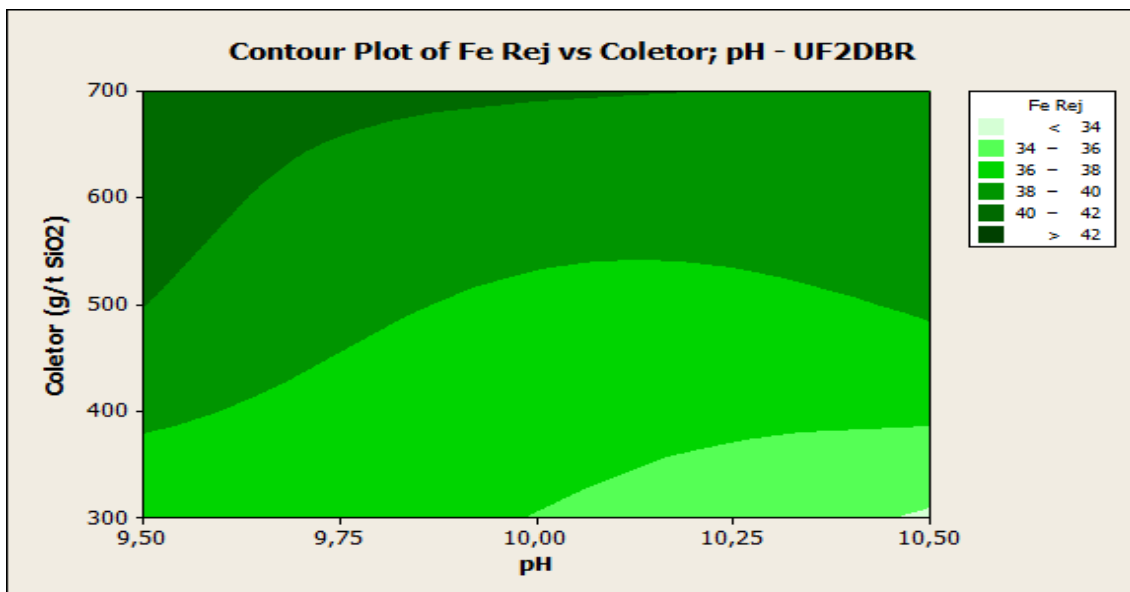


FIGURA 5.64 – Superfície 2D para o teor de ferro no rejeito da flotação, coletor e pH (UF2DBR).

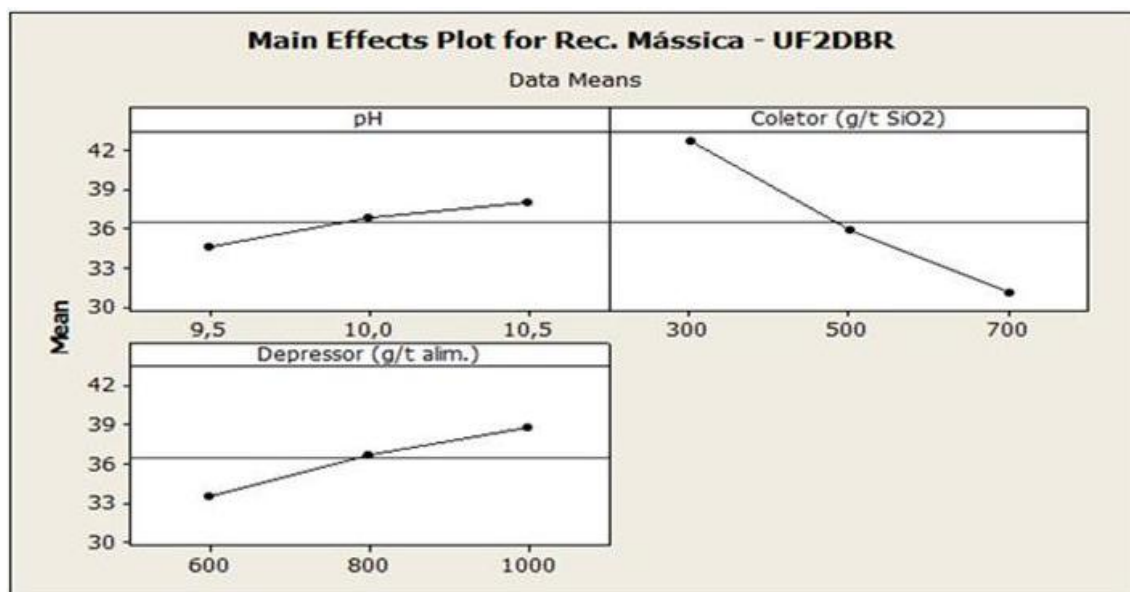


FIGURA 5.65 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação mássica da flotação (UF2DBR).

Na flotação do *underflow* da 2ª deslamagem de Brucutu, vê-se que o aumento da dosagem de coletor reduz de forma significativa à recuperação mássica da flotação. Por outro lado, a elevação progressiva do pH e da dosagem de depressor, respectivamente,

promovem ganhos de recuperação mássica; inclusive, as curvas apresentam comportamentos análogos.

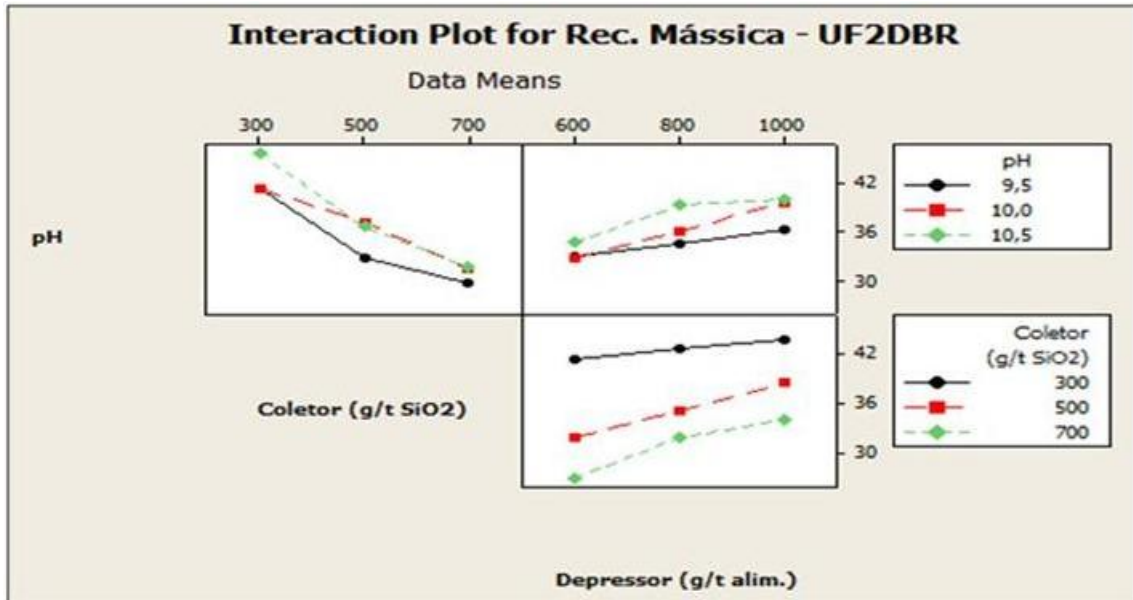


FIGURA 5.66 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação mássica da flotação (UF2DBR).

Os gráficos da figura 5.66 mostram que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa, pois causa expressiva perda de recuperação mássica na flotação. O aumento progressivo da dosagem de coletor provoca redução gradativa da recuperação mássica, para todas as faixas de pH.

A interação entre pH x dosagem de depressor também se mostra significativa e acontece da seguinte forma: o sucessivo aumento da dosagem do depressor eleva de forma gradativa a recuperação mássica da flotação; embora menos expressivo para a menor faixa de pH.

Já a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor apresenta comportamento semelhante ao da interação anterior e acontece da seguinte forma: o aumento progressivo da dosagem do depressor proporciona expressivo ganho de recuperação mássica na flotação para todas as faixas de dosagem de coletor, mostrando-se também menos expressivo para a menor dosagem de coletor.

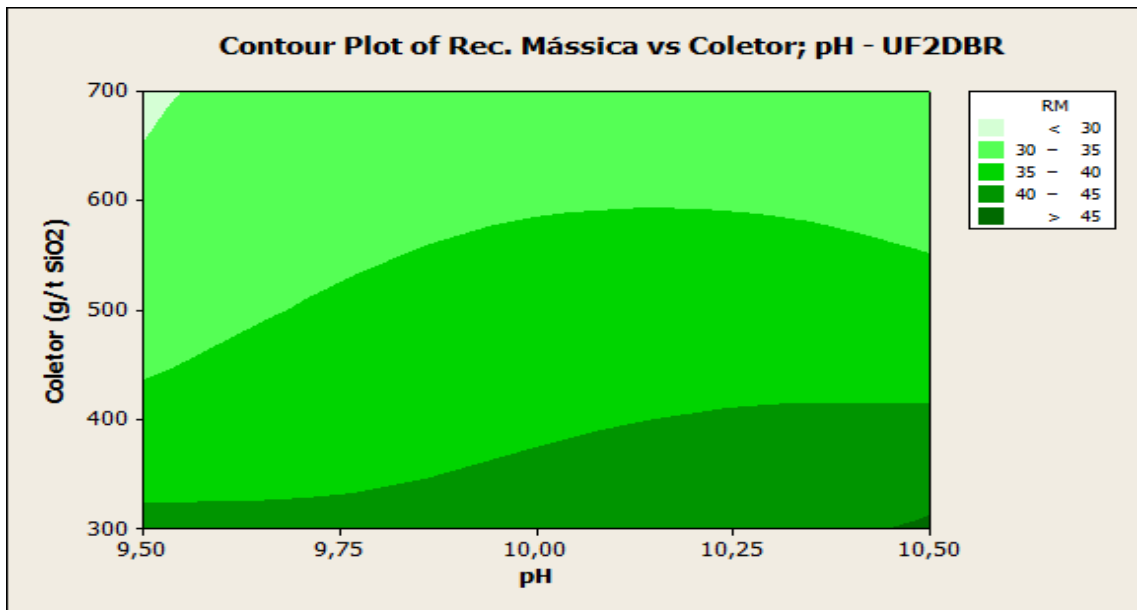


FIGURA 5.67 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica na flotação, coletor e pH (UF2DBR).

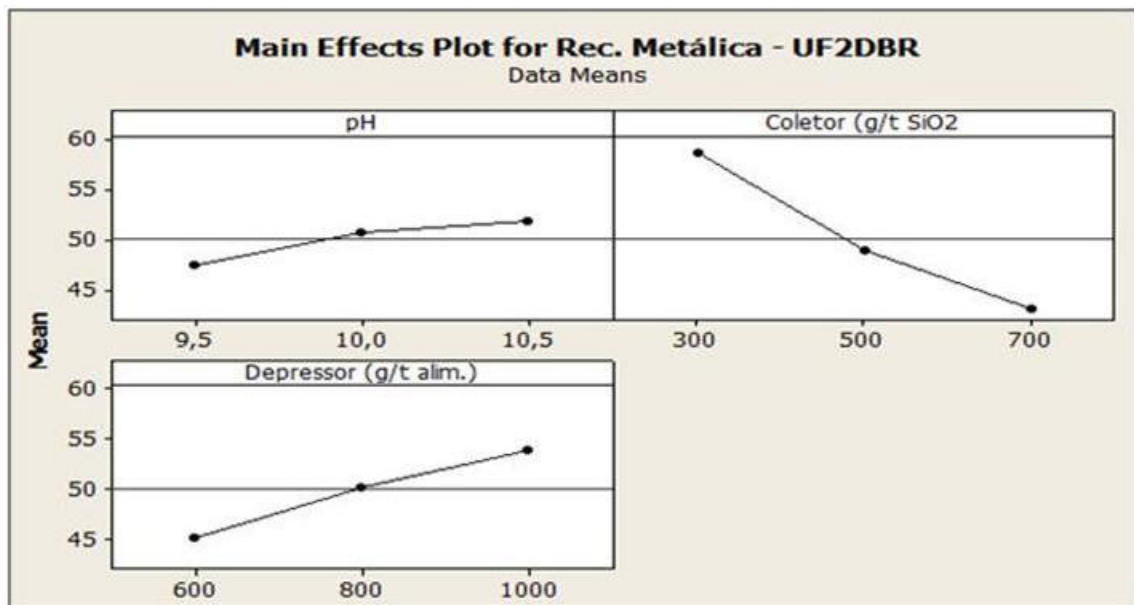


FIGURA 5.68 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação metálica da flotação (UF2DBR).

Os gráficos da figura 5.68 mostram que a elevação da dosagem de coletor é o fator que mais afeta a recuperação metálica da flotação. Por outro lado, a elevação do pH e da dosagem de depressor favorece o aumento da recuperação metálica da flotação.

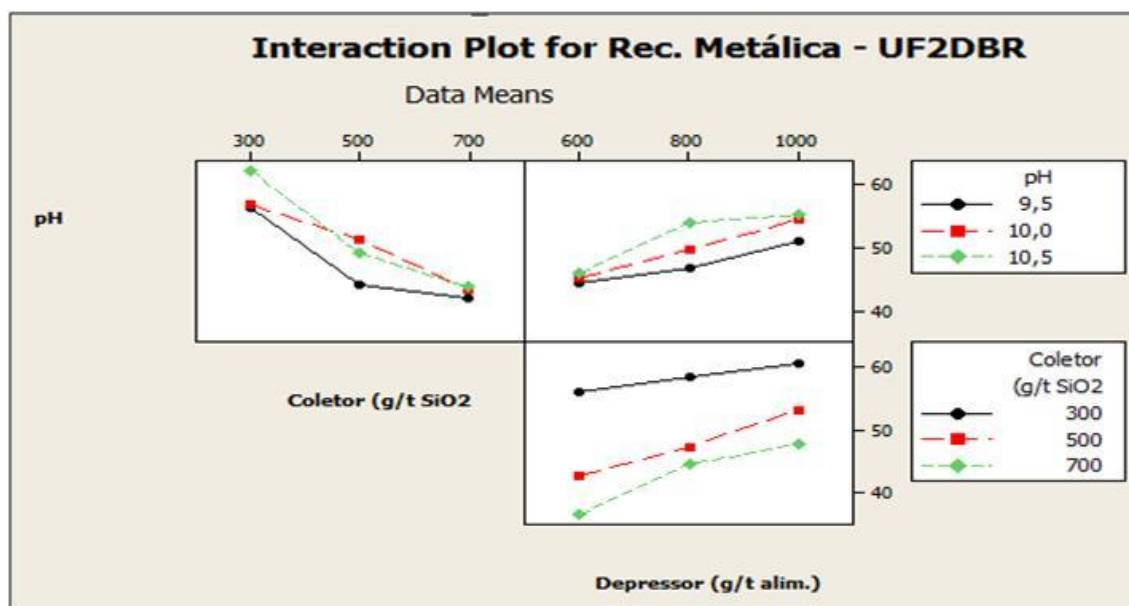


FIGURA 5.69 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação metálica da flotação (UF2DBR).

Analisando os gráficos da figura 5.69 verifica-se que a interação entre pH e dosagem de coletor é significativa. Para todos os valores de pH, a elevação da dosagem de coletor provoca expressiva perda de recuperação metálica.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor observa-se comportamento inverso em relação a interação anterior. Para todas os valores de pH, verifica-se que houve aumento significativo de recuperação com elevação da dosagem de depressor.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor mostra que a elevação da dosagem de depressor promove ganhos de recuperação metálica para todas as dosagens de coletor.

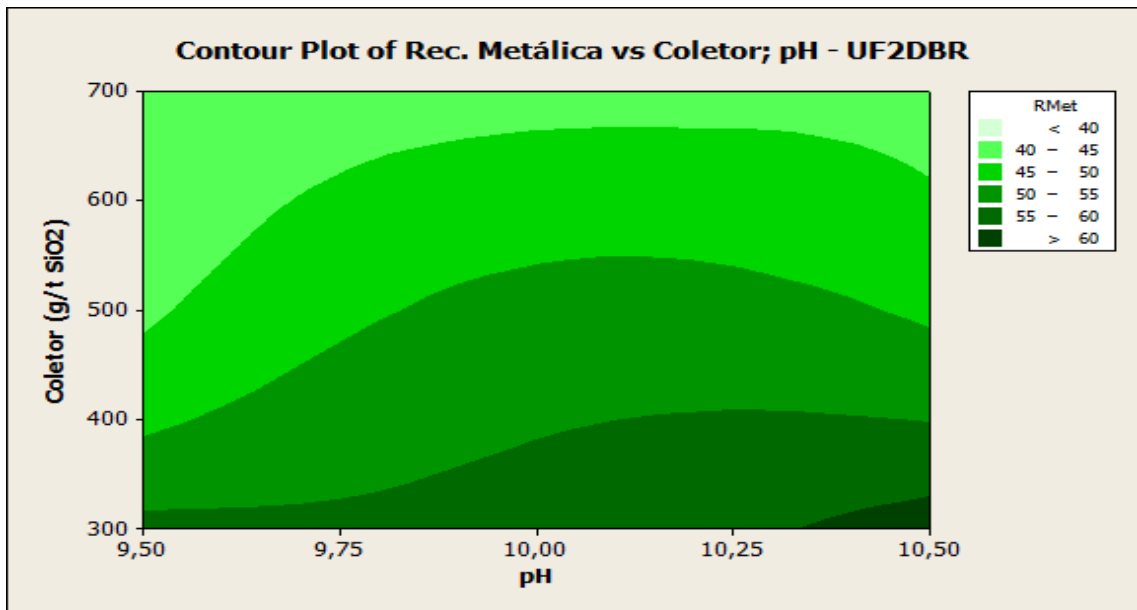


FIGURA 5.70 – Superfície de resposta 2D para recuperação metálica na flotação, coletor e pH (UF2DBR).

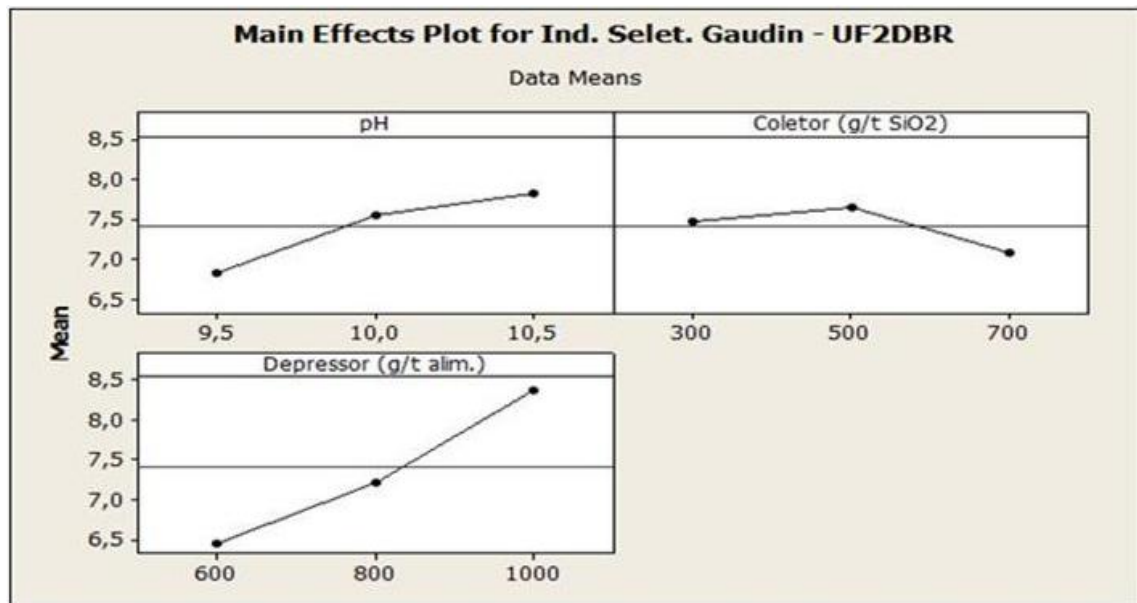


FIGURA 5.71 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o índice de seletividade da flotação (UF2DBR).

Analisando os gráficos da figura 5.71 observa-se que o aumento de pH e da dosagem de coletor favorecem para o aumento do índice de seletividade; enquanto o aumento da dosagem do coletor tende a reduzir a seletividade da flotação.

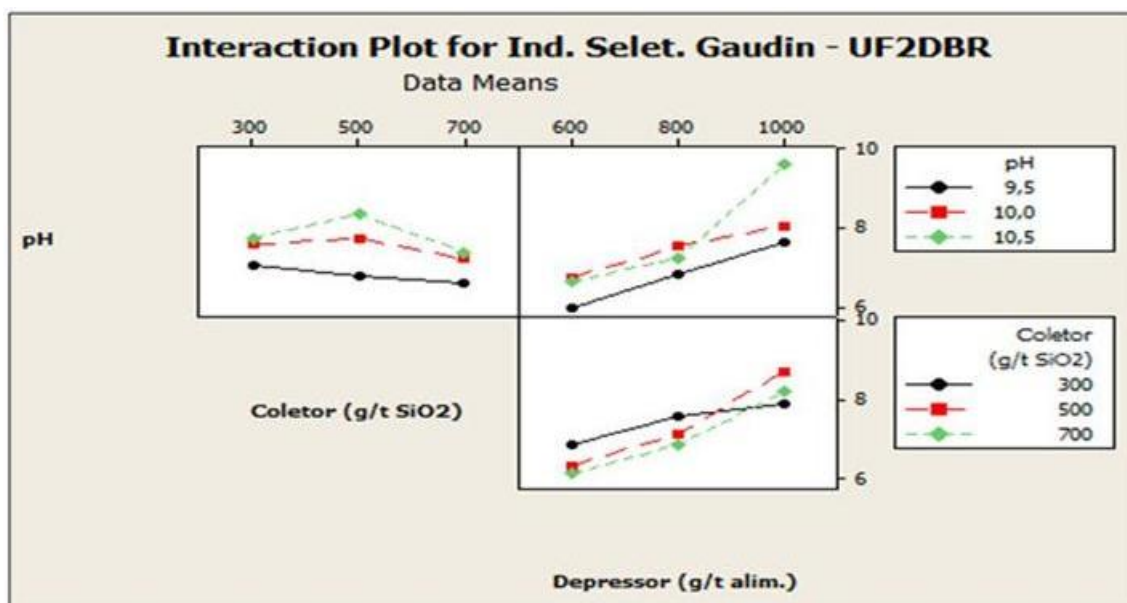


FIGURA 5.72 – Gráficos das interações entre as variáveis para o índice de seletividade da flotação (UF2DBR).

Na análise dos gráficos da figura 5.72 vê-se que a interação entre pH x dosagem de coletor não é muito significativa e acontece da seguinte forma: o aumento do coletor para a dosagem intermediária favorece um pequeno ganho de seletividade, para as faixas média e superior de pH. Entretanto, quando o depressor está na maior dosagem, ocorre uma redução da seletividade. Para a menor faixa de pH, vê-se que o sucessivo aumento da dosagem de depressor reduz gradativamente a seletividade da flotação.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor vê-se que ocorre um relativo ganho de seletividade na flotação quando se eleva progressivamente a dosagem de depressor, para todas as faixas de pH, sendo mais acentuada para a maior faixa de pH.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor apresenta semelhança de comportamento com a interação anterior. O contínuo aumento de dosagem de depressor propiciou ganhos de seletividade, para todas as faixas de dosagem de coletor; embora ligeiramente menor para a faixa mínima de dosagem de coletor.

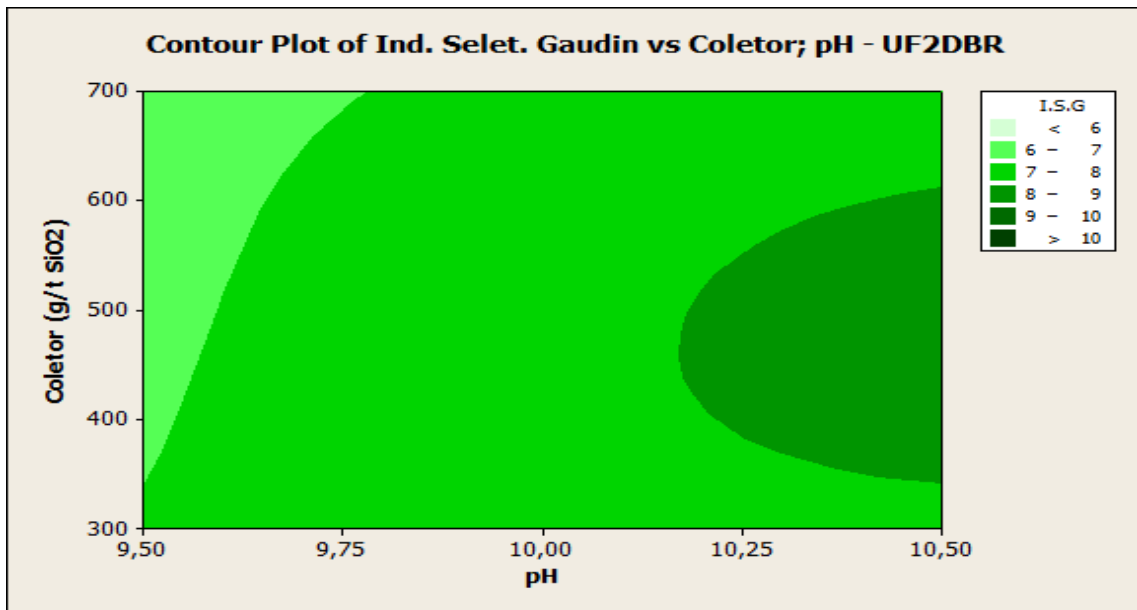


FIGURA 5.73 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade da flotação, coletor e pH (UF2DBR).

5.2.2.5. Blend Natural (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))

Um resumo dos resultados de flotação obtidos com a amostra do *blend* natural é apresentado na tabela V.18. Os resultados completos são apresentados no ANEXO 5.

Tabela V.18 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra *Blend Natural*.

Amostra	pH	Condição de dosagem		Teores (%)		Recuperação (%)		Ind. Seletiv. Gaudin
		Coletor (g/t SiO ₂)	Depressor (g/t)	Fe Rej.	SiO ₂ Conc.	Mássica	Metálica	
02	9,5	300	600	36,78	1,11	48,70	61,93	8,3
03	9,5	500	600	39,41	0,90	43,08	55,27	8,5
08	9,5	300	800	33,34	1,32	54,48	69,88	8,3
09	9,5	500	800	40,14	1,14	41,77	52,85	7,3
11	9,5	300	1000	29,76	1,25	56,61	74,99	9,6
12	9,5	500	1000	32,16	1,34	53,69	70,79	8,6
13	9,5	700	1000	32,54	1,21	53,48	70,15	9,0
14	10,0	300	600	34,60	1,74	51,82	68,05	7,0
15	10,0	500	600	38,45	1,28	44,84	58,26	7,3
16	10,0	700	600	40,83	1,52	40,09	52,51	6,2
17	10,0	300	800	28,99	1,49	58,28	76,36	9,0
18	10,0	500	800	32,81	1,23	52,58	69,53	8,8
19	10,0	700	800	35,39	1,09	49,16	64,20	8,7
20	10,0	300	1000	29,37	1,92	58,85	76,01	7,7
21	10,0	500	1000	31,87	1,41	54,11	70,73	8,5
22	10,0	700	1000	31,52	1,56	53,16	72,16	8,1
23	10,5	300	600	27,58	2,74	61,26	79,75	6,8
24	10,5	500	600	30,71	1,41	56,93	73,97	8,8
25	10,5	700	600	35,60	1,12	49,72	65,21	8,4
26	10,5	300	800	29,14	2,17	59,39	75,82	7,4
27	10,5	500	800	30,65	2,54	56,94	74,54	6,4
28	10,5	700	800	31,07	1,32	54,84	73,35	8,9
29	10,5	300	1000	29,29	3,72	60,20	77,68	5,5
30	10,5	500	1000	30,18	1,47	56,38	74,28	8,7
31	10,5	700	1000	32,86	1,26	52,95	70,06	8,6

Para o *blend* natural, considerou-se o mesmo critério adotado para a amostra de UF2DBR para definição do melhor resultado, isto é, a meta de sílica no concentrado deve ser de 1% com a melhor recuperação metálica associada, sendo obtido o teste 3 com recuperação metálica de 55,3%.

Com relação à dispersão do teor de SiO₂ no concentrado, vê-se que houve um aumento significativo em relação a amostra de AGFRBR. Observa-se que é uma amostra que

apresenta dificuldade para obtenção de qualidade, visto que ambas as amostras que compõem este *blend* já apresentam elevados níveis de contaminantes e de materiais ultrafinos, provenientes de minerais argilosos e/ou aluminosos, resultante da ineficiência da deslamagem. Todas as condições testadas apresentam elevados teores de ferro no rejeito e baixa seletividade.

Os gráficos dos principais efeitos e interações dos fatores sobre as variáveis resposta, para a amostra de *underflow* da moagem de Brucutu, são apresentados nas figuras 5.74 a 5.88: teor de SiO₂ no concentrado, ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade *Gaudin*.

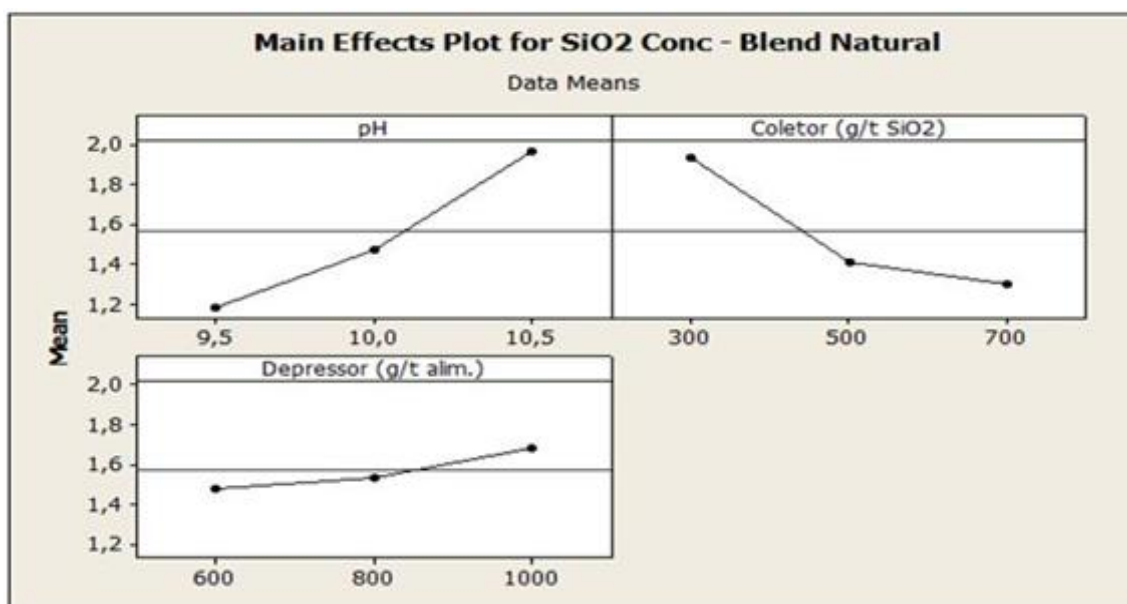


FIGURA 5.74 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado (*Blend* natural).

Analisando os gráficos da figura 5.74 observa-se que na flotação do *blend* natural (composição entre UF2DBR + UFMOBR) um aumento na dosagem de coletor proporciona redução do teor de SiO₂ no concentrado. Por outro lado, maiores dosagens de depressor e valores de pH aumentam a presença de SiO₂ no concentrado de flotação.

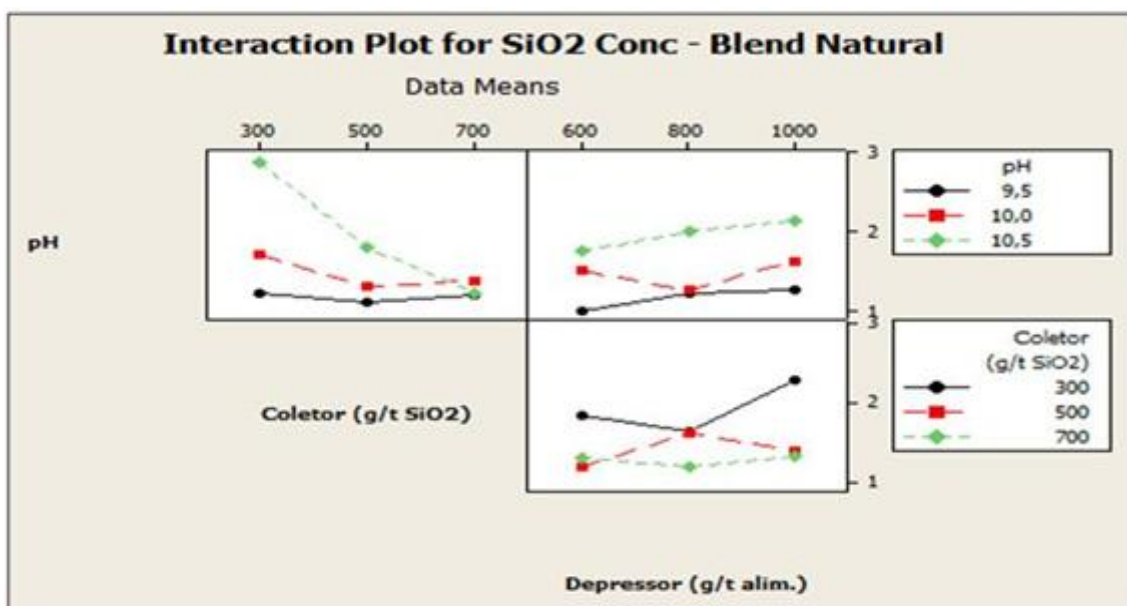


FIGURA 5.75 – Gráficos das interações entre os fatores para o teor de SiO₂ no concentrado (*Blend natural*).

Na análise dos gráficos da figura 5.75 vê-se que na flotação do *blend natural* a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e acontece da seguinte forma: ao se aumentar o coletor para a dosagem intermediária, observa-se uma pequena redução do teor de SiO₂, para as faixas mínima e intermediária de pH; entretanto, quando o coletor está na maior dosagem, ocorre um ligeiro aumento no teor de SiO₂. Para a maior faixa de pH, ocorre uma significativa redução do teor de SiO₂, com o aumento progressivo da dosagem de coletor.

A interação entre pH x dosagem de depressor é menos relevante e acontece da seguinte forma: ao se elevar gradativamente a dosagem do depressor, nota-se um pequeno aumento do teor de SiO₂, para as faixas mínima e superior de pH. Para a faixa intermediária de pH, o aumento do depressor para a respectiva dosagem promove uma redução no teor de SiO₂; porém, quando o depressor está na maior dosagem, o teor de SiO₂ aumenta novamente.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor não é significativa e acontece da seguinte forma: o aumento do depressor para a dosagem intermediária reduz ligeiramente a presença de SiO₂ no concentrado, para as dosagens inferior e superior de coletor; entretanto, quando o depressor está na maior dosagem, observa-se

que o teor de SiO₂ no concentrado se eleva. Para a dosagem intermediária de coletor vê-se que o aumento do depressor para a referida dosagem provoca elevação do teor de SiO₂; entretanto, o aumento do depressor para a maior dosagem reduz o teor de SiO₂ no concentrado.

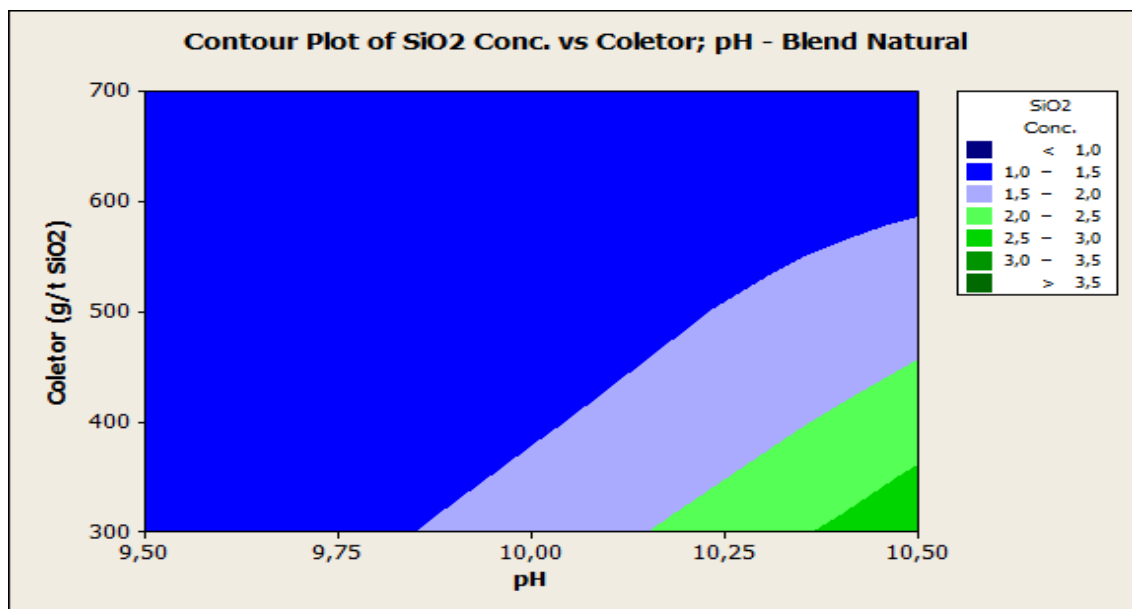


FIGURA 5.76 – Superfície de resposta 2D para o teor de SiO₂ no concentrado de flotação, coletor e pH (*blend natural*).

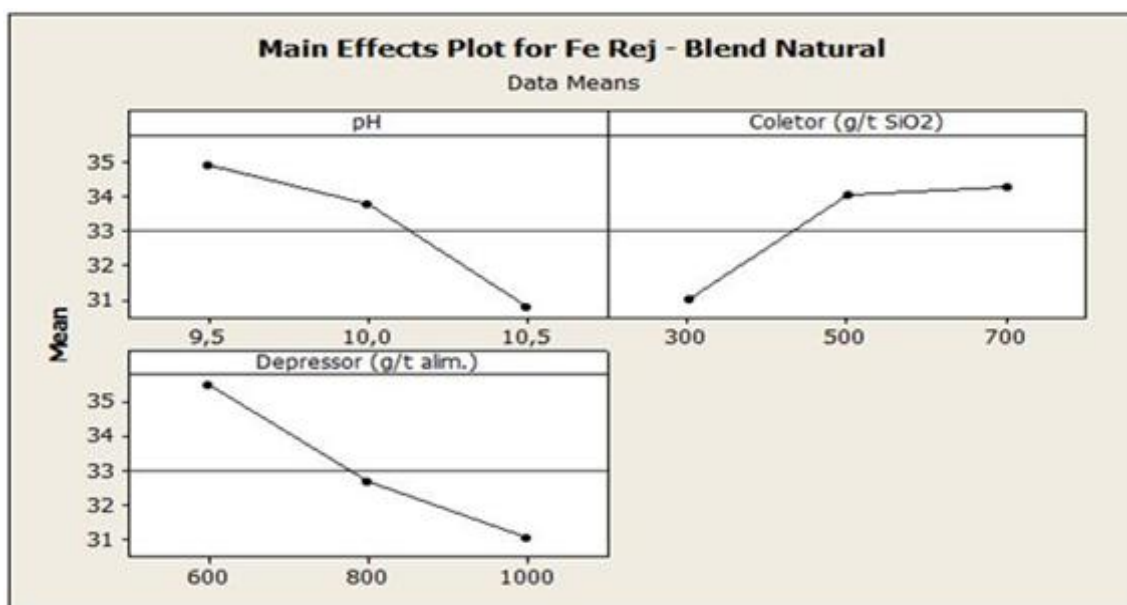


FIGURA 5.77 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito de flotação (*blend natural*).

Analisando os gráficos da figura 5.77, observa-se que a elevação da dosagem de coletor é o fator que mais contribui para aumentar o teor de ferro no rejeito de flotação. Em contrapartida, o aumento do pH e da dosagem de coletor contribuem de maneira significativa para a redução do teor de ferro no rejeito.

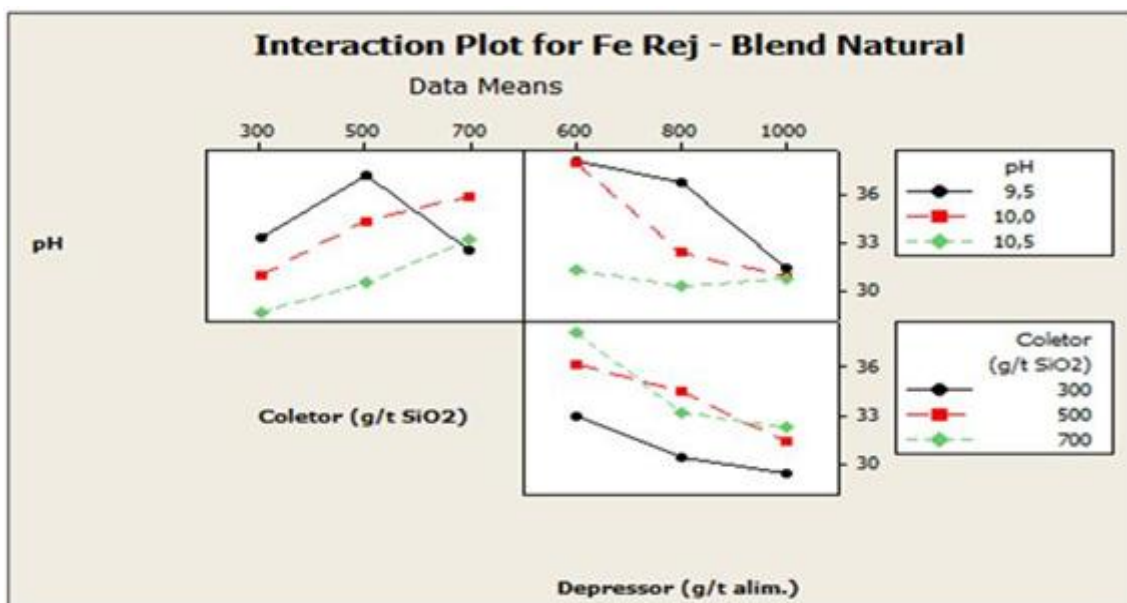


FIGURA 5.78 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito de flotação (*Blend natural*).

A análise da figura 5.78 mostra que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e acontece da seguinte forma: ao aumentar progressivamente a dosagem de coletor ocorre uma elevação gradativa do teor de ferro no rejeito, para as faixas mediana e máxima de pH. Quando o pH está na faixa mínima, observa-se significativo aumento do teor ferro no rejeito ao elevar o coletor para a dosagem mediana; entretanto, ao se elevar o coletor para a máxima dosagem, ocorre redução do teor de ferro no rejeito.

A interação entre pH x dosagem de depressor mostra-se bastante significativa e acontece da seguinte forma: o aumento progressivo da dosagem de depressor provoca uma redução contínua do teor de ferro no rejeito, para as faixas mínima e mediana de pH. No entanto, para a faixa máxima de pH, observa-se que ocorre um pequeno aumento do teor de ferro no rejeito, ao elevar o depressor da dosagem média para a máxima.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor observa-se que ocorre significativa redução do teor de ferro no rejeito, ao aumentar gradativamente a dosagem do depressor, para todas as faixas de dosagem de coletor.

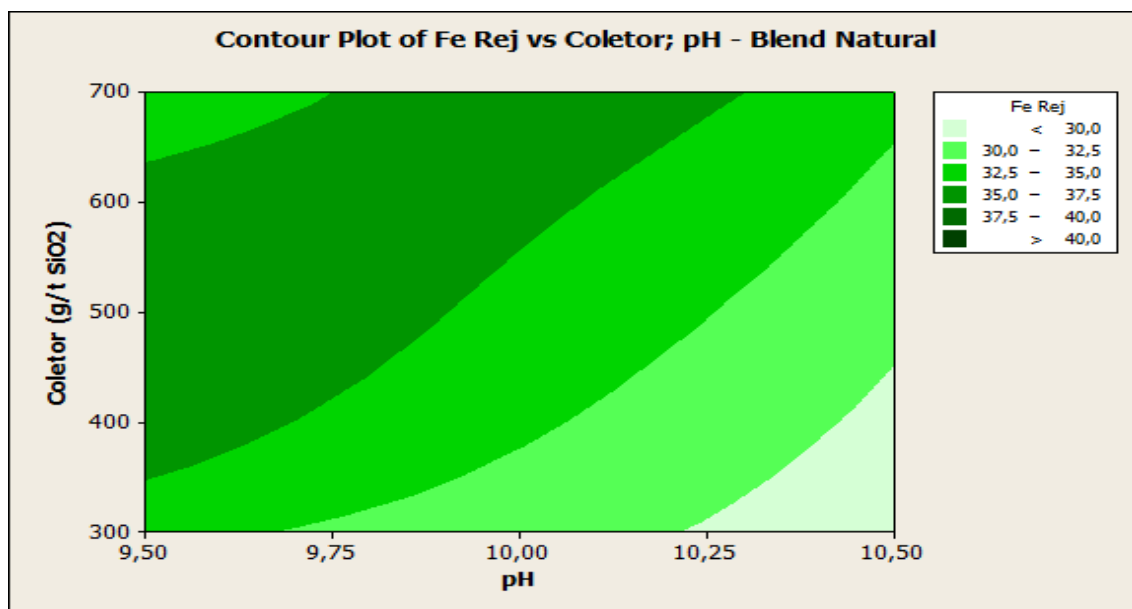


FIGURA 5.79 – Superfície de resposta 2D para teor de ferro no rejeito de flotação, coletor e pH (*blend natural*).

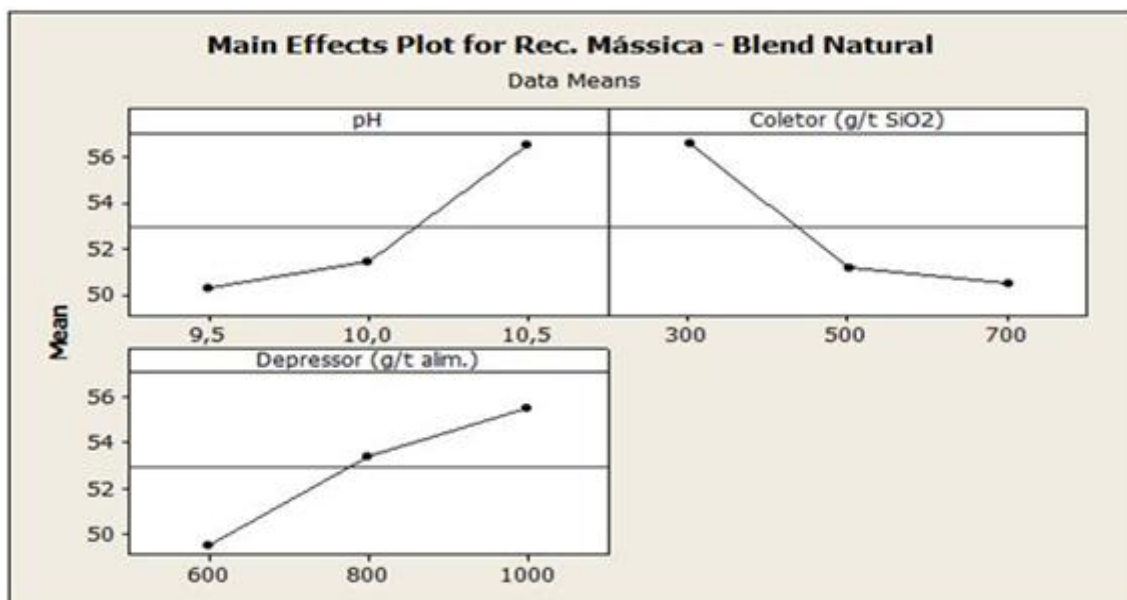


FIGURA 5.80 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação mássica da flotação (*blend natural*).

Na análise dos gráficos da figura 5.80, observa-se que um aumento progressivo da dosagem de coletor promove uma redução acentuada da recuperação mássica na flotação. Por outro lado, o aumento da dosagem de depressor e do pH contribuem bastante para elevar a recuperação mássica na flotação.

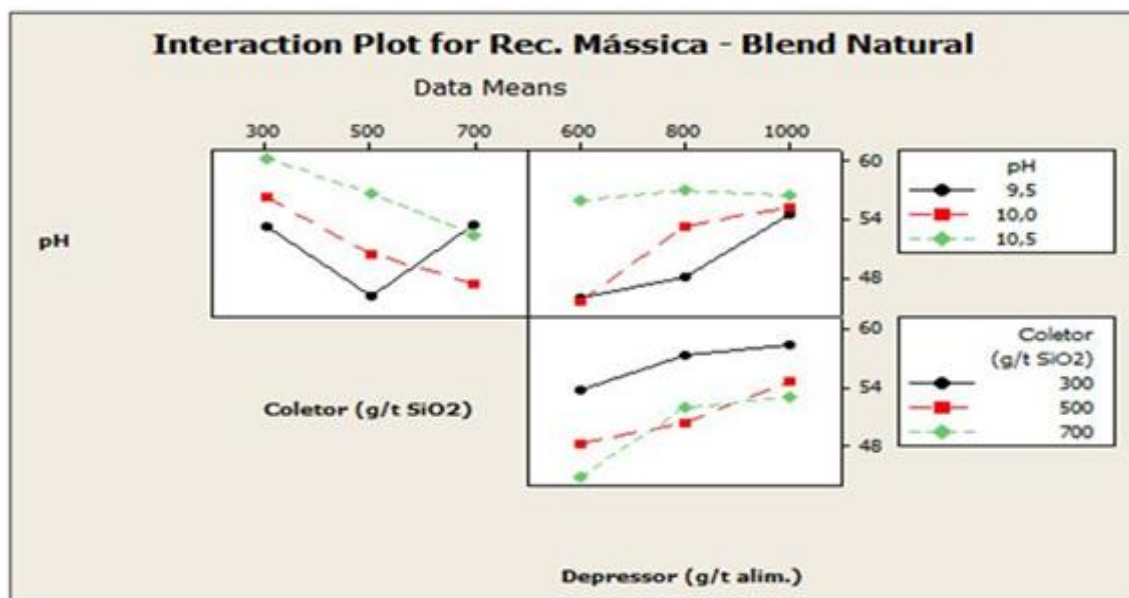


FIGURA 5.81 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação mássica da flotação (*blend* natural).

Na análise do gráfico da figura 5.81 observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e acontece da seguinte forma: o sucessivo aumento do coletor implica em acentuada perda de recuperação mássica na flotação, para as faixas média e superior de pH. Entretanto, para a faixa inferior de pH, ocorre perda de recuperação ao se elevar o coletor para a dosagem média, voltando a subir quando o coletor está na dosagem superior.

A interação entre pH x dosagem de depressor se mostra mais significativa e acontece da seguinte forma: o sucessivo aumento da dosagem de depressor eleva de forma gradativa a recuperação mássica da flotação, para todas as faixas de pH. Porém, para a faixa superior de pH observa-se que, ao se elevar o depressor para a maior dosagem, ocorre uma pequena perda de recuperação na flotação.

Já a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor apresenta expressivo ganho de recuperação mássica na flotação, quando se eleva o depressor de forma contínua, para todas as dosagens de coletor.

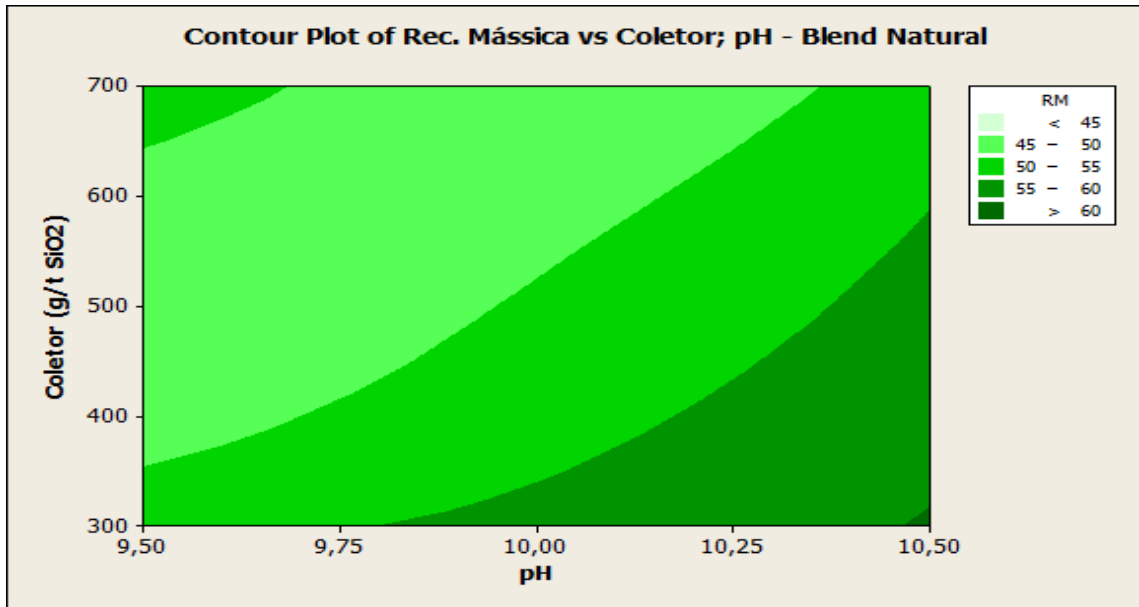


FIGURA 5.82 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica da flotação, coletor e pH.

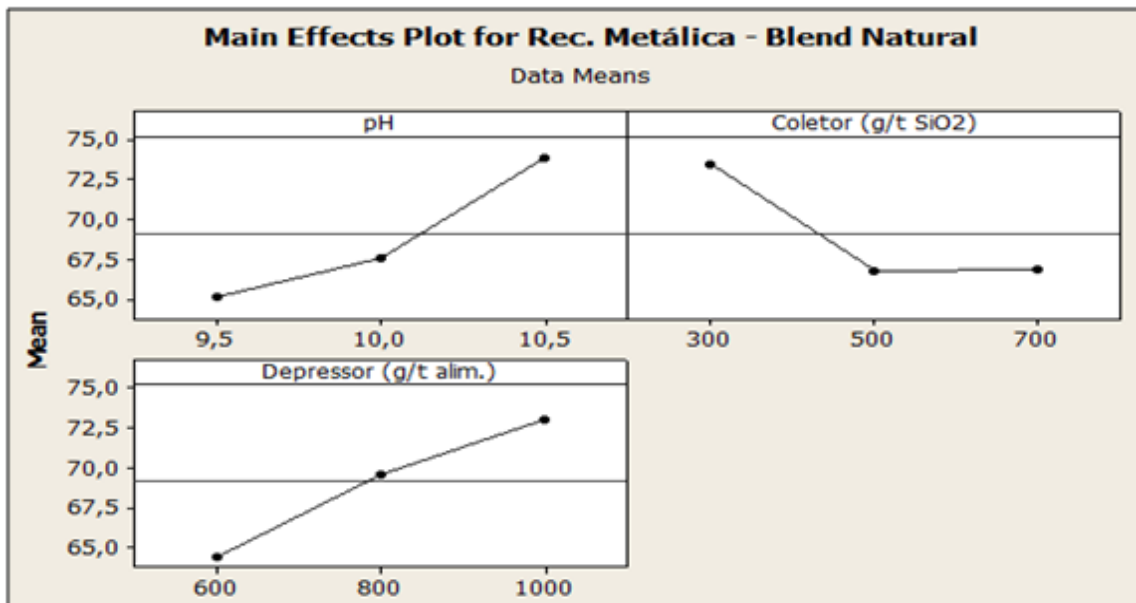


FIGURA 5.83 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação metálica da flotação (*blend* natural).

Os gráficos da figura 5.83 mostram que a elevação da dosagem de coletor é o fator que mais afeta a recuperação metálica da flotação. Por outro lado, os fatores pH e dosagem de depressor são principais fatores que proporcionam ganhos de recuperação metálica na flotação.

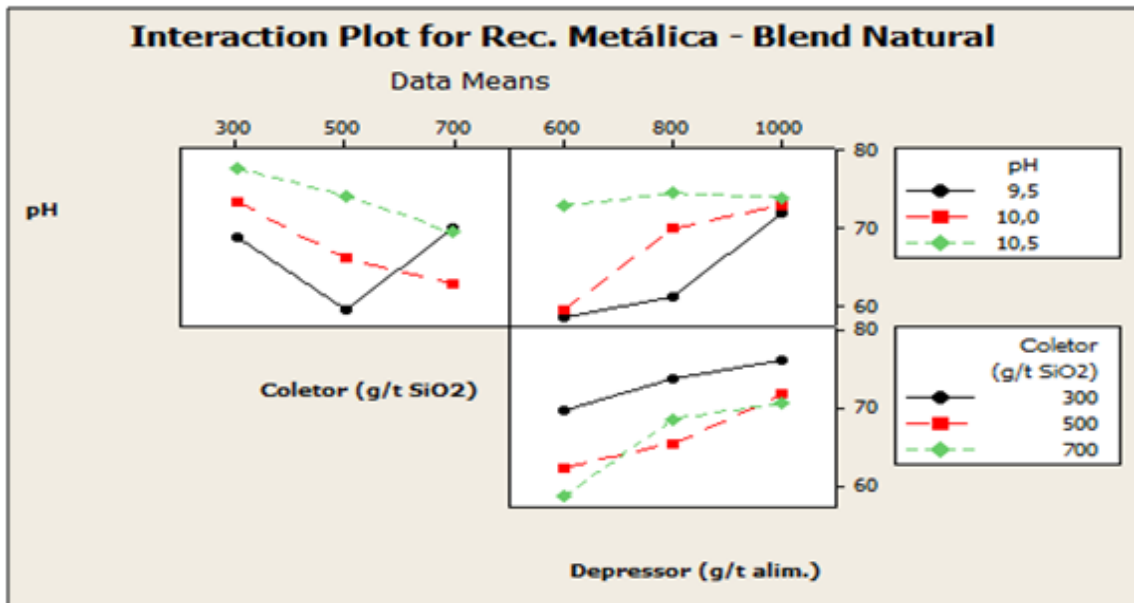


FIGURA 5.84 – Gráfico das interações entre as variáveis para a recuperação metálica (*blend* natural).

Os gráficos da figura 5.84 mostram que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e afeta bastante a recuperação metálica. Para o menor valor de pH, observa-se que a elevação da dosagem de coletor causa perda de recuperação na flotação; entretanto, ao subir novamente a dosagem de coletor nota-se expressivo aumento da recuperação metálica. Para os valores intermediário e superior de pH, observa-se que a elevação gradativa da dosagem de coletor provoca perda contínua de recuperação metálica.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor verifica-se que ocorre aumento da recuperação metálica para os valores inferior e intermediário de pH, sendo mais expressivo para este último. Para o maior valor de pH nota-se um pequeno aumento da recuperação com a elevação da dosagem de depressor; porém, ao subir novamente ocorre um pequeno decréscimo na recuperação.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor mostra significativos ganhos de recuperação para todas as dosagens de coletor, com a elevação gradativa da dosagem de depressor.

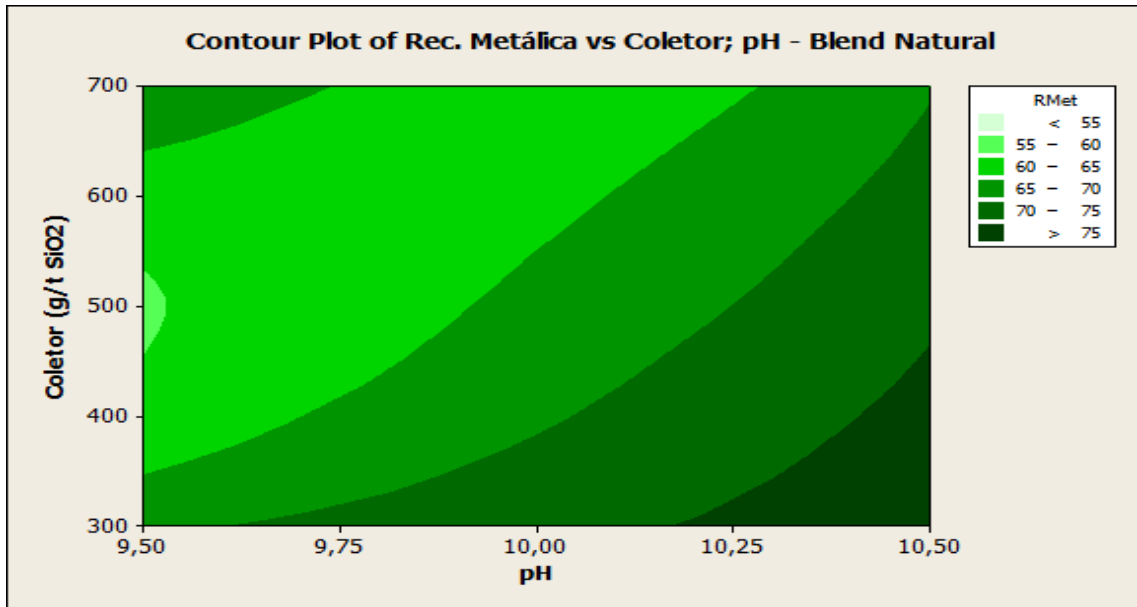


FIGURA 5.85 – Superfície de resposta 2D para a recuperação metálica da flotação, coletor e pH (*blend natural*).

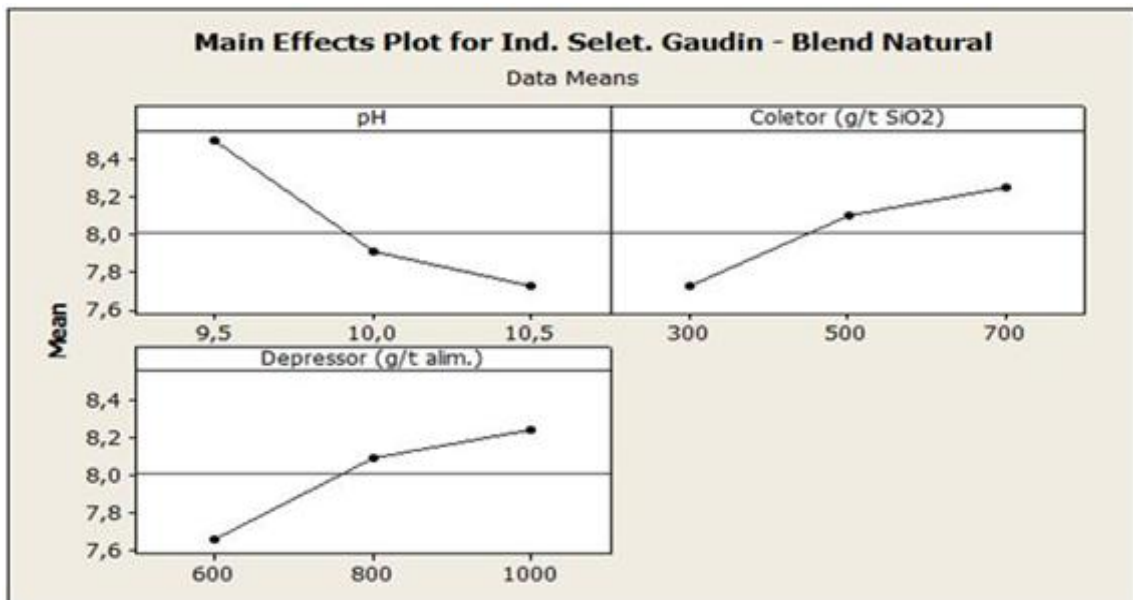


FIGURA 5.86 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o índice de seletividade da flotação (*blend natural*).

A análise da figura 5.86 mostra que o aumento do pH provoca perda de seletividade na flotação. Por outro lado, o aumento das dosagens de depressor e coletor promovem ganhos de seletividade, inclusive, exibem comportamentos análogos para as duas variáveis.

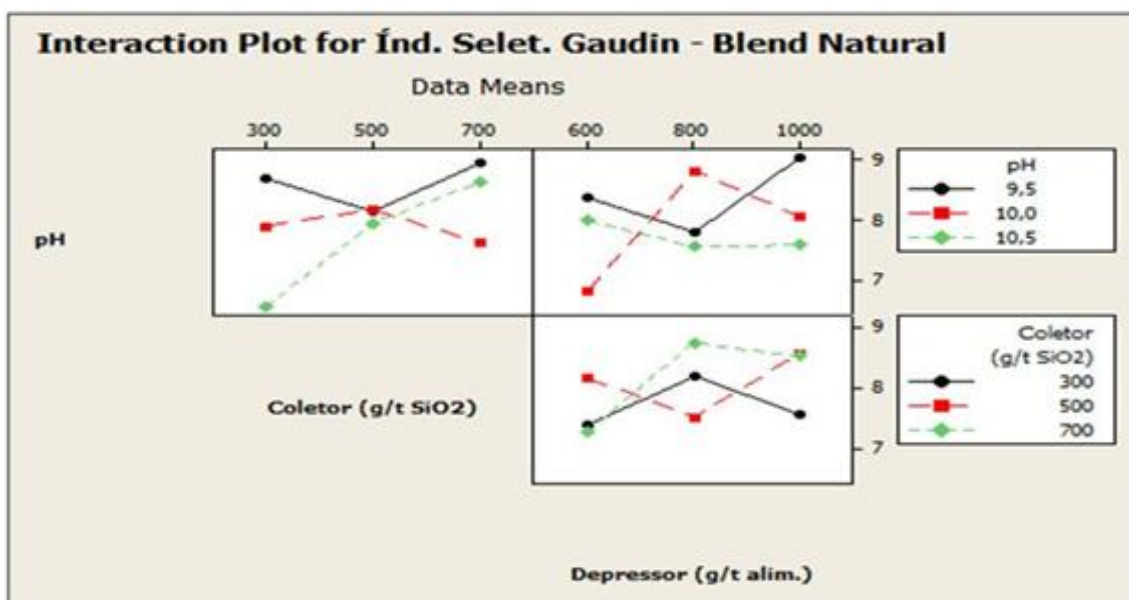


Figura 5.87 – Gráficos das interações entre as variáveis para o índice de seletividade da flotação (*Blend* natural).

Na análise dos gráficos da figura 5.87 vê-se que a interação entre pH x dosagem de coletor não é muito significativa e acontece da seguinte forma: o aumento do coletor para a dosagem de 500g/t, propicia ganhos de seletividade, para os níveis médio e superior de pH. Entretanto, observa-se que este ganho continua crescente para o maior pH e decrescente para o pH médio, quando o coletor está na maior dosagem. Para o menor nível de pH vê-se que ocorre perda de seletividade, quando o coletor está na dosagem de 500g/t; e volta a aumentar, quando o coletor atinge a maior dosagem.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor verifica-se que ocorre perda de seletividade, quando se eleva o depressor para a dosagem de 800g/t, para o menor e maior nível de pH. Entretanto, observa-se ganhos de seletividade quando o depressor está na dosagem de 1000g/t, embora bastante discreto para o maior nível de pH. Para o nível médio de pH, ocorre um aumento significativo de seletividade quando o depressor está na dosagem de 800g/t; e volta a baixar, quando o depressor está na maior dosagem.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor apresenta semelhança de comportamento com a interação anterior, porém, no sentido inverso. O aumento do depressor para a dosagem de 800g/t proporciona ganho de seletividade, para a menor e maior dosagem de coletor. Entretanto, quando o depressor está na dosagem de 1000g/t, vê-se que ocorre perda de seletividade, para as respectivas dosagens de coletor. Para a dosagem de coletor em 500g/t, observa-se perda de seletividade quando o depressor está na dosagem de 800g/t, e um pequeno aumento quando o depressor está na dosagem de 1000g/t.

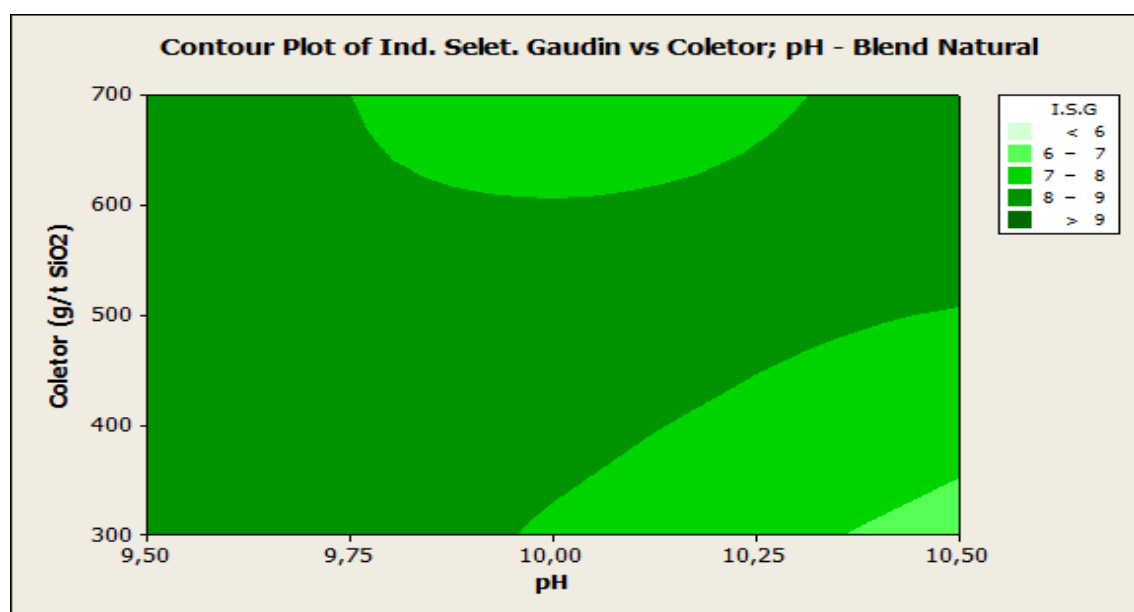


Figura 5.88 – Superfície de resposta 2D para o índice de seletividade da flotação, coletor e pH (*Blend* natural).

5.2.2.6. *Blend* Deslamado (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))

Um resumo dos resultados de flotação obtidos com a amostra do *blend* deslamado é apresentado na tabela V.19. Os resultados completos são apresentados no ANEXO 6.

Esta etapa foi realizada visando comparar o comportamento da amostra no processo de flotação, após a realização de uma etapa de deslamagem para retirada de ultrafinos que podem comprometer a eficiência da flotação.

TABELA V.19 – Resumo dos resultados dos testes de flotação com a amostra *blend* deslamado.

Amostra	pH	Condição de dosagem		Teores (%)		Recuperação (%)		Ind. Seletiv. Gaudin
		Coletor (g/t SiO ₂)	Depressor (g/t)	Fe Rej.	SiO ₂ Conc.	Mássica	Metálica	
01	9,5	300	600	23,59	0,75	62,67	82,32	15,2
02	9,5	500	600	24,88	0,97	61,46	81,27	12,7
03	9,5	700	600	25,59	0,69	60,76	80,17	14,8
04	9,5	300	800	21,99	0,70	64,10	84,25	16,5
05	9,5	500	800	23,80	0,82	62,43	82,38	14,4
06	9,5	700	800	24,68	0,53	61,54	80,85	17,4
07	9,5	300	1000	22,21	0,70	64,05	84,02	16,6
08	9,5	500	1000	23,50	0,59	62,58	82,50	17,1
09	9,5	700	1000	25,14	0,66	61,23	80,62	15,4
10	10,0	300	600	19,14	0,76	66,20	87,52	17,5
11	10,0	500	600	22,43	0,87	63,79	84,12	14,6
12	10,0	700	600	25,15	0,71	61,07	81,07	14,7
13	10,0	300	800	20,46	1,01	65,33	86,47	14,5
14	10,0	500	800	21,88	0,72	64,30	84,17	16,4
15	10,0	700	800	22,96	0,85	63,07	83,38	14,5
16	10,0	300	1000	19,76	1,28	66,15	87,21	13,1
17	10,0	500	1000	21,96	0,74	64,36	84,11	16,1
18	10,0	700	1000	21,95	0,79	64,13	84,42	15,6
19	10,5	300	600	19,90	1,19	67,35	86,65	13,7
20	10,5	500	600	23,69	0,89	62,96	83,00	13,8
21	10,5	700	600	21,98	0,99	64,12	84,68	13,8
22	10,5	300	800	18,23	1,47	67,52	88,49	13,1
23	10,5	500	800	21,56	0,91	64,50	84,88	14,8
24	10,5	700	800	24,07	0,81	62,42	82,36	14,3
25	10,5	300	1000	19,01	1,63	67,13	87,68	12,0
26	10,5	500	1000	21,85	1,05	64,67	84,79	13,5
27	10,5	700	1000	23,77	0,92	62,59	82,87	13,5
28	10,0	700	800	21,44	0,81	65,10	85,01	15,7
29	10,0	700	800	20,35	0,97	65,55	86,17	15,0

A amostra de *blend* deslamado representa uma condição otimizada em relação ao *blend* natural, visto ser uma amostra menos problemática para a flotação, devido a menor presença de materiais ultrafinos e de contaminantes. Os resultados obtidos mostram que todos os indicadores foram significativamente melhores, comparados ao *blend* natural. Analisando os resultados, vê-se que esta amostra apresentou na flotação, comportamento semelhante à AGFRBR.

Considerando-se o mesmo critério adotado para a amostra de UF2DBR para definição do melhor resultado, isto é, mantendo-se a meta do teor de SiO₂ no concentrado de 1% com a melhor recuperação metálica associada, obteve-se o teste 29 com a recuperação metálica de 65,6%. Cerca de 73% dos resultados atenderam ao limite de especificação do teor de sílica no concentrado.

Os gráficos dos principais efeitos e interações dos fatores sobre as variáveis respostas, para o *blend* deslamado, são apresentados nas figuras 5.89 a 5.103: teor de SiO₂ no concentrado, ferro no rejeito, recuperação mássica e metálica e índice de seletividade Gaudin.

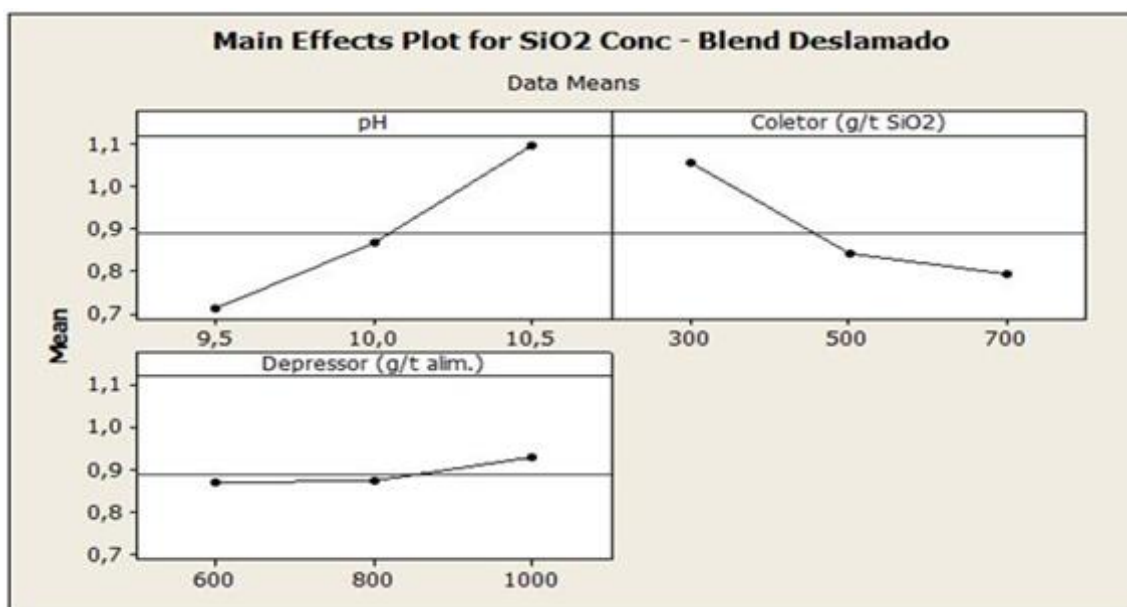


FIGURA 5.89 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado de flotação (*blend* deslamado).

Observa-se na análise dos gráficos da figura 5.89 que, na flotação do *blend* deslamado (composição entre UF2DBR + UFMOBR), um aumento na dosagem de coletor proporciona redução do teor de SiO₂ no concentrado. Por outro lado, a elevação do pH e da dosagem do depressor contribui para aumentar a presença de SiO₂ no concentrado de flotação, principalmente em função do primeiro.

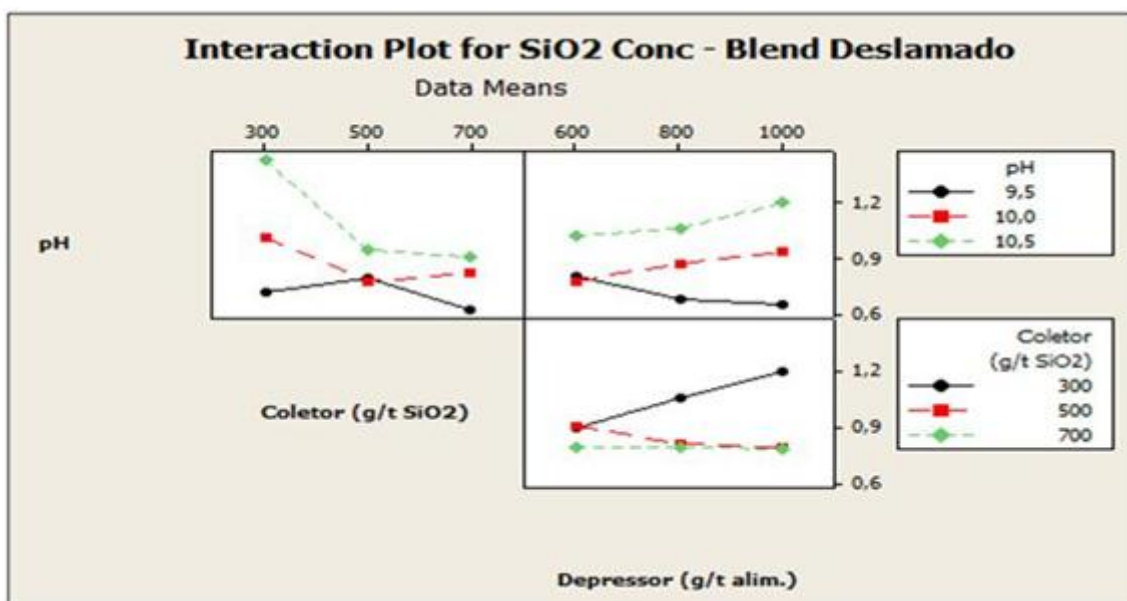


FIGURA 5.90 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de SiO₂ no concentrado de flotação (*blend* deslamado).

Na análise dos gráficos da figura 5.90 vê-se que a interação entre dosagem de coletor x pH não é muito significativa. O aumento do coletor para a dosagem intermediária, proporcionou queda do teor de SiO₂ para os níveis médio e superior de pH; entretanto, para o nível de pH nota-se que houve um pequeno acréscimo. Ao se elevar o coletor para a dosagem máxima, nota-se que a queda do teor de SiO₂ no concentrado é progressiva, para o nível superior de pH; enquanto que para o nível inferior de pH, observa-se uma pequena redução. Em contrapartida, para o nível médio de pH, observa-se um ligeiro aumento do teor de SiO₂ no concentrado.

A interação entre pH x dosagem de depressor é bastante significativa e acontece da seguinte forma: o aumento progressivo da dosagem de depressor proporciona uma redução gradativa do teor de sílica no concentrado, para o nível inferior de pH. Para os níveis intermediário e superior de pH, observa-se um aumento gradativo do teor de sílica no concentrado.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, observa-se comportamentos distintos para os três níveis de dosagem de coletor. Para a menor dosagem de coletor, nota-se que ocorre um aumento gradativo do teor de sílica no concentrado com a elevação da dosagem de depressor. Para a dosagem intermediária de

coletor, observa-se uma ligeira queda no teor de sílica quando o depressor está na dosagem intermediária, que quase não se altera para a dosagem máxima de depressor. Para a maior dosagem de coletor, nota-se que praticamente não ocorre alteração do teor de sílica no concentrado, independentemente da dosagem de depressor.

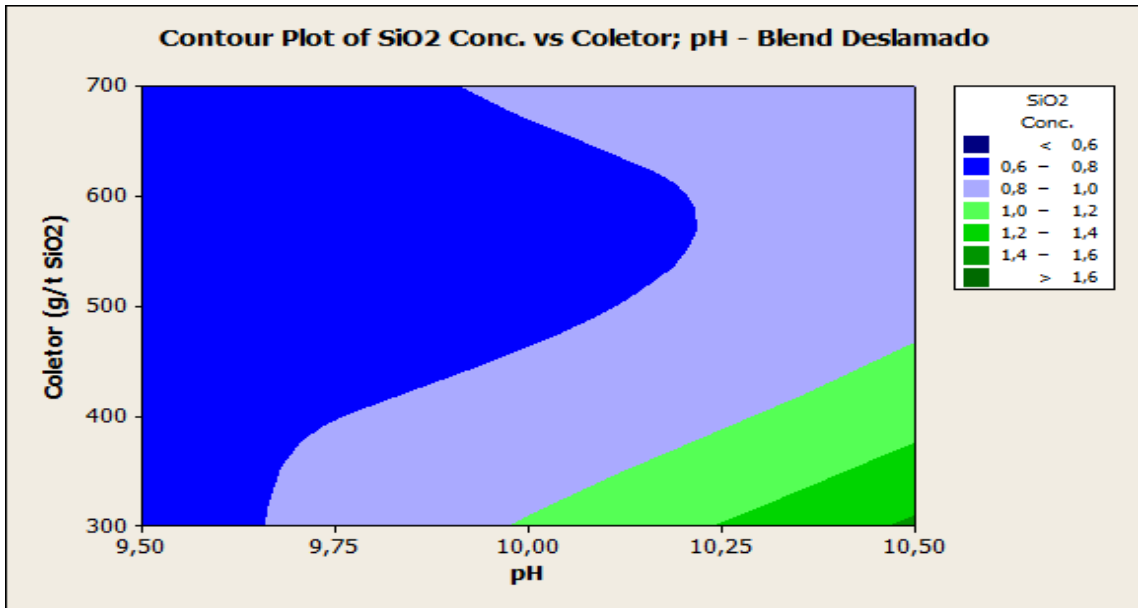


FIGURA 5.91 - Superfície de resposta 2D para teor de SiO_2 no concentrado de flotação, coletor e pH (*blend* deslamado).

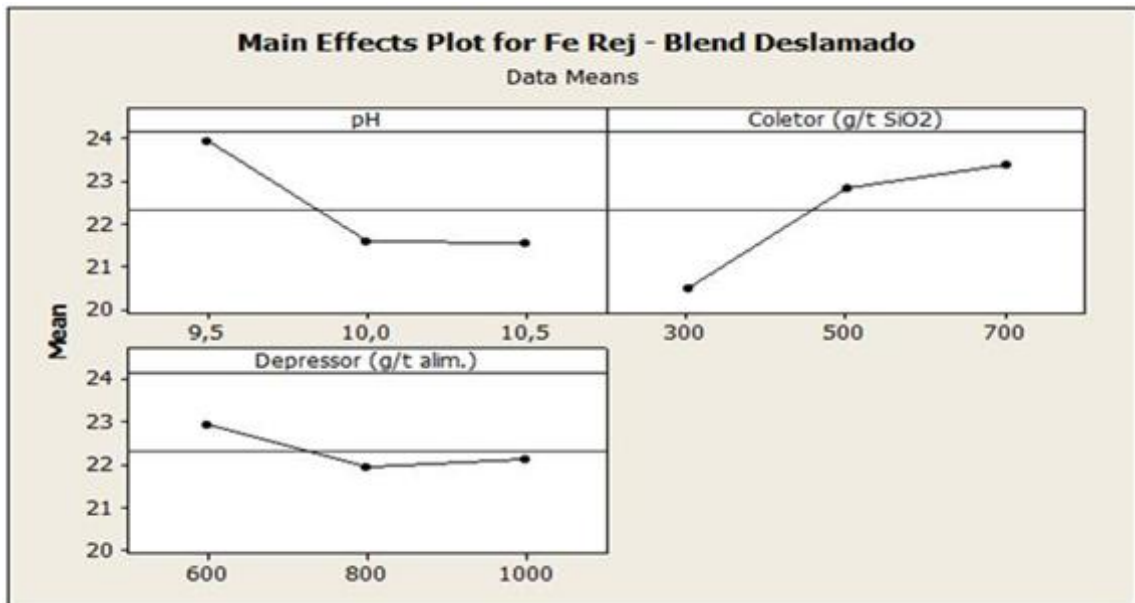


FIGURA 5.92 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito de flotação (*blend* deslamado).

Observando os gráficos da figura 5.92, vê-se que a elevação da dosagem de coletor é o fator que mais contribui para elevar o teor de ferro no rejeito de flotação. Em contrapartida, o aumento do pH e da dosagem de depressor contribuem de maneira significativa para a redução do teor de ferro no rejeito; sendo o primeiro mais significativo.

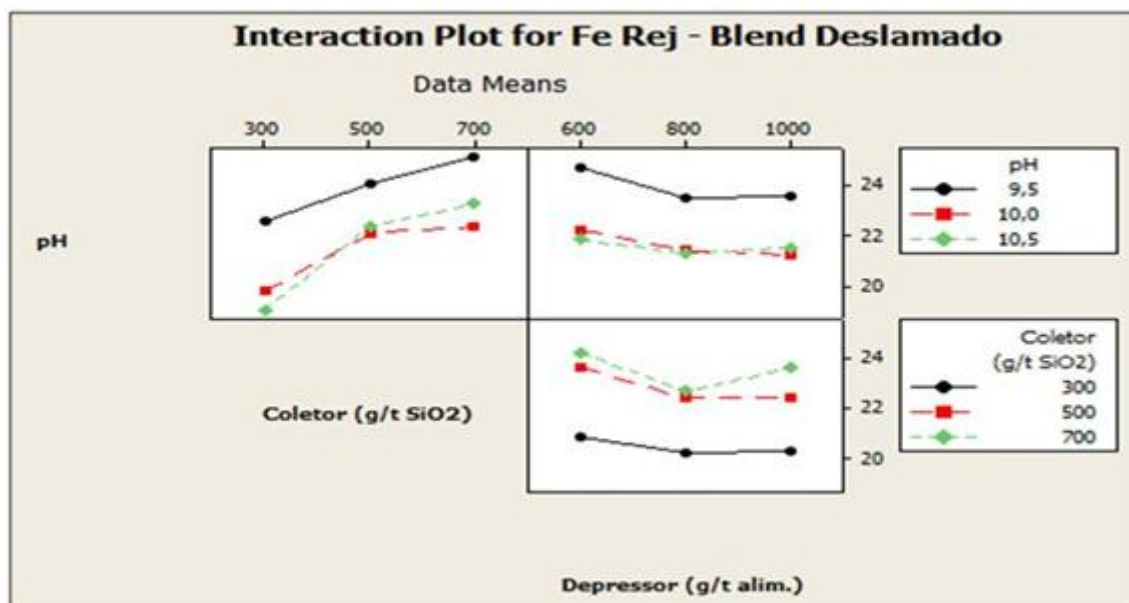


FIGURA 5.93 – Gráficos das interações entre as variáveis para o teor de ferro no rejeito de flotação (*blend* deslamado).

Analisando os gráficos da figura 5.93 observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é a mais significativa e acontece da seguinte forma: ao aumentar progressivamente a dosagem de coletor, ocorre também uma elevação progressiva do teor de ferro no rejeito, para as todas as faixas; sendo o nível inferior de pH a que apresentou os maiores teores.

A interação entre pH x dosagem de depressor mostra-se significativa e acontece da seguinte forma: o aumento do depressor para a dosagem intermediária provoca uma redução do teor de ferro no rejeito, para todas as faixas de pH. Entretanto, quando o depressor está na dosagem máxima, observa-se que ocorre um discreto aumento do teor de ferro para as faixas inferior e superior de pH; sendo que, para a faixa intermediária de pH, nota-se que a queda do teor de SiO₂ continua, embora discreta.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, observa-se um comportamento semelhante à interação anterior. O aumento do depressor para a dosagem intermediária promove uma relativa redução do teor de ferro no rejeito, para todas as faixas de dosagem do coletor. Contudo, quando o depressor está na dosagem máxima, observa-se um ligeiro aumento do teor de ferro para as dosagens inferior e superior de coletor; sem, entretanto, alterar o teor da faixa intermediária de coletor.

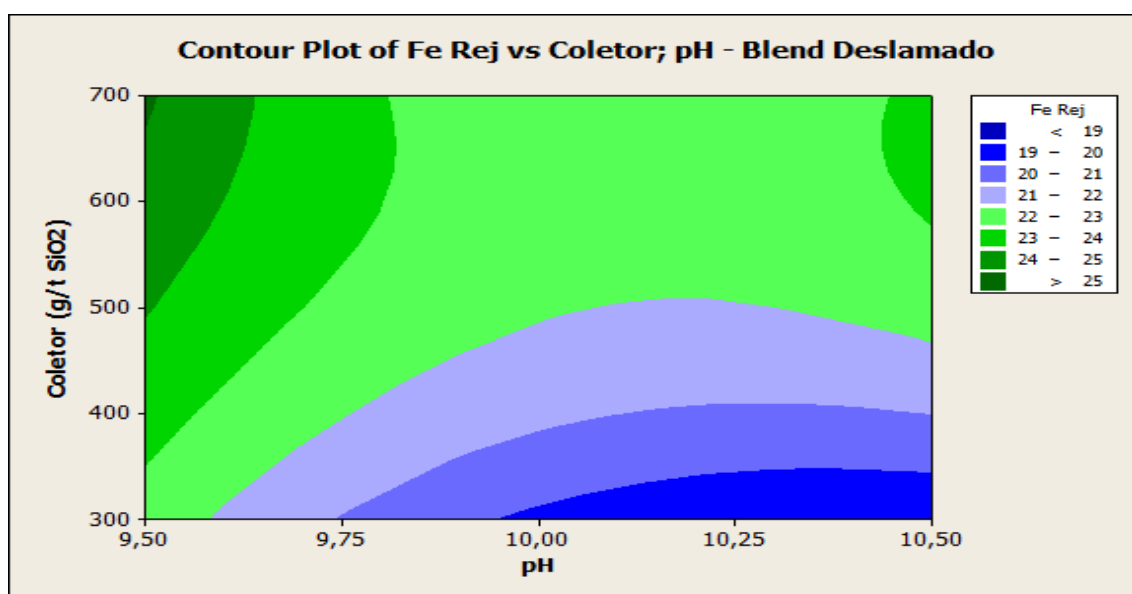


FIGURA 5.94 – Superfície de resposta 2D para teor de ferro no rejeito, coletor e pH (*blend* deslamado).

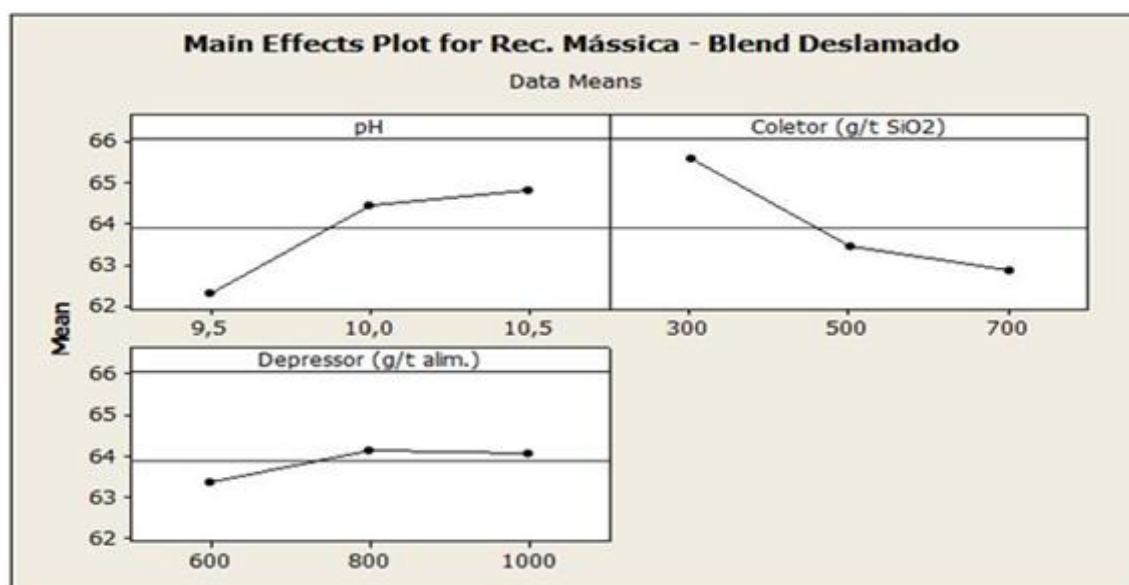


FIGURA 5.95 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação mássica da flotação (*blend* deslamado).

Na flotação do *blend* deslamado, vê-se que o aumento da dosagem de coletor reduz de forma significativa a recuperação mássica da flotação. Por outro lado, a elevação progressiva do pH e da dosagem de depressor, promovem ganhos de recuperação mássica; nitidamente, se observa que os maiores ganhos são a partir da elevação do pH.

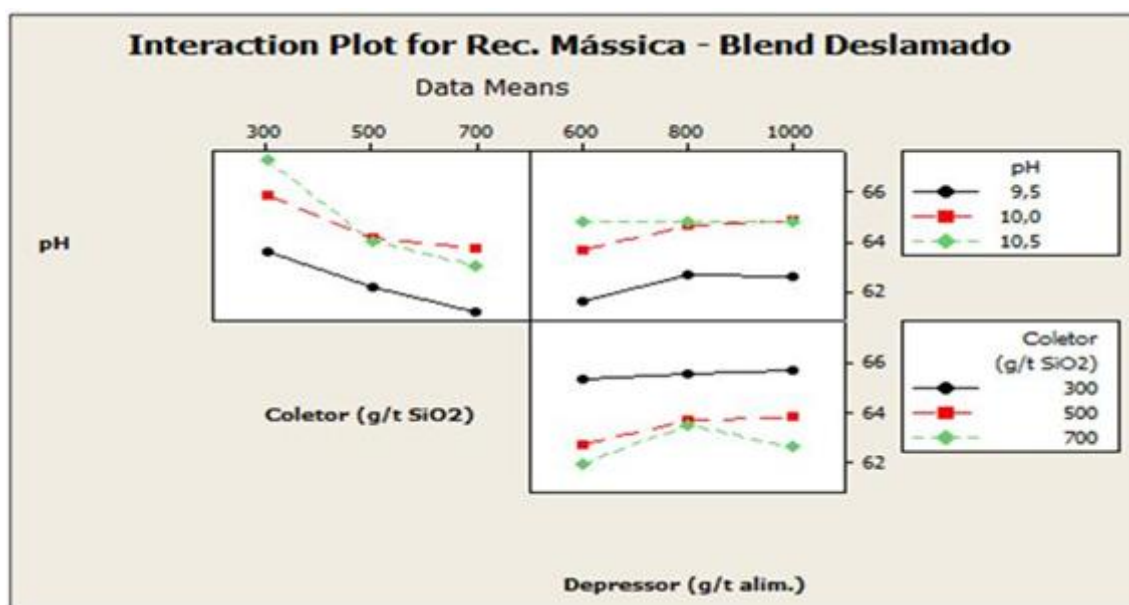


FIGURA 5.96 – Gráficos das interações entre as variáveis para a recuperação mássica da flotação (*blend* deslamado).

Na análise dos gráficos da figura 5.96 observa-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa. O progressivo aumento da dosagem de coletor implica em acentuada perda de recuperação mássica na flotação, para todas as faixas de pH.

A interação entre pH x dosagem de depressor também se mostra significativa, e acontece da seguinte forma: o aumento da dosagem de depressor para o nível médio provoca um pequeno aumento na recuperação mássica, para as faixas inferior e intermediária de pH. Entretanto, quando o depressor está na maior dosagem, observa-se uma pequena queda de recuperação para a faixa mínima de pH; enquanto para a faixa intermediária de pH, o aumento foi muito discreto. Para a faixa superior de pH, os níveis de recuperação praticamente se mantêm estáveis para todas as dosagens de depressor.

Já a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor se apresenta pouco significativa. Para os níveis inferior e intermediário de coletor, observa-se que a elevação da recuperação mássica é crescente, a medida em se aumenta a dosagem de depressor. Para o nível superior de coletor, nota-se um ganho de recuperação quando o depressor está na dosagem média; entretanto, quando o depressor está na maior dosagem, ocorre queda de recuperação mássica.

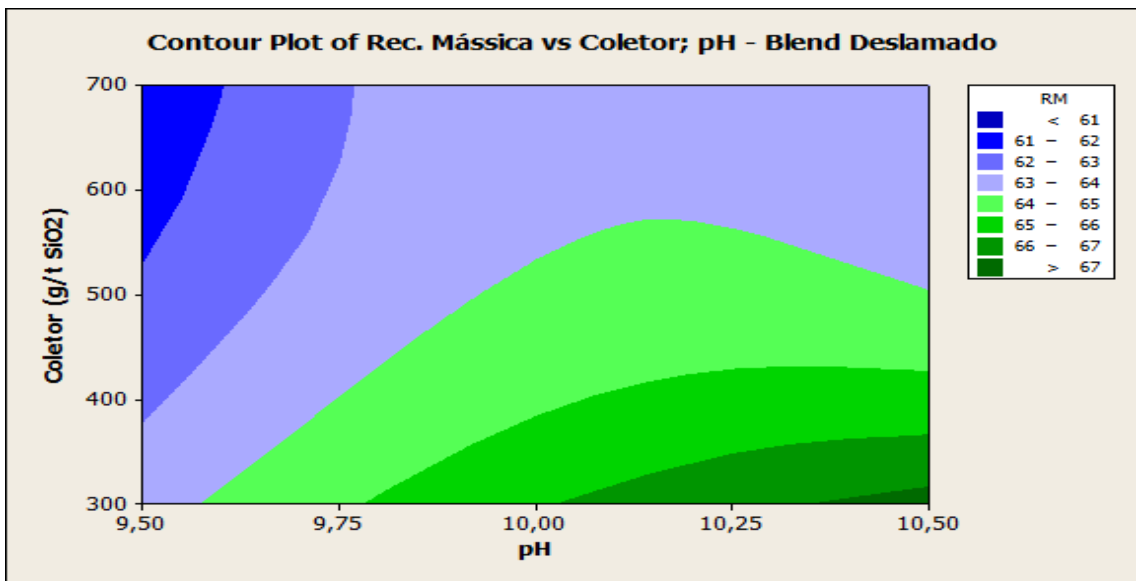


FIGURA 5.97 – Superfície de resposta 2D para recuperação mássica da flotação, coletor e pH (*blend* deslamado).

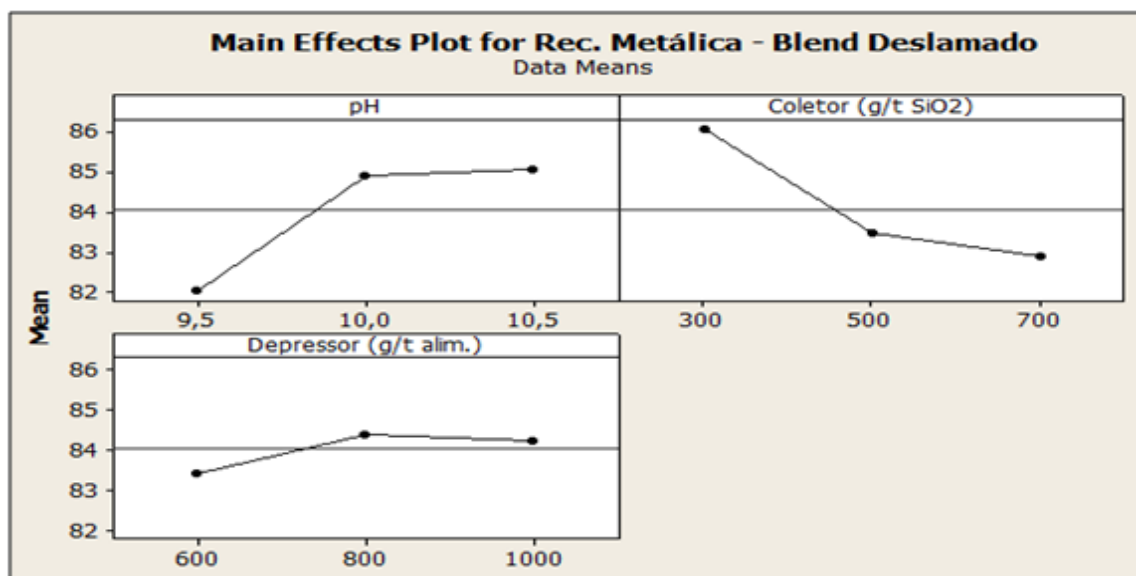


FIGURA 5.98 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para a recuperação metálica da flotação (*blend* deslamado).

Os gráficos da figura 5.98 mostram que a elevação da dosagem de coletor é o fator que mais afeta a recuperação metálica da flotação. Os fatores pH e dosagem de depressor contribuem para elevação da recuperação metálica da flotação, sendo mais significativos os ganhos obtidos com o pH.

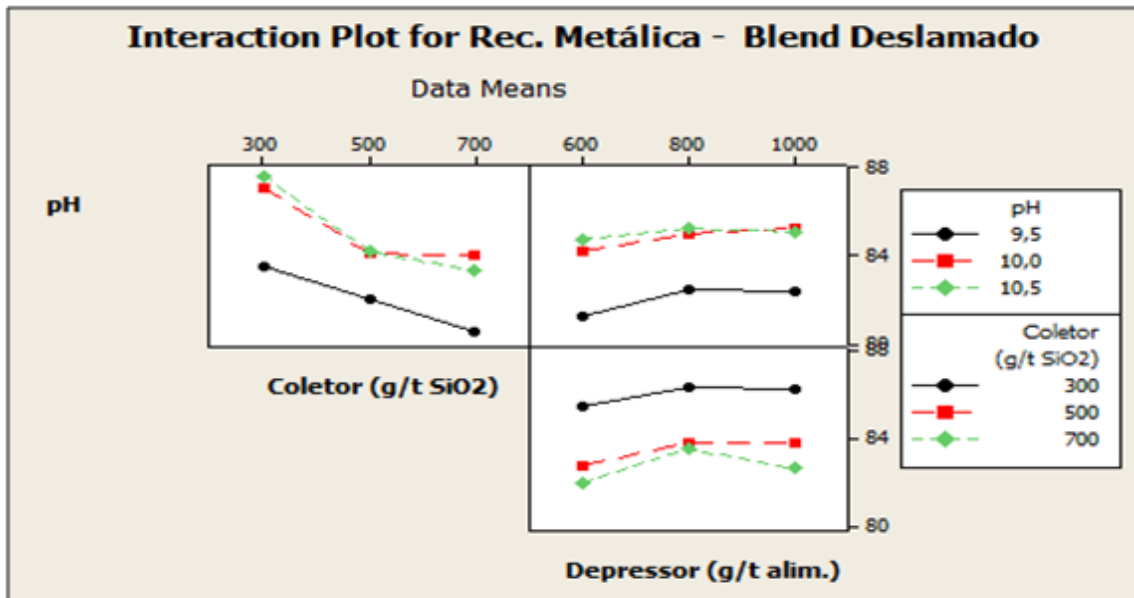


FIGURA 5.99 – Gráficos das interações entre os fatores para a recuperação metálica da flotação (*blend deslamado*).

Os gráficos da figura 5.99 mostram que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa. A elevação gradativa da dosagem de coletor provoca perdas significativas de recuperação metálica para todos os valores de pH testados.

A interação entre pH x dosagem de depressor é menos significativa que a anterior. Ao elevar a dosagem de depressor para 800g/t, ocorre ganhos de recuperação para todas as faixas de pH. Quando se eleva a dosagem para 1000g/t, observa-se discretas perdas de recuperação para os valores de pH 9.50 e 10.50; contudo, para o pH 10,0 a recuperação se mantém crescente.

Para a interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor, nota-se que a elevação da dosagem de depressor para 800g/t proporciona ganhos de recuperação para todas as dosagens de coletor. Quando a dosagem de depressor está em 1000g/t, observa-

se que ocorre um pequeno decréscimo na recuperação metálica para todas as dosagens de coletor.

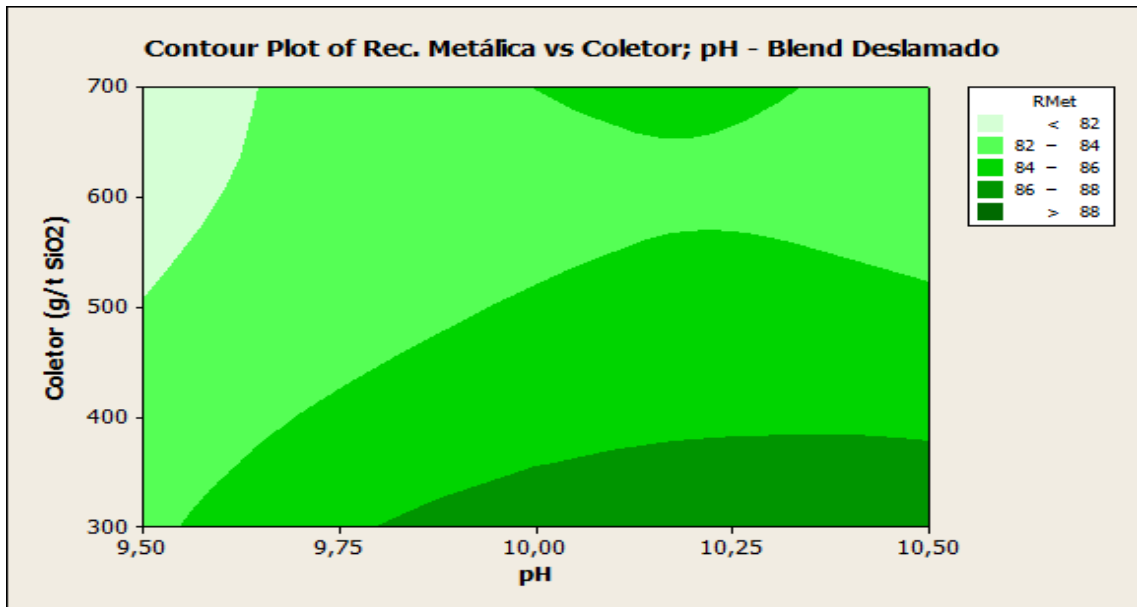


FIGURA 5.100 – Superfície de resposta 2D para recuperação metálica da flotação, coletor e pH (*blend* deslamado).

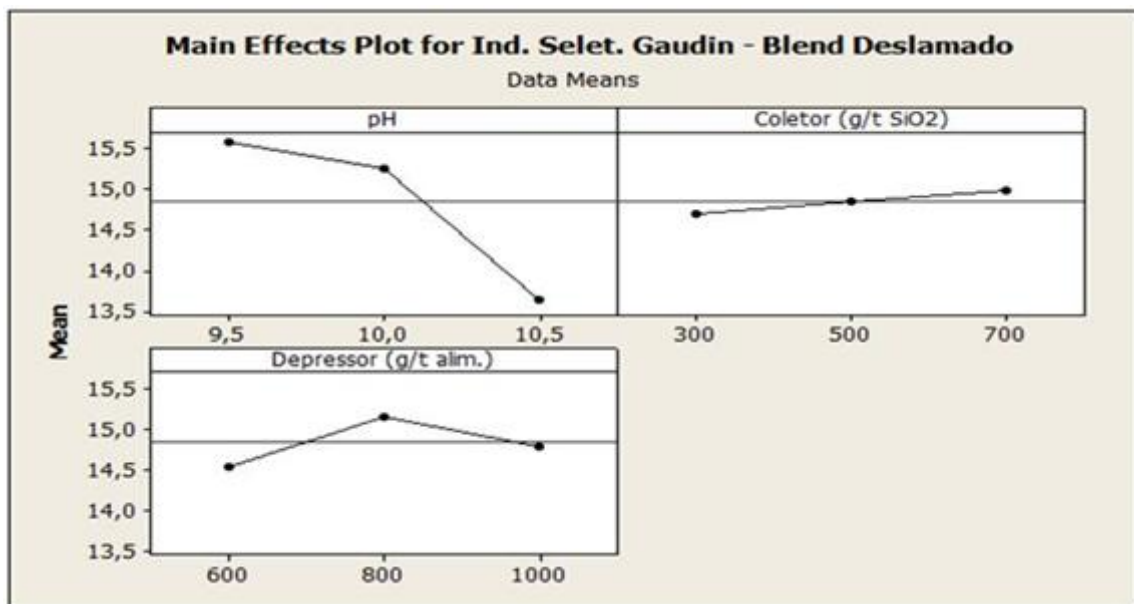


FIGURA 5.101 – Gráficos dos principais efeitos entre as variáveis para o índice de seletividade da flotação (*blend* deslamado).

A análise da figura 5.101 mostra que o aumento do pH provoca perda significativa de seletividade na flotação. Por outro lado, a elevação da dosagem de coletor promove um pequeno aumento da seletividade da flotação. Com relação ao depressor, nota-se que a sobredosagem provoca redução no índice de seletividade.

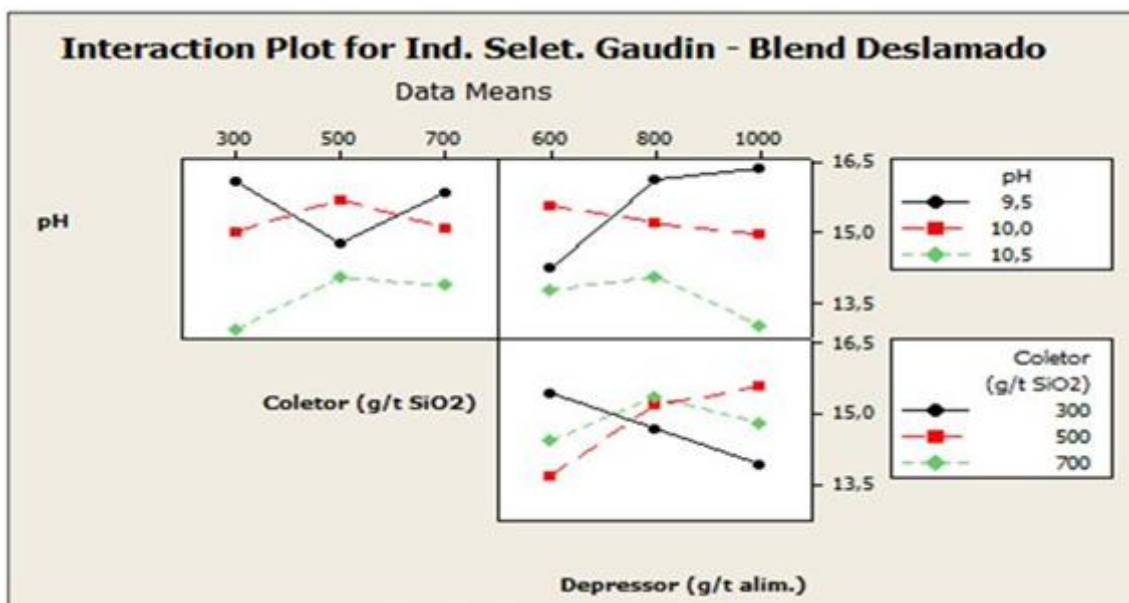


FIGURA 5.102 – Gráficos das interações entre as variáveis para o índice de seletividade da flotação (*blend* deslamado).

Analisando os gráficos da figura 5.102 vê-se que a interação entre pH x dosagem de coletor é significativa e acontece da seguinte forma: o aumento do coletor para a dosagem intermediária, propicia ganhos de seletividade, para as faixas média e superior de pH. Entretanto, observa-se queda de seletividade quando o coletor está na maior dosagem, para ambas as faixas de pH. Para a faixa inferior de pH, nota-se que o aumento do coletor para a dosagem intermediária provoca perda de seletividade; no entanto, quando o coletor está na maior dosagem, observa-se um aumento da seletividade.

Para a interação entre pH x dosagem de depressor vê-se que a amostra apresenta comportamentos distintos para as diversas faixas de pH, com o aumento da dosagem de depressor. Para a faixa inferior de pH, o progressivo aumento da dosagem de depressor provoca uma elevação contínua da seletividade. Para a faixa intermediária de pH,

observa-se que a perda de seletividade é contínua com o aumento da dosagem de depressor.

A faixa superior de pH apresenta um comportamento misto, em relação às duas faixas anteriores. Quando o depressor está na dosagem intermediária, vê-se um discreto aumento da seletividade; porém, quando o depressor está na maior dosagem, ocorre uma relativa queda de seletividade.

A interação entre dosagem de coletor x dosagem de depressor apresenta semelhança de comportamento com a interação anterior. Para a menor dosagem de coletor, observa-se que a perda de seletividade é significativa e constante com o aumento da dosagem de depressor. Para a dosagem intermediária de coletor, vê-se que o aumento da seletividade é crescente com o aumento da dosagem de depressor.

Para a maior dosagem de coletor, nota-se um aumento da seletividade, quando o depressor está na dosagem intermediária; no entanto, quando o depressor está na maior dosagem, nota-se queda de seletividade.

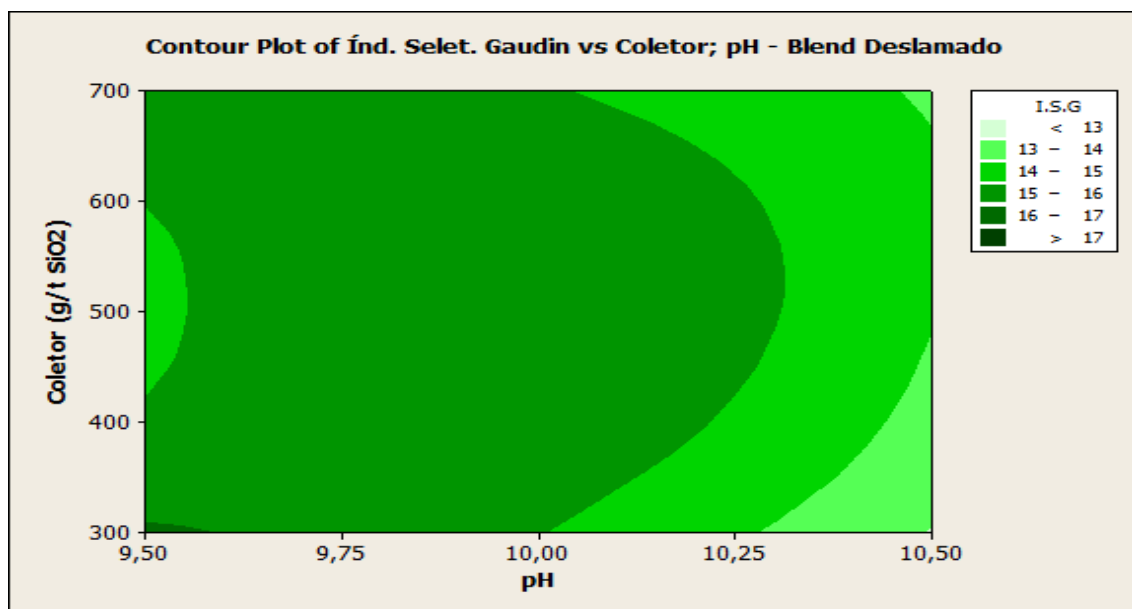


FIGURA 5.103 – Superfície de resposta 2D para índice de seletividade da flotação, coletor e pH (*blend* deslamado).

5.2.3 Resultados comparativos dos testes de flotação entre as amostras *Blend* Natural x *Blend* Deslamado (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))

As figuras 5.104 a 5.115 apresentam, de forma comparativa, os resultados dos principais indicadores dos testes de flotação obtidos entre as amostras de *blend* natural x *blend* deslamado, tomando-se como base as mesmas condições de testes.

5.2.3.1 Teor de ferro no rejeito

Os resultados de teor de ferro no rejeito obtidos para as amostras *Blend* natural (BN) x *Blend* deslamado (BD) são apresentados nas figuras 5.104 a 5.106.

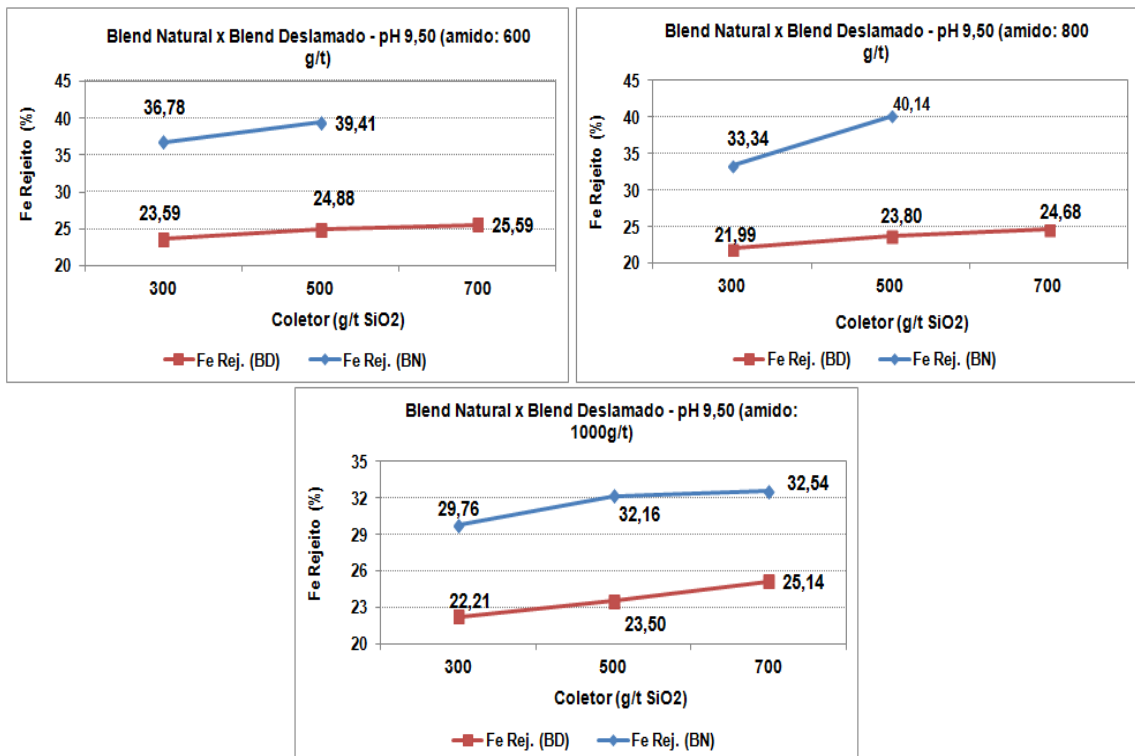


FIGURA 5.104 – Gráficos de teor de ferro no rejeito x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.

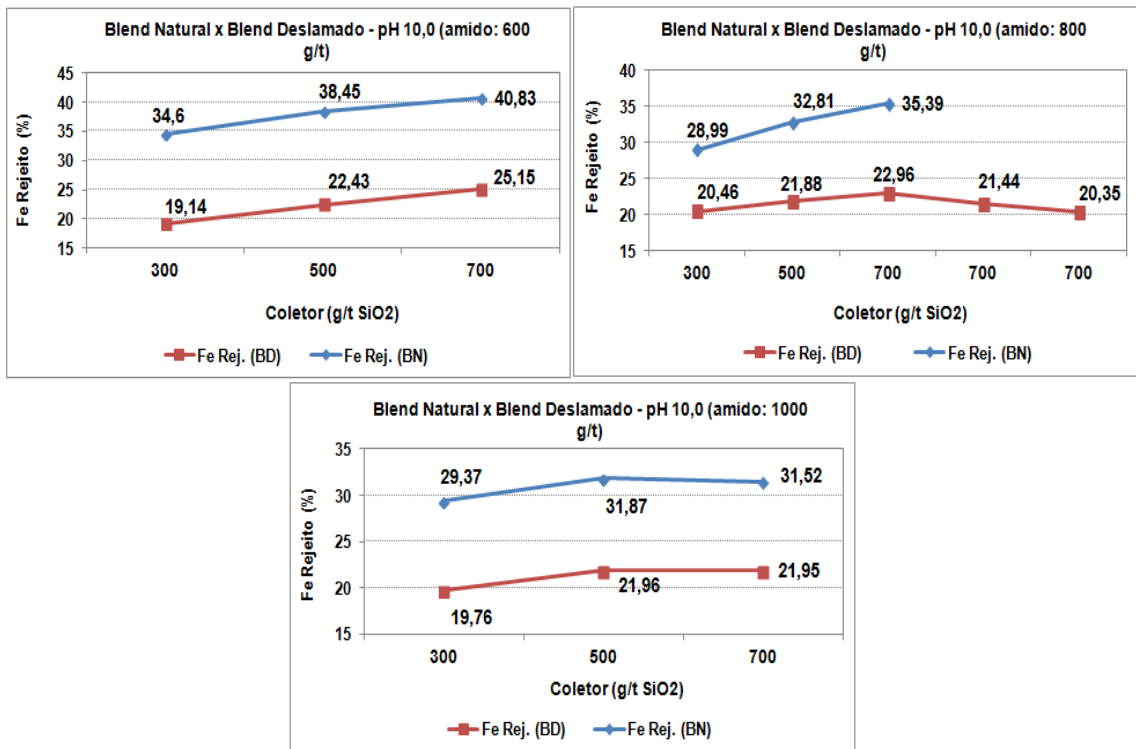


FIGURA 5.105 – Gráficos de teor de ferro no rejeito x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.

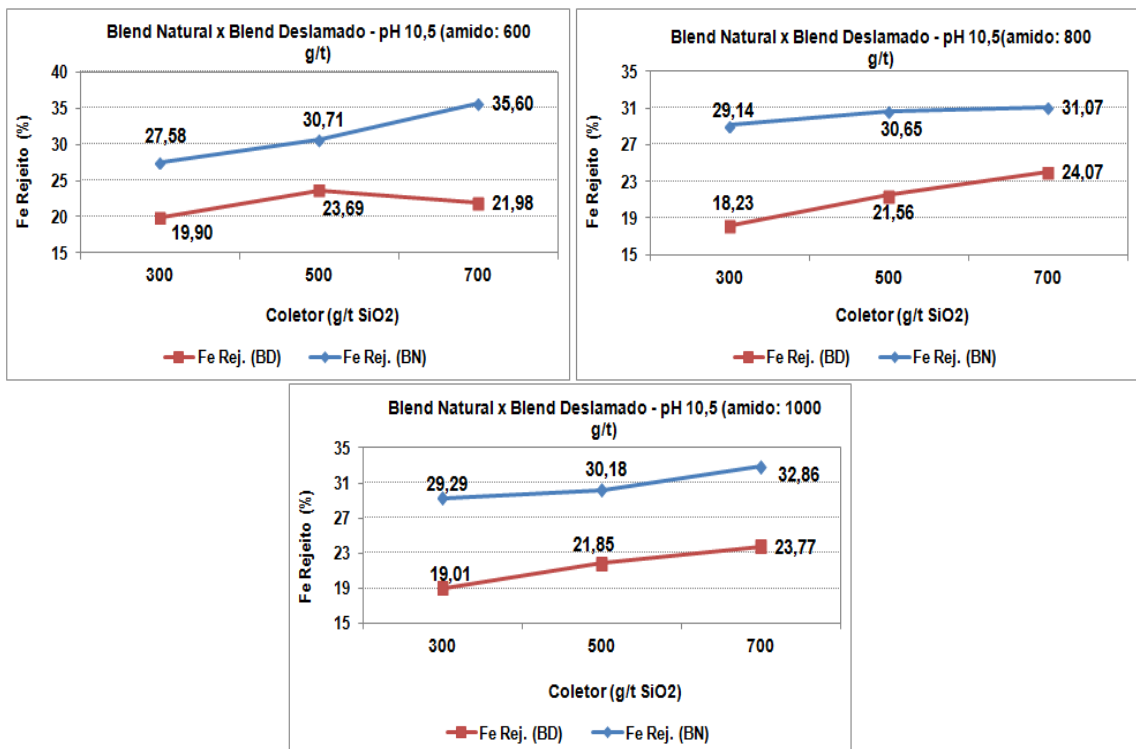


FIGURA 5.106 – Gráficos de teor de ferro no rejeito x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.

Comparativamente, observa-se que os teores de ferro no rejeito para os testes realizados com o *blend* deslamado (BD) são bem inferiores aos obtidos para o *blend* natural (BN), para as mesmas condições de dosagens de coletor, depressor e pH. Verifica-se que o aumento da dosagem de coletor contribui substancialmente para elevar o teor de ferro no rejeito. Para ambas as amostras, os menores teores de ferro no rejeito foram obtidos com a dosagem de coletor em 300 g/t, depressor em 800 g/t e pH 10,5.

5.2.3.2 Teor de sílica no concentrado

Os resultados do teor de SiO₂ no concentrado obtidos para as amostras *blend* natural (BN) x *blend* deslamado (BD) são apresentados nas figuras 5.107 a 5.109.

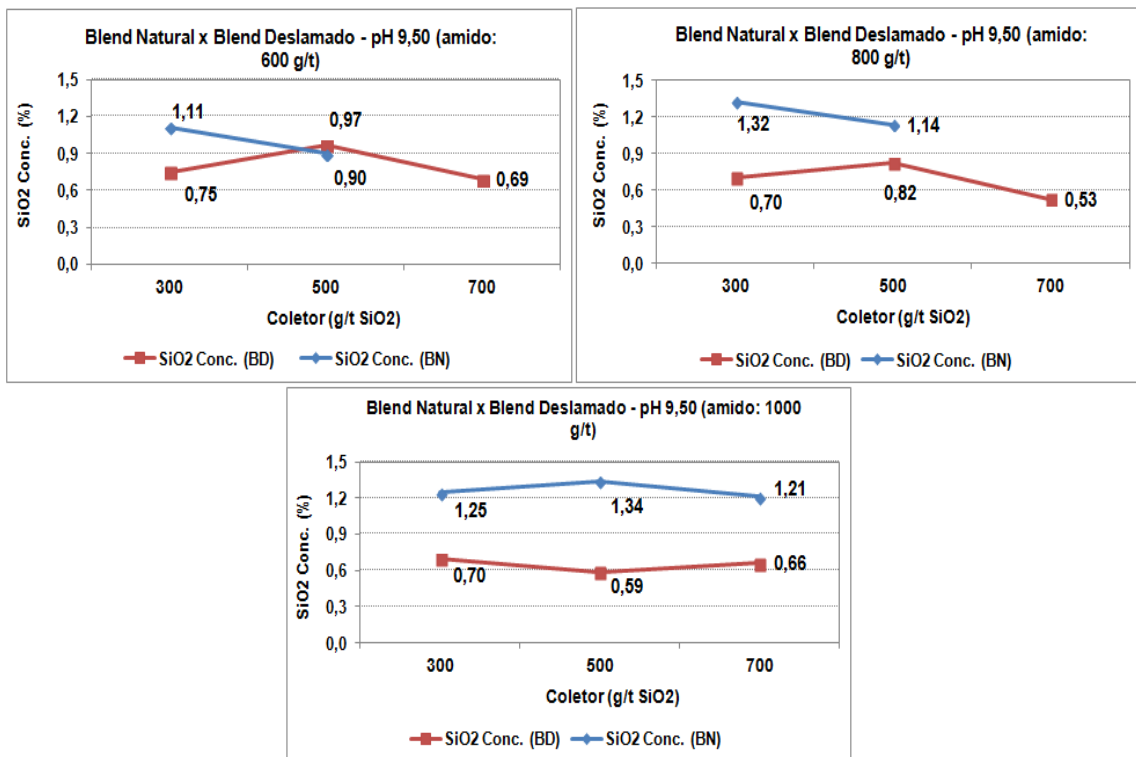


FIGURA 5.107 – Gráficos de teor de SiO₂ no concentrado x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.

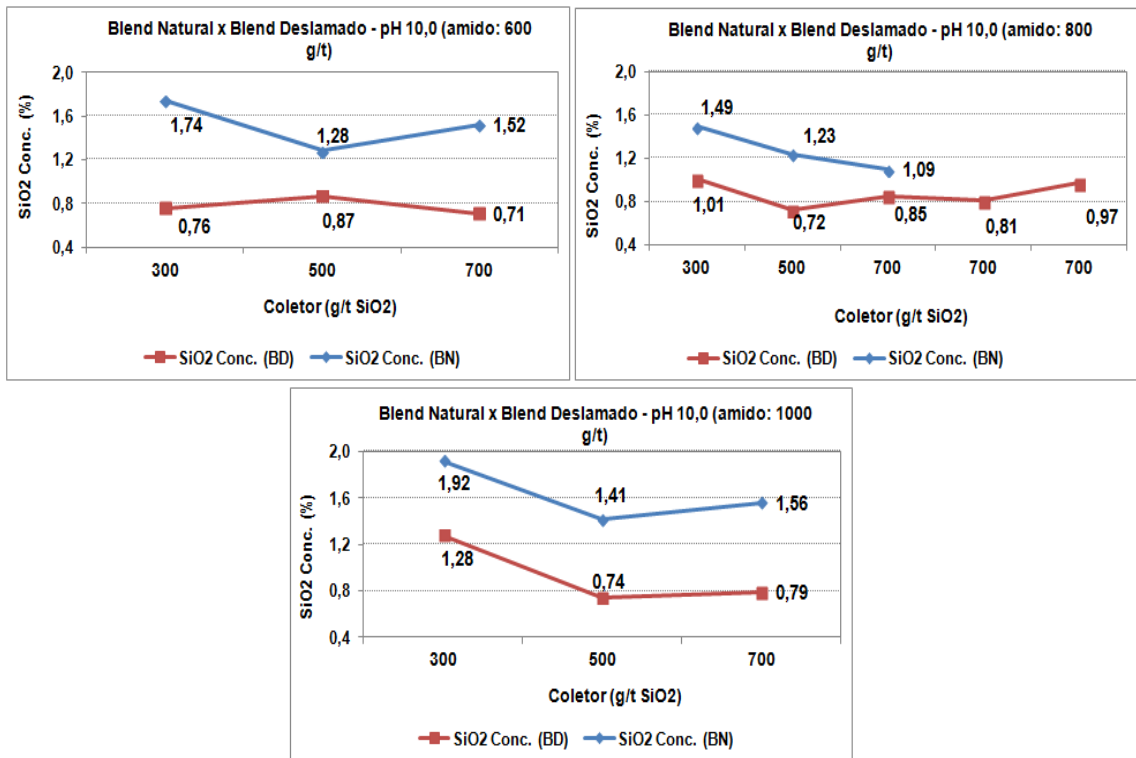


FIGURA 5.108 – Gráficos de teor de SiO₂ no concentrado x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.

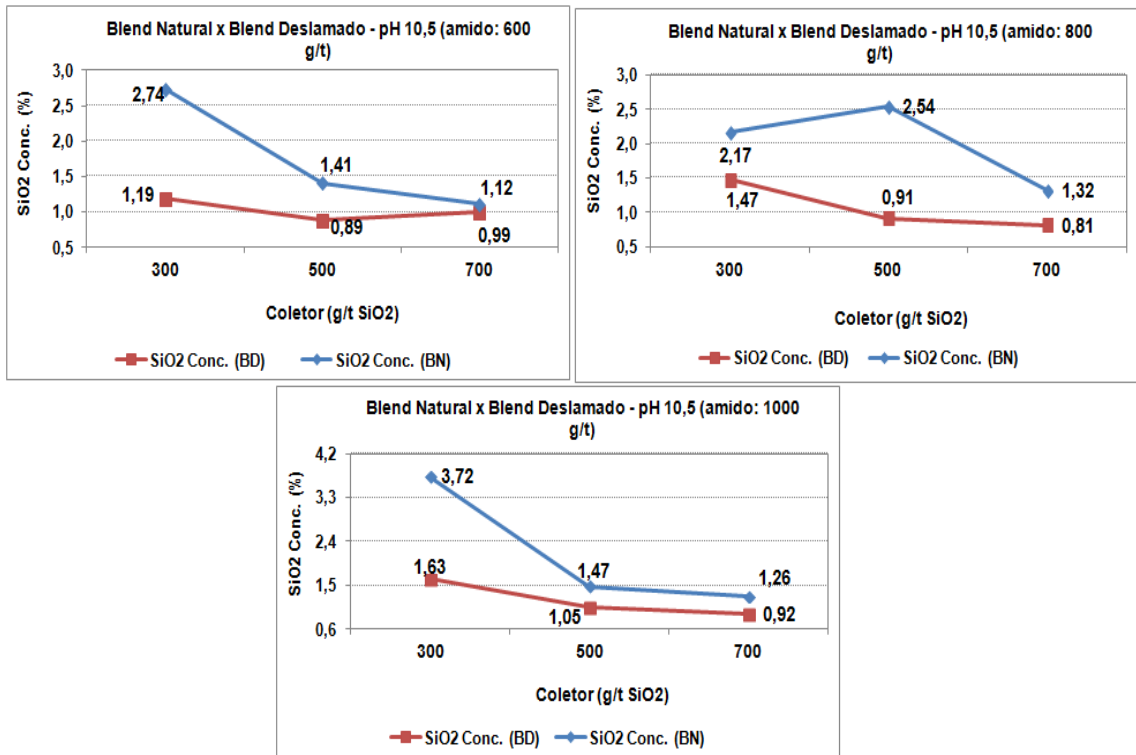


FIGURA 5.109 – Gráficos de teor de SiO₂ no concentrado x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.

Os testes realizados com a amostra *blend* deslamado (BD) apresentam menores teores de SiO₂ no concentrado comparados ao *blend* natural (BN), para as mesmas condições de dosagens de coletor, depressor e pH. Observa-se que os concentrados de flotação do *blend* deslamado (BD) apresentam, em sua maioria, teores de SiO₂ inferior ou bem próximo de 1%, para as dosagens de 500 e 700g/t de coletor para quaisquer valores de pH. Entretanto, percebe-se que para valores de pH acima de 10,0 e dosagens de coletor em 300g/t e depressor a partir de 800 g/t, ocorre um aumento gradativo do teor de SiO₂. Os maiores teores de SiO₂ nos concentrados obtidos com a dosagem de coletor em 300g/t, podem estar associados à influência da concentração dos reagentes no sistema.

O *blend* natural (BN) apresenta dificuldade para obtenção de qualidade (teor de SiO₂ < 1%) para todas as condições testadas.

5.2.3.3 Recuperação em massa na flotação

Os resultados de recuperação em massa na flotação obtidos para as amostras *Blend* Natural (BN) x *Blend* Deslamado (BD) são apresentados nas figuras 5.110 a 5.112.

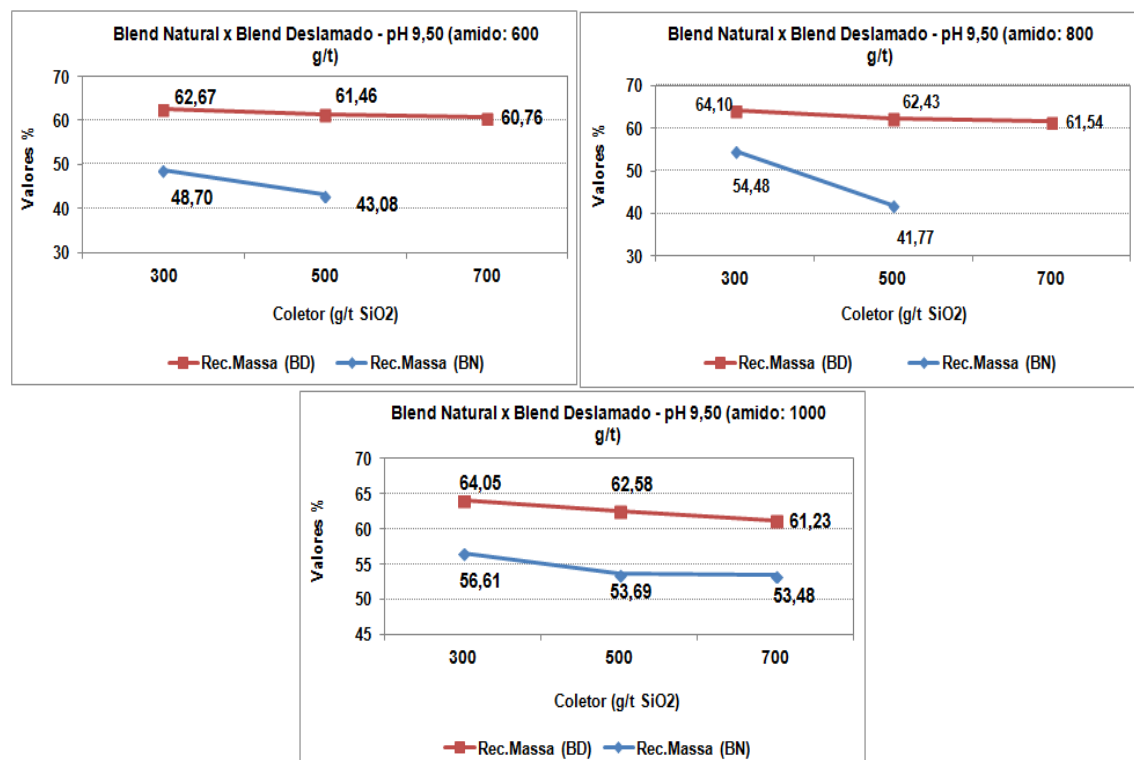


Figura 5.110 – Gráficos de recuperação em massa x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.

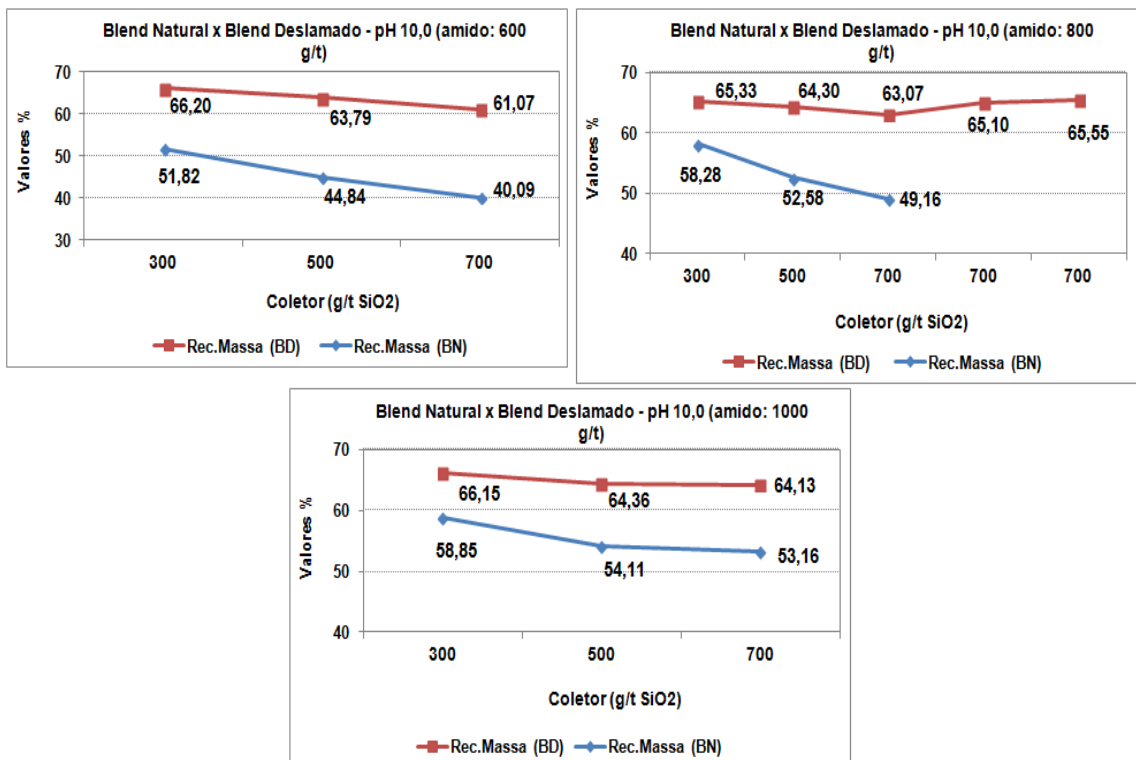


Figura 5.111 – Gráficos de recuperação em massa x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.

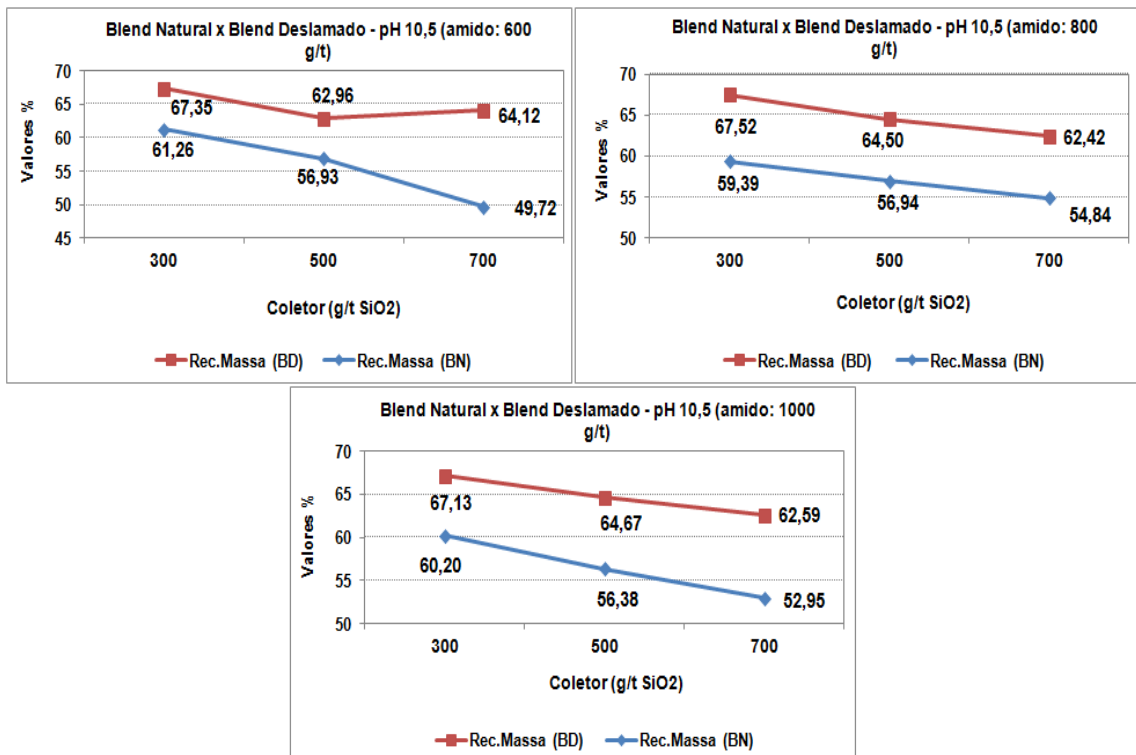


FIGURA 5.112 – Gráficos de recuperação em massa x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.

Comparativamente, percebe-se que os indicadores de recuperação em massa para a amostra *blend* deslamado (BD) é bastante superior aos obtidos para o *blend* natural (BN). Vale ressaltar que parte da recuperação mássica obtida na amostra do *blend* natural pode ser atribuída ao maior percentual de sílica contida nos concentrados. Verifica-se também que o *blend* natural (BN) é mais sensível ao aumento da dosagem de coletor, pois, é considerável a queda de recuperação mássica, comparado ao *blend* deslamado (BD).

5.2.3.4 Recuperação metálica na flotação

Os resultados de recuperação metálica na flotação obtida para as amostras *Blend* natural (BN) x *Blend* deslamado (BD) são apresentados nas figuras 5.113 a 5.115.

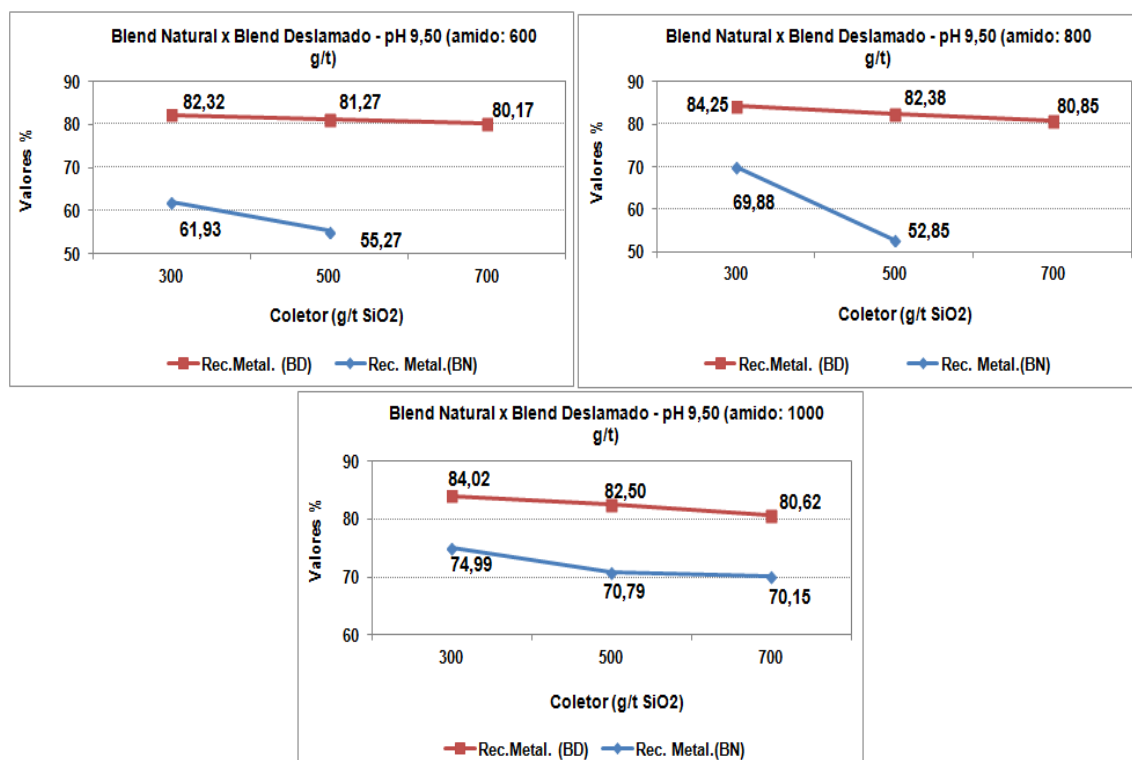


FIGURA 5.113 – Gráficos de recuperação metálica x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 9,50.

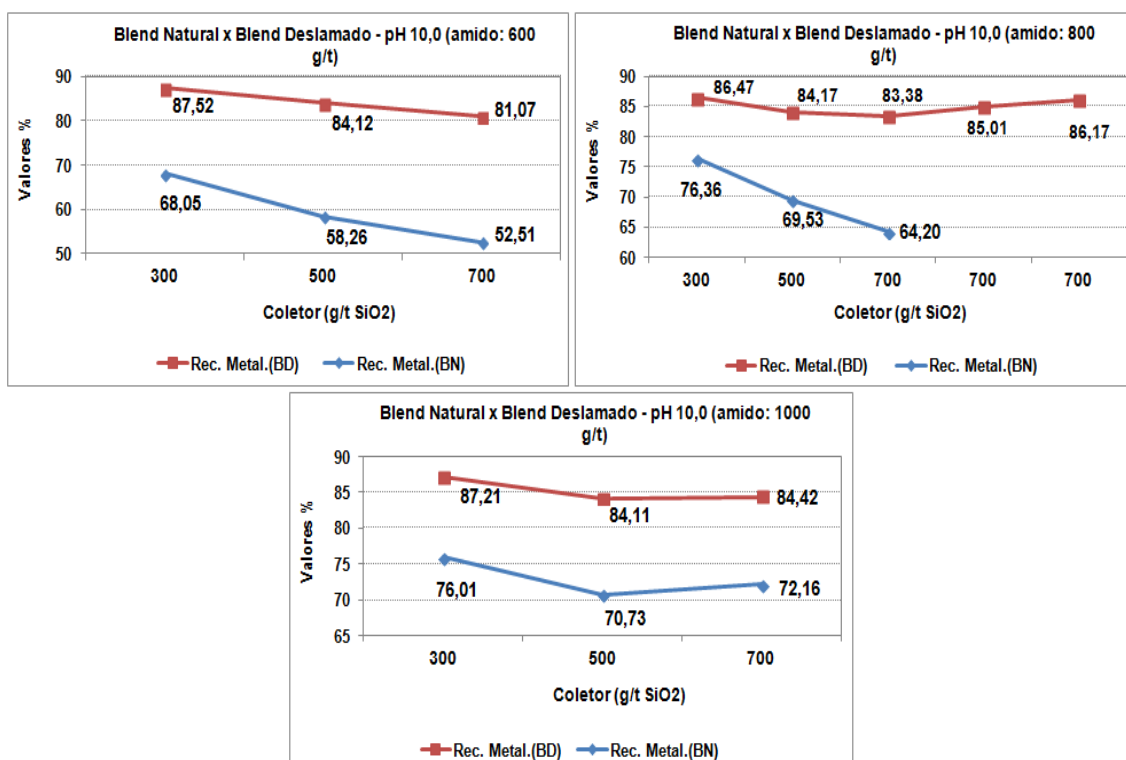


FIGURA 5.114 – Recuperação metálica x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,0.

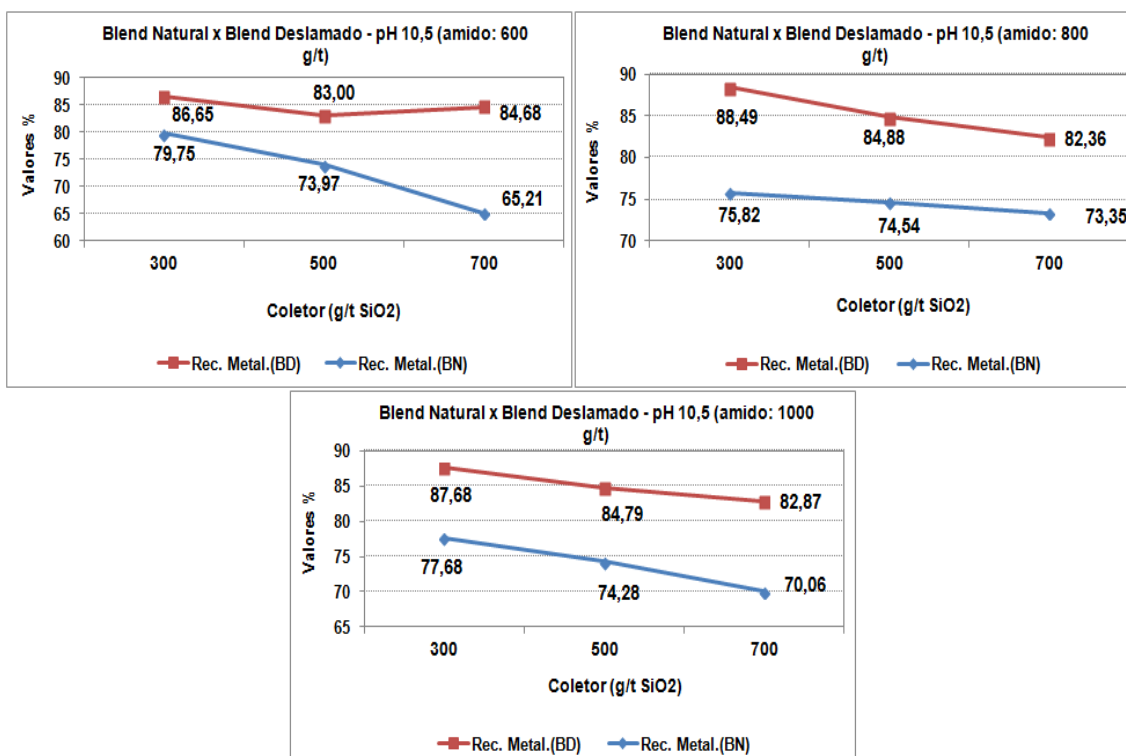


FIGURA 5.115 – Recuperação metálica x dosagem de coletor x dosagem de depressor, em pH 10,50.

Verifica-se que a amostra de *blend* deslamado (BD) apresenta os maiores valores de recuperação metálica, para todas as condições testadas. O aumento da dosagem de coletor proporciona significativa perda de recuperação metálica na flotação, para ambas as amostras. Observa-se que para a dosagem de depressor em 800g/t ambas as amostras apresentam menor sensibilidade à elevação da dosagem de coletor, resultando em menores perdas de recuperação metálica. Para o *blend* deslamado, o melhor pH encontrado foi 10.0; enquanto que para o *blend* natural, o pH é 10.5.

5.2.4 Resultados comparativos entre as amostras da flotação fracionada e a amostra global (AGFRBR)

De acordo com os resultados apresentados nas tabelas V.14, V.15 e V.18 pode-se destacar como melhores resultados os seguintes testes para as respectivas amostras: AGFRBR - teste 35; UF1DBR - teste 29 e para o *Blend* Natural o teste 3.

Agrupando os melhores resultados alcançados por indicador para cada amostra e suas respectivas condições, é possível se chegar à comparação direta dos resultados, conforme apresentado na figura 5.116. Pode-se observar que para a amostra de UF1DBR (partículas grossas) houve um consumo adicional de amido comparado às amostras de AGFRBR e *Blend* natural, fato este que pode estar associado a maior presença de minerais compactos na amostra estudada.

Os resultados obtidos mostram que cada faixa granulométrica requer uma dosagem de reagentes diferenciada para obtenção de um produto com baixo teor de sílica.

Como o ferro está distribuído nas frações mais finas, observa-se que os teores de ferro no rejeito tendem a se manterem altos, mesmo nas amostras com maior presença de grossos, evidenciando-se a necessidade de um estágio *scavenger* para sua recuperação.

Dosagem específica de reagentes em que foram obtidos os melhores resultados da flotação por resultado individual		Dosagem específica de reagentes para obtenção do melhor resultado da flotação global (média).				
Amostra	Massa (%)	Indicadores	Depressor	Coletor	pH	Resultado Flotação (%)
AGFRBR (-0,150 + 0,010mm)	100,0	Recup. massa (%)	550	250	10,5	59,53
		Recup. metálica Fe (%)	550	250	10	83,28
		SiO ₂ Concent. (%)	850	450	9,5	0,74
		Fe Rejeito (%)	550	250	10,5	20,39
UF10BR (-0,150 + 0,044mm)	80,0	Recup. massa (%)	850	250	10	61,20
		Recup. metálica Fe (%)	850	250	10	86,13
		SiO ₂ Concent. (%)	850	250	10	0,70
		Fe Rejeito (%)	850	250	10	18,03
Blend Natural (55% UF20BR + 45% UF10BR)	20,0	Recup. massa (%)	600	300	10,5	61,26
		Recup. metálica Fe (%)	600	300	10,5	79,75
		SiO ₂ Concent. (%)	600	500	9,5	0,90
		Fe Rejeito (%)	600	300	10,5	27,58

Resultado Final		Flotação Fracionada			
		Recup. massa (%)	Recup. metálica Fe (%)	SiO ₂ Concent. (%)	Fe Rejeito (%)
59,53	61,21	61,21	84,86	0,74	19,94
83,28	84,86	84,86	84,86	0,74	19,94
0,74	0,74	0,74	0,74	0,74	0,74
20,39	20,39	20,39	20,39	20,39	20,39

FIGURA 5.116 - Comparação de resultados entre a flotação fracionada e a flotação com a amostra AGFRBR (-0,150 +0,010 mm).

A tabela V.20 apresenta os ganhos relativos à flotação fracionada comparada à flotação com a amostra global (AGFRBR).

TABELA V.20 – Ganhos relativos ao estudo comparativo entre a flotação fracionada e a flotação com a amostra de AGFRBR (-0,150 + 0,010mm).

Relação de Amostras	Resultados de Flotação (%)			
	Rec. Mássica	Rec. Metálica Fe	SiO ₂ Concent.	Fe Rejeito
AGFRBR (-0,150 + 0,010mm)	59,53	83,28	0,74	20,39
Flotação Fracionada	61,21	84,86	0,74	19,94
UF1DBR (-0,150 + 0,044mm)	61,20	86,13	0,70	18,03
Blend (UF2DBR + UFMOBR)	61,26	79,75	0,90	27,58
Ganho	1,68	1,58	0,00	-0,45
Ganho (%)	2,82	1,90	0,00	-2,21

Os resultados mostram que os ganhos de recuperação mássica e metálica no processo são de 2,82% e 1,90%, respectivamente, com a introdução da flotação fracionada no circuito de flotação de Brucutu.

Em função deste aumento de recuperação mássica e considerando o programa de produção de *pellet feed* da usina de Brucutu que é de 16.000.000 toneladas/ano, espera-se um adicional na produção de *pellet* da ordem de 451.000 toneladas/ ano.

Com relação às diferenças de dosagem específica ideal para cada faixa granulométrica e a partição da flotação fracionada, é possível estimar a redução no consumo específico de coletor da ordem de 10%; entretanto, para o depressor acredita-se que é possível esta redução a partir da otimização de dosagem para ambas as faixas granulométricas.

6. CONCLUSÕES

O fracionamento permitiu conhecer o comportamento individual das amostras que compõem a alimentação global da flotação, bem como avaliar a influência de cada uma delas no processo.

A fração acima de 0,150mm apresenta elevado teor de sílica (na média, superior a 57%) e representa cerca de 30% de toda a massa de sílica contida nas amostras de alimentação global, *underflow* da 1ª deslamagem e da moagem. Toda esta massa de sílica traz transtornos ao sistema de flotação, exigindo aumento da dosagem de coletor e aumento do tempo de residência no processo.

Comparando-se o desempenho da flotação fracionada (UF1DBR e *blend* natural) com a amostra de alimentação global da flotação (AGFRBR), pode-se chegar a seguintes conclusões:

- ✓ o *underflow* da 1ª deslamagem demanda menores dosagens de reagentes para obtenção de qualidade em relação a alimentação global;
- ✓ verifica-se que não houve comprometimento da qualidade do concentrado para o *underflow* da 1ª deslamagem quando se variou a dosagem de reagentes e pH, comparado a alimentação global;
- ✓ verifica-se que tanto o *underflow* da 1ª deslamagem quanto a alimentação global apresentam teores de ferro no rejeito bem próximos, considerando que em ambas as amostras o ferro está distribuído nas frações mais finas, indicando a necessidade de um estágio *scavenger* para a sua recuperação; apesar disso, os indicadores de recuperação se mantiveram muito próximos;
- ✓ o *underflow* da 1ª deslamagem apresenta menores teores de sílica no concentrado comparado aos obtidos para a alimentação global, mesmo em menores dosagens de coletor, resultando em maiores índices de seletividade;
- ✓ o *blend* natural, devido as características das amostras que o compõe, apresenta dificuldades para obtenção de qualidade no mesmo nível dos valores obtidos

para a alimentação global e *underflow* da 1ª deslamagem; contudo, dosagens adequadas permitem obter um produto cuja qualidade não impactará o concentrado final da flotação em função da sua menor proporção em massa;

- ✓ ao submeter o *blend* natural a uma dispersão química, verifica-se que os indicadores de qualidade e recuperação melhoram significativamente, assim como a seletividade do processo;
- ✓ comparando-se os resultados da flotação fracionada (UF1DBR e *blend* natural) com a alimentação global, verifica-se que ocorrem ganhos de recuperação mássica e metálica na flotação, assim como maior controle sobre o processo para obtenção de qualidade. A princípio, os ganhos mostrados neste estudo são modestos, porém, a partir das otimizações de área, acredita-se que esses ganhos serão bastante significativos.

7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- Explorar reagentes alternativos que permitam aumentar a eficiência do processo de flotação;
- A partir do conhecimento de quais são os principais contaminantes presentes no ROM que alimenta a usina de Brucutu, estudar seus impactos e quais seriam seus limites máximos para a usina, especificamente para a flotação.
- Avaliar a influência de maiores tempos de condicionamento do depressor sobre a eficiência da flotação de finos.
- Realizar estudos tecnológicos de modo a viabilizar/minimizar os impactos quando do processamento dos minérios anfíbolíticos.
- Realizar cinéticas de flotação para as amostras estudadas.

8. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

O fracionamento da alimentação da flotação de Brucutu foi uma proposta alternativa para aumentar a massa processada pela flotação, visto o empobrecimento do ROM e necessidade de manutenção dos atuais níveis de produção. Inicialmente, a implantação dos tanques células foi visto com certo receio se esta seria a melhor opção para alavancar produção, mas também para manutenção da qualidade, já que Brucutu é considerando corretivo do sistema.

Os resultados obtidos mostram que tecnicamente é viável a flotação fracionada em Brucutu, pois, além de proporcionar aumento de recuperação com qualidade, permitirá estender a vida útil da mina devido ao melhor aproveitamento dos recursos minerais disponíveis e também proporcionar uma menor disposição de rejeitos em barragens.

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALMEIDA, F. F. M. & HASSUY, Y. (coords.) (1984) O Pré-cambriano do Brasil. São Paulo. Edgard Blücher. 542p.

ALMEIDA, F. F. M. (1977) O Cráton do São Francisco. Ver. Bras. Geoc. v.7. p.349 - 364.

APLAN, F. F., FUERSTENAU, D. W. (1962) Principles of Nonmetallic Mineral Flotation. In: FUERSTENAU, D. W. Froth Flotation - 50th Anniversary Volume. New York: AIME, c.7, p.170-214.

ARAUJO, A. C. (1982) Influência de íons de alumínio e caulinita na flotação catiônica reversa de quartzo e hematita. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

ARAUJO, A. C. (2004) Introdução ao tratamento de minérios. In: Apostila de Tratamento de Minérios. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

ARAUJO, A. C., PERES, A. E. C, VIANA, P. R. M. (2004) Reagentes na flotação de minérios de ferro. In: 59º Congresso Anual da ABM Internacional, São Paulo. Anais do 59º Congresso Anual da ABM. São Paulo: ABM, p. 4815-4823.

BARROS, L.A.F. de, LEAL FILHO, L.S. e PERES, A.E.C. (2001) Nota Técnica: Planta de Inovações Prática de Concentração de Fosfato - Mineral Engineering. Volume 14, Issue 1. pages 117-121.

BATISTELLI, G. M. B. (2007) Amina residual na flotação catiônica reversa de minério de ferro. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

BAZIN, C.; PROULX, M. (2001) Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles. International Journal of Mineral Processing, v. 61, p. 1 – 12.

BORGES, A. M. B. (1993) Arraste na flotação catiônica reversa de minérios de ferro. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

BRAGA JUNIOR, M. M. (2010) Efeito do scalping de quartzo grosso na flotação catiônica reversa de minério de ferro. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

BRANDÃO, P. R. G. (2003) Flotação de oxi-minerais. In: Apostila de Flotação. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, p.61-89.

CARVALHO, M. R. (2003) Interferência de cátions Ca^{2+} nas etapas de deslamagem e flotação de minérios de ferro. Dissertação de mestrado do Curso de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Escola de Minas - Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG.

CASTRO, E. B. (2002) Influência de finos na flotação do minério de ferro: efeitos da granulometria e da mineralogia. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

CABRAL, A. S. (2010) Rotas de processo para minérios goethíticos. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

COELHO, E. M. (1984) Beneficiamento de minérios de ferro. 1984. Tese (Concurso para professor titular)-Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. Cap.3.

CORNELL, R. M. and SCHWERTMANN, U. (1996). The Iron Oxides: Structure, properties, reactions, occurrence and uses. New York: VCH Publishers.

CRISTIE, T., BRATHWAITE, B. (1997) Mineral commodity report 15 – iron. Institute of Geological and Nuclear Sciences Ltd, New Zealand.

CRUZ, M. R.; PERES, A. E. C.; CASTRO, E. B.; TURRET, H. D. G. (2003) Modificação do circuito de Flotação da planta de beneficiamento de Vargem Grande. IV Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e XXXIII Seminário de redução de minério de Ferro e Matérias Primas; Ouro Preto-MG.

CRUZ, M. R. (2010) Flotação fracionada: aumento do rendimento da flotação através da divisão da alimentação em duas frações granulométricas. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

DANA, J. D. (1974) Manual de Mineralogia. 1ª Edição. Livros Técnicos e Científicos Editora S.A, Rio de Janeiro, RJ, p. 642.

DANA, J. D. (1976) Manual de mineralogia. Rev. Cornelius S. Hurlbut, Jr. Trad. Rui Ribeiro Franco. Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos, Vol.1, p.303-342.

DANA, J. D. & HURLBUT JR., C. S. (1984) Manual de Mineralogia. Ed. Livros Técnicos e Científicos Ed. S.A, Rio de Janeiro, RJ, 9ª Edição.

DEER, W. A., HOWIE, R. A., ZUSSMAN, J. *Minerais Constituintes das Rochas – Uma Introdução*. Lisboa: Fundação Calouste Gulbenkian, 1981. 558p.

DORR II, J. V. N. (1959). *Esboço Geológico do Quadrilátero Ferrífero de MG*. In: DNPM-USGS. *Publicação Especial 1*.

FERREIRA, E. E. (2004) *Lamas de minério de ferro: agregação/dispersão e reologia*. Tese de Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, MG.

FONSECA, D. C. (1992) *Estudo Mineralógico do “Pellet Feed Fines”, visando redução do teor de fósforo*, Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

HOUOT, R. (1983). *Beneficiation of iron ore by flotation – review of industrial and potential applications*. *International Journal of Mineral Processing*, vol.10.

IWASAKI, I. (1983) *Iron ore flotation, theory and practice*. *Mining Engineering*, p.622-631.

JAMESON, G. J – 2007 – *New Concepts in Coarse and Ultrafines Flotation*. *Symposium on Flotation Fundamentals: Physics and Chemistry – University of Newcastle, Australia*.

JESUS, C. A. G. (2010) *Ferro*. In: *Sumário Mineral 2010*, Departamento Nacional de Produção Mineral, Brasília, DF.

KLEIN, C. and HURLBUT, C. S. Jr. (1999) *Manual of Mineralogy*, 21st Revised Edition, New York.

KLEIN, C (2002) *Mineral Science*. 22 Ed. John Wiley & Sons, New York.

LASKOWSKI, J. (1974) *Particle-bubble attachment in flotation*. *Minerals Science Engineering*, Vol.6, p.223-235.

LEJA, J. (1982) *Surface Chemistry of Froth Flotation*. New York: Plenum Press. LIMA, N. P. (2001) *Comportamento de minérios itabiríticos dos complexos Alegria e Fábrica Nova frente aos processos de deslamagem e flotação - Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG*.

LIMA, N. P. (2010) *Avaliação do processo de flotação para diferentes frações granulométricas*. Tese de Doutorado do Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

LIPPER, G. C. (2012) Rota de processo para concentração de minérios de ferro hidratados. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

OLIVEIRA, P. S. (2006) Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

MAPA, P. S. (2006) Rota de processo para o underflow da deslamagem de minérios de ferro do concentrador da Samarco Mineração S.A. - Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

MARQUES, M. L. S. (2013) Comportamento de minérios de ferro na concentração por flotação na presença de lamas. Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

MONTE, M. B. M., PERES, A. E. C. (2002) Química de superfície na flotação. In: LUZ, A. B., et al. Tratamento de minérios, 3a edição, c.9, p.339-407, Rio de Janeiro, CETEM/MCT.

MORRIS, R. C. (1985) Genesis of iron ore in banded iron formation by supergene and supergene metamorphic processes - a conceptual model. In Handbook of Strata-bound and Stratiform Ore Deposits, Vol. 13, Wolf, K. H. (ed.). Elsevier, 73-235. Amsterdam, Holland.

NEDER, E. E. (2005) O uso de aminas graxas e seus derivados na flotação de minérios brasileiros. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia de Minas e de Petróleo). Escola Politécnica da USP, São Paulo.

PERES, A. E. C., COELHO, E. M., ARAUJO, A. C. (1980) Flotação, espessamento, deslamagem e floculação seletiva. In: COELHO, E.M. Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia; In Memorian Prof. Paulo Abib Andery. Recife: ITEP-CNPq.

PERES, A. E. C. (1999) Flotação. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, MG.

PERES, A. E. C. – 2012 – Flotação, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Belo Horizonte - Minas Gerais.

PERES, A. E. C. (2012) Propriedades das interfaces, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Belo Horizonte - Minas Gerais.

PERES, A. E. C. & ARAUJO, A. C. (2009) A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: CHAVES, A. P. (Ed.) Teoria e Prática do Tratamento de Minérios volume 4, 2ª edição: A Flotação no Brasil. Signus Editora, São Paulo, p. 1 -29.

PERES, A. E. C. & SALUM, M. J. G. (2004) Métodos de concentração. In: Apostila de Tratamento de Minérios. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, p.109-149.

PINTO, C. L., ARAUJO, A. C. & PERES, A. E. C. (1992) The effect of starch, amylose and amylopectin on the depression of oxo-minerals. Minerals Engineering, v. 5, nº 3-5, p. 469-476.

QUARESMA, L. F. (2001). Balanço Mineral Brasileiro 2001 - Departamento Nacional de Produção Mineral, DNPM, Brasília.

QUEIROZ, L. A.; FERREIRA A. D. ; PADOVEZI, A. D. ; PURIFICACAO, E. X. ; CANDIDO, M. H. Z. (2003) Análise mineralógica aplicada ao desenvolvimento de processos e produtos de minérios de ferro. In: III Seminário de laboratórios da CVRD.

QUEIROZ, L. A. (2008) Caracterização de minérios da Mina de Brucutu, Vale, focada na previsibilidade das operações de concentração mineral, Tese de Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Escola de Engenharia da UFMG, 355p. Belo Horizonte, MG.

RABELO, P. J. B. (1994) Estudos de caracterização e redução do teor de fósforo do minério de ferro da mina de Alegria, Mariana, MG. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

RAMDHOR, P. (1980). The Ore Minerals and Their Intergrowths. 2ed. Oxford: Pergamon Press Ltd.

ROBERTO, J. B. (2010) Influência dos diversos tipos litológicos nas operações de concentração da instalação de beneficiamento de Brucutu. Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

ROCHA, L. (2008) Estudo de aproveitamento econômico das lamas de uma mineração de ferro, através de concentração por flotação catiônica reversa. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

ROSE, A.; ROSE, E. (1957) The condensed chemical dictionary. 5.ed. New York: Reinhold Publishing Company

ROSIÈRE, C. A. & CHEMALE Jr., F. (1991) Textural and structural aspects of iron ores from Iron Quadrangle, Brazil. Source, Transport and Deposition of Metals. Pagel & Leroy (Eds), Balkema, Rotterdam.

SALES, C. G. (2011) Rotas de beneficiamento para recuperação de minerais portadores de ferro do underflow do espessador de lamas da usina de Brucutu. Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

SANTANA, P. P. (2012) Flotação direta de minério de ferro itabirítico. Dissertação de mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.

SANTIAGO, T. C., ARAUJO, A. C. et al (1993) Minério de ferro. In: Aspectos Tecnológicos Relativos à Preparação de Carga e Operação de Alto-Forno. ABM - Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, Belo Horizonte.

SANTOS, E. P. (2010) Alternativas para o tratamento de ultrafinos de minério de ferro da mina do Pico/MG por flotação em coluna. Dissertação de mestrado do Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, RS.

SILVA, D. B., VALADARES, M. C. (1988) Tratamento de minérios. In: Geologia, beneficiamento, caracterização e análise microestrutural de minérios de ferro. Vitória: ABM - Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais.

SIVAMOHAN, R. (1990) The Problem of Recovering Very Fine Particles in Mineral Processing – A Review, International Journal of Mineral Processing, Vol. 28, Elsevier Science Publishers B. V., p. 247-288. Amsterdam, Holland.

SOMASUNDARAN, P. (1980) Principles of Flocculation, Dispersion, and Selective Flocculation. In: SOMASUNDARAN, P. Fine particles processing, v.II, c.48, p.947-976.

SOUZA JÚNIOR, M. (1994) Caracterização mineralógica e tecnológica do minério de ferro itabirítico anfibolítico da jazida de Alegria, Mariana, MG. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

TAKEHARA, L. (2004) Caracterização geometalúrgica dos principais minérios de ferro brasileiros – fração Sinter Feed. Tese de doutorado, Programa de Pós Graduação em Geociências, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, RS.

TOTOU, A. R. (2010) Efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto, MG.

TRAHAR, W. J. (1976) The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to effects of particle size. *International Journal of Mineral Processing*, v.3, p.151-166.

TURRER, H. D. G., (2004) Utilização de poliacrilamidas de alto peso molecular na flotação catiônica reversa de minério de ferro. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), Belo Horizonte, MG.

TURRER, H. D. G., (2007) Polímeros depressores na flotação de minério de ferro. Tese de Doutorado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), Belo Horizonte, MG.

VALADÃO, G. E. S.; LIMA, N. P. (2009) Avaliação do efeito da granulometria no processo de flotação. *Revista da Escola de Minas de Ouro Preto*.

VIANA, P. R. M. (2004) Prática industrial na indústria de minério de ferro. In: *Apostila de Tratamento de Minérios*. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

VIEIRA, A. M. (2005) Efeito da granulometria na flotação de quartzo. Tese de doutorado. Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais.

WOLFF, A. P. (2009) Caracterização de rejeitos de minério de ferro de minas da Vale. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto, MG.

ANEXO 1 - Resultados dos Testes de Flotação com Alimentação Global da Flotação *Rougher* de Brucutu (AGFRBR)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Alimentação Global da Flotação <i>Rougher</i> de Brucutu - AGFRBR																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
01	9,50	250	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,09	83,19
						CO	68,37	1,17	0,026	0,57	0,031	0,097	0,008	0,027	0,96		
						RJ	20,49	68,84	0,021	1,03	0,018	0,067	0,011	0,030	0,98		
02	9,50	350	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,65	80,87
						CO	68,01	0,88	0,026	0,56	0,028	0,094	0,006	0,005	0,94		
						RJ	22,56	65,01	0,022	1,04	0,017	0,069	0,011	0,024	0,98		
03	9,50	450	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,33	79,37
						CO	68,21	0,90	0,026	0,58	0,029	0,096	0,010	0,001	0,97		
						RJ	23,62	64,76	0,021	1,02	0,014	0,061	0,010	0,013	1,02		
33	9,50	250	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,28	78,82
						CO	68,16	1,12	0,026	0,57	0,029	0,091	0,005	0,018	0,93		
						RJ	24,05	64,25	0,021	1,03	0,013	0,058	0,013	0,014	1,01		
05	9,50	350	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,10	82,56
						CO	68,52	0,96	0,025	0,56	0,028	0,094	0,007	0,001	0,93		
						RJ	20,96	67,09	0,022	1,08	0,017	0,070	0,010	0,024	1,02		
06	9,50	450	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,18	80,91
						CO	68,55	1,14	0,025	0,59	0,031	0,092	0,007	0,001	0,93		
						RJ	22,28	65,79	0,022	1,04	0,018	0,071	0,010	0,012	1,02		
07	9,50	250	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	60,24	83,26
						CO	67,60	1,66	0,028	0,62	0,031	0,093	0,008	0,001	1,03		
						RJ	20,78	68,47	0,021	0,97	0,016	0,066	0,009	0,018	0,92		
26	9,50	350	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,27	83,19
						CO	68,68	0,95	0,026	0,58	0,030	0,093	0,007	0,001	0,93		
						RJ	20,36	67,60	0,023	1,07	0,017	0,069	0,008	0,020	1,10		
27	9,50	450	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,47	81,80
						CO	68,75	0,58	0,024	0,54	0,028	0,101	0,019	0,001	0,93		
						RJ	21,48	67,34	0,023	1,07	0,019	0,072	0,009	0,023	1,14		
10	10,00	250	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	62,48	86,20
						CO	67,86	1,69	0,027	0,55	0,029	0,099	0,014	0,001	0,94		
						RJ	18,00	71,52	0,020	0,99	0,015	0,061	0,009	0,025	0,94		
11	10,00	350	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	60,10	83,96
						CO	68,36	0,92	0,028	0,59	0,029	0,104	0,022	0,001	1,04		
						RJ	19,83	69,10	0,020	0,98	0,017	0,065	0,008	0,016	1,01		
12	10,00	450	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	60,04	83,59
						CO	68,41	0,84	0,026	0,56	0,028	0,105	0,024	0,001	1,02		
						RJ	20,13	68,95	0,021	1,02	0,018	0,067	0,009	0,026	1,05		
13	10,00	250	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	60,49	84,03
						CO	68,34	1,02	0,025	0,53	0,027	0,100	0,020	0,001	0,97		
						RJ	19,78	68,93	0,021	0,97	0,016	0,065	0,007	0,018	0,97		
28	10,00	350	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,20	81,89
						CO	67,95	0,77	0,024	0,54	0,029	0,093	0,008	0,001	0,85		
						RJ	21,77	66,25	0,021	1,04	0,018	0,073	0,010	0,024	1,11		

ANEXO 1 - Resultados dos Testes de Flotação com Alimentação Global da Flotação *Rougher* de Brucutu (AGFRBR - Continuação)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Alimentação Global da Flotação <i>Rougher</i> de Brucutu - AGFRBR																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
29	10,00	450	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	57,82	81,31
						CO	67,96	1,21	0,027	0,60	0,029	0,095	0,011	0,001	0,94		
						RJ	22,23	65,01	0,022	1,04	0,018	0,072	0,009	0,020	1,04		
30	10,00	250	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	60,69	84,78
						CO	67,97	1,32	0,024	0,60	0,030	0,094	0,008	0,001	0,92		
						RJ	19,27	69,31	0,018	1,04	0,022	0,064	0,008	0,001	1,07		
31	10,00	350	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,57	83,27
						CO	68,28	1,03	0,025	0,57	0,030	0,094	0,008	0,001	0,95		
						RJ	20,46	67,65	0,020	1,01	0,016	0,063	0,008	0,017	1,02		
32	10,00	450	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,67	82,47
						CO	67,84	0,80	0,025	0,57	0,030	0,095	0,007	0,001	0,96		
						RJ	21,34	66,90	0,022	1,04	0,018	0,068	0,009	0,032	1,10		
19	10,50	250	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	61,97	85,76
						CO	67,70	1,76	0,027	0,57	0,031	0,095	0,008	0,001	0,93		
						RJ	18,49	70,56	0,020	0,97	0,015	0,060	0,008	0,019	1,05		
20	10,50	350	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,72	83,10
						CO	67,95	1,24	0,028	0,59	0,029	0,096	0,010	0,001	1,03		
						RJ	20,76	68,46	0,020	0,99	0,017	0,067	0,009	0,022	0,97		
21	10,50	450	EDAC	550	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	57,20	79,88
						CO	68,43	0,68	0,026	0,57	0,028	0,102	0,018	0,001	0,97		
						RJ	23,13	64,48	0,022	1,00	0,019	0,073	0,009	0,029	1,16		
22	10,50	250	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,25	82,28
						CO	68,72	0,90	0,026	0,55	0,029	0,103	0,017	0,001	1,05		
						RJ	21,10	67,79	0,021	0,99	0,017	0,068	0,010	0,023	1,02		
23	10,50	350	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,33	81,82
						CO	68,18	0,82	0,028	0,63	0,028	0,100	0,018	0,001	0,99		
						RJ	21,72	66,04	0,021	1,00	0,017	0,068	0,007	0,014	1,06		
24	10,50	450	EDAC	700	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	55,15	76,68
						CO	68,39	0,95	0,026	0,57	0,028	0,097	0,020	0,001	0,96		
						RJ	25,46	61,67	0,022	1,02	0,019	0,077	0,009	0,019	1,14		
25	10,50	250	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,09	81,04
						CO	68,50	1,04	0,027	0,58	0,030	0,095	0,007	0,001	0,96		
						RJ	22,20	65,08	0,021	1,01	0,016	0,071	0,009	0,019	1,07		
17	10,50	350	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	60,49	83,26
						CO	68,35	1,46	0,025	0,52	0,027	0,099	0,020	0,001	0,98		
						RJ	20,44	68,28	0,020	0,99	0,016	0,066	0,009	0,018	1,01		
18	10,50	450	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	58,00	80,82
						CO	67,42	1,05	0,026	0,52	0,028	0,097	0,021	0,001	0,97		
						RJ	22,88	64,31	0,021	0,98	0,017	0,071	0,010	0,019	0,98		
34	9,50	450	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	57,76	81,16
						CO	68,31	0,75	0,026	0,57	0,029	0,091	0,010	0,007	0,96		
						RJ	22,19	66,33	0,020	0,99	0,024	0,070	0,005	0,001	1,06		
35	9,50	450	EDAC	850	Gritz	AL	49,09	28,12	0,023	0,73	0,024	0,085	0,015	0,001	0,89	59,53	83,28
						CO	68,43	0,74	0,026	0,60	0,031	0,094	0,009	0,001	1,02		
						RJ	20,39	68,45	0,021	1,02	0,017	0,068	0,007	0,028	1,12		

ANEXO 2 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Underflow* da 1ª Deslamagem de Brucutu (UF1DBR)

Ensaio de Flotação em Bancada

Amostra: Underflow da 1ª Deslamagem de Brucutu (UF1DBR)

Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
10	9,50	250	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,35	83,45
						CO	68,81	0,58	0,023	0,47	0,026	0,098	0,018	0,001	0,87		
						RJ	20,21	68,18	0,018	0,88	0,013	0,058	0,008	0,019	0,90		
11	9,50	350	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	58,71	83,02
						CO	68,63	0,48	0,023	0,49	0,026	0,100	0,019	0,001	0,90		
						RJ	20,66	67,74	0,019	0,88	0,014	0,055	0,007	0,012	0,90		
12	9,50	450	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,46	83,85
						CO	68,68	1,10	0,025	0,54	0,027	0,096	0,007	0,001	0,87		
						RJ	19,92	69,15	0,018	0,88	0,013	0,052	0,010	0,010	0,94		
22	9,50	250	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,32	83,26
						CO	68,64	0,36	0,022	0,46	0,025	0,096	0,017	0,001	0,83		
						RJ	20,45	68,55	0,018	0,86	0,013	0,055	0,010	0,009	0,93		
23	9,50	350	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	57,55	81,31
						CO	68,62	0,33	0,023	0,47	0,026	0,095	0,018	0,001	0,83		
						RJ	22,07	66,59	0,019	0,89	0,014	0,060	0,008	0,020	0,99		
06	9,50	450	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	58,03	81,92
						CO	68,59	0,30	0,023	0,45	0,025	0,099	0,017	0,001	0,88		
						RJ	21,59	67,12	0,019	0,87	0,014	0,058	0,008	0,018	0,91		
07	9,50	250	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	60,37	84,20
						CO	68,74	0,41	0,024	0,46	0,026	0,100	0,019	0,001	0,83		
						RJ	19,58	70,25	0,020	0,93	0,012	0,053	0,011	0,036	0,95		
08	9,50	350	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,89	84,40
						CO	68,64	0,26	0,024	0,45	0,025	0,095	0,018	0,001	0,83		
						RJ	19,45	70,01	0,018	0,85	0,013	0,054	0,007	0,022	0,90		
09	9,50	450	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,04	83,35
						CO	68,60	0,48	0,025	0,55	0,026	0,101	0,020	0,001	0,88		
						RJ	20,39	67,88	0,019	0,91	0,013	0,054	0,010	0,027	1,01		
01	10,00	250	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	57,90	81,33
						CO	68,76	0,62	0,024	0,53	0,026	0,099	0,019	0,001	0,88		
						RJ	21,99	67,00	0,018	0,88	0,014	0,061	0,007	0,018	0,86		
02	10,00	350	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	54,59	76,57
						CO	68,78	0,29	0,023	0,46	0,025	0,094	0,017	0,001	0,78		
						RJ	25,51	60,71	0,021	0,89	0,016	0,066	0,010	0,020	0,95		
03	10,00	450	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	56,00	78,96
						CO	68,53	0,36	0,024	0,48	0,025	0,097	0,017	0,001	0,88		
						RJ	23,92	63,97	0,019	0,86	0,013	0,060	0,007	0,008	0,95		
13	10,00	250	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	60,91	85,41
						CO	68,99	0,55	0,024	0,54	0,027	0,095	0,011	0,001	0,88		
						RJ	18,38	71,40	0,018	0,91	0,012	0,053	0,012	0,034	0,97		
14	10,00	350	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	60,35	84,81
						CO	68,70	0,53	0,022	0,48	0,027	0,099	0,019	0,001	0,90		
						RJ	19,05	70,40	0,019	0,91	0,012	0,057	0,010	0,030	0,91		

ANEXO 2 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Underflow* da 1ª Deslamagem de Brucutu (UF1DBR - Continuação)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Underflow da 1ª Deslamagem de Brucutu (UF1DBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
15	10,00	450	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	60,02	84,07
						CO	69,20	0,36	0,024	0,47	0,026	0,100	0,017	0,001	0,87		
						RJ	19,50	69,45	0,018	0,88	0,012	0,055	0,009	0,015	0,96		
16	10,00	250	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	61,99	86,03
						CO	68,43	0,58	0,025	0,51	0,027	0,101	0,016	0,001	0,94		
						RJ	18,04	72,19	0,018	0,86	0,011	0,047	0,008	0,026	0,92		
17	10,00	350	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	60,11	84,18
						CO	69,03	0,47	0,027	0,55	0,027	0,093	0,040	0,014	0,91		
						RJ	19,48	69,32	0,017	0,86	0,011	0,053	0,007	0,016	0,88		
18	10,00	450	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,89	83,97
						CO	69,32	0,27	0,025	0,50	0,027	0,093	0,008	0,032	0,84		
						RJ	19,54	70,04	0,018	0,88	0,013	0,054	0,010	0,028	1,00		
19	10,50	250	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,15	83,44
						CO	68,62	0,52	0,024	0,50	0,027	0,101	0,018	0,001	0,91		
						RJ	20,30	68,72	0,017	0,85	0,012	0,054	0,008	0,022	0,88		
20	10,50	350	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	56,53	79,45
						CO	68,44	0,41	0,024	0,46	0,026	0,098	0,017	0,001	0,81		
						RJ	23,60	64,65	0,020	0,87	0,013	0,062	0,016	0,023	0,81		
21	10,50	450	EDA-C	550	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	55,25	76,64
						CO	68,95	0,41	0,023	0,45	0,027	0,096	0,020	0,001	0,83		
						RJ	25,39	61,21	0,018	0,84	0,014	0,064	0,011	0,017	0,90		
04	10,50	250	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	57,57	80,66
						CO	68,30	0,43	0,024	0,47	0,026	0,097	0,016	0,001	0,91		
						RJ	22,73	65,06	0,018	0,86	0,012	0,058	0,007	0,017	0,89		
05	10,50	350	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	55,40	77,96
						CO	68,78	0,40	0,024	0,47	0,027	0,096	0,018	0,001	0,88		
						RJ	24,54	62,18	0,019	0,90	0,014	0,063	0,007	0,020	0,92		
24	10,50	450	EDA-C	700	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	55,52	78,08
						CO	68,54	0,29	0,023	0,44	0,026	0,095	0,019	0,001	0,84		
						RJ	24,56	62,61	0,019	0,86	0,013	0,065	0,011	0,019	0,87		
25	10,50	250	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	60,40	84,90
						CO	68,30	0,55	0,025	0,51	0,027	0,100	0,020	0,001	1,04		
						RJ	19,15	70,64	0,017	0,82	0,011	0,052	0,014	0,023	0,80		
26	10,50	350	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	57,33	80,52
						CO	68,84	0,41	0,023	0,47	0,025	0,098	0,020	0,001	0,88		
						RJ	22,60	66,16	0,017	0,79	0,013	0,057	0,010	0,019	0,82		
27	10,50	450	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	55,83	78,38
						CO	68,73	0,28	0,024	0,46	0,026	0,094	0,019	0,001	0,85		
						RJ	24,26	63,55	0,017	0,81	0,013	0,061	0,008	0,019	0,86		
28	10,00	250	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	59,90	83,80
						CO	68,80	0,66	0,025	0,53	0,029	0,092	0,007	0,001	0,91		
						RJ	19,91	70,13	0,016	0,89	0,011	0,053	0,005	0,071	0,85		
29	10,00	250	EDA-C	850	Gritz	AL	49,22	28,87	0,020	0,66	0,022	0,080	0,017	0,001	0,74	61,20	86,13
						CO	68,22	0,70	0,027	0,57	0,029	0,097	0,008	0,001	0,99		
						RJ	18,03	71,77	0,013	0,82	0,016	0,049	0,005	0,001	0,78		

ANEXO 3 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Underflow* dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem de Brucutu (UFMOBR).

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Underflow da Moagem de Brucutu (UFMOBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
01	9,50	250	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	69,79	87,69
						CO	63,94	1,44	0,094	2,23	0,060	0,196	0,021	0,001	4,66		
						RJ	21,51	67,34	0,028	0,93	0,016	0,057	0,006	0,022	1,41		
02	9,50	350	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	69,21	86,63
						CO	63,98	1,20	0,092	2,18	0,055	0,193	0,018	0,001	4,62		
						RJ	22,68	65,90	0,028	0,92	0,017	0,062	0,009	0,016	1,44		
03	9,50	450	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	68,48	85,51
						CO	64,76	0,98	0,093	2,22	0,058	0,199	0,022	0,001	4,64		
						RJ	23,25	64,65	0,027	0,89	0,016	0,059	0,008	0,025	1,38		
04	9,50	250	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,93	91,85
						CO	63,94	1,61	0,090	2,15	0,054	0,189	0,026	0,001	4,27		
						RJ	16,07	74,09	0,030	1,06	0,015	0,054	0,005	0,027	1,66		
05	9,50	350	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,12	90,71
						CO	64,37	1,43	0,091	2,16	0,055	0,193	0,022	0,001	4,30		
						RJ	17,38	71,86	0,031	1,02	0,017	0,055	0,005	0,024	1,60		
06	9,50	450	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	71,41	90,72
						CO	64,35	1,26	0,090	2,14	0,054	0,192	0,020	0,001	4,43		
						RJ	17,38	71,86	0,031	1,02	0,017	0,055	0,005	0,024	1,60		
07	9,50	250	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,92	92,04
						CO	64,81	1,14	0,090	2,09	0,055	0,187	0,021	0,001	4,38		
						RJ	15,21	74,59	0,030	1,04	0,016	0,057	0,006	0,025	1,67		
08	9,50	350	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,02	91,14
						CO	64,49	1,21	0,091	2,13	0,055	0,191	0,020	0,001	4,34		
						RJ	16,71	73,67	0,032	1,08	0,017	0,063	0,007	0,032	1,78		
09	9,50	450	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,23	91,36
						CO	64,30	1,20	0,091	2,18	0,056	0,199	0,020	0,001	4,38		
						RJ	16,53	72,59	0,032	1,11	0,017	0,059	0,006	0,022	1,77		
10	10,00	250	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	69,19	86,56
						CO	63,92	1,41	0,093	2,23	0,057	0,197	0,023	0,001	4,65		
						RJ	22,80	64,59	0,028	0,97	0,016	0,063	0,007	0,011	1,53		
11	10,00	350	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	69,04	86,22
						CO	63,92	1,17	0,093	2,24	0,057	0,200	0,019	0,001	4,68		
						RJ	23,17	63,89	0,028	0,94	0,016	0,061	0,008	0,011	1,55		
12	10,00	450	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	68,41	85,72
						CO	64,10	1,08	0,096	2,25	0,058	0,196	0,022	0,001	4,69		
						RJ	23,55	63,64	0,028	0,94	0,016	0,062	0,006	0,013	1,55		
13	10,00	250	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	73,02	90,95
						CO	64,19	1,65	0,090	2,16	0,056	0,194	0,021	0,001	4,31		
						RJ	17,18	72,48	0,031	1,07	0,017	0,060	0,006	0,023	1,75		
14	10,00	350	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,07	90,86
						CO	64,34	1,01	0,090	2,14	0,057	0,190	0,021	0,001	4,33		
						RJ	17,20	71,93	0,030	1,03	0,017	0,058	0,005	0,023	1,65		

ANEXO 3 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Underflow* dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem de Brucutu (UFMOBR - Continuação)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Underflow da Moagem de Brucutu (UFMOBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
15	10,00	450	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	71,72	90,54
						CO	64,11	1,49	0,091	2,16	0,055	0,193	0,020	0,001	4,44		
						RJ	17,80	70,93	0,031	1,06	0,017	0,061	0,007	0,014	1,71		
16	10,00	250	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	73,02	91,45
						CO	64,76	1,44	0,089	2,09	0,054	0,188	0,020	0,001	4,32		
						RJ	16,08	73,33	0,031	1,05	0,017	0,061	0,004	0,020	1,71		
17	10,00	350	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,34	91,35
						CO	64,12	1,28	0,089	2,10	0,056	0,191	0,020	0,001	4,35		
						RJ	16,67	73,24	0,032	1,07	0,017	0,063	0,006	0,017	1,74		
18	10,00	450	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,16	91,43
						CO	63,43	1,22	0,089	2,04	0,055	0,176	0,010	0,001	4,62		
						RJ	17,07	72,44	0,031	1,06	0,018	0,058	0,006	0,019	1,71		
19	10,50	250	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	78,22	92,26
						CO	59,78	8,10	0,084	2,05	0,052	0,177	0,020	0,001	4,07		
						RJ	19,33	69,24	0,034	1,21	0,019	0,071	0,008	0,025	2,06		
20	10,50	350	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	70,23	88,24
						CO	64,26	1,42	0,091	2,18	0,057	0,191	0,022	0,001	4,48		
						RJ	20,61	67,34	0,031	1,08	0,018	0,067	0,011	0,014	1,75		
21	10,50	450	EDAC	550	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	70,09	88,18
						CO	64,12	1,34	0,090	2,16	0,056	0,193	0,019	0,001	4,44		
						RJ	20,79	66,89	0,031	1,00	0,016	0,062	0,009	0,014	1,61		
22	10,50	250	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	75,16	92,21
						CO	62,45	3,61	0,088	2,05	0,053	0,174	0,011	0,001	4,20		
						RJ	16,67	72,41	0,032	1,10	0,018	0,065	0,007	0,021	1,66		
23	10,50	350	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,91	90,70
						CO	62,94	2,66	0,092	2,09	0,055	0,172	0,011	0,001	4,19		
						RJ	18,50	69,74	0,033	1,14	0,024	0,068	0,004	0,001	1,80		
24	10,50	450	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	71,84	90,19
						CO	63,91	1,81	0,090	2,11	0,056	0,178	0,011	0,001	4,25		
						RJ	18,42	69,66	0,034	1,21	0,019	0,071	0,006	0,019	1,85		
25	10,50	250	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	75,32	91,02
						CO	63,17	3,93	0,087	2,08	0,055	0,187	0,019	0,001	4,15		
						RJ	17,86	72,29	0,031	1,12	0,022	0,064	0,005	0,010	1,77		
26	10,50	350	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,37	91,32
						CO	64,15	1,55	0,093	2,07	0,056	0,179	0,010	0,001	4,34		
						RJ	16,69	72,34	0,032	1,12	0,019	0,065	0,006	0,024	1,76		
27	10,50	450	EDAC	850	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	71,65	90,51
						CO	65,00	1,01	0,089	2,13	0,056	0,189	0,019	0,001	4,28		
						RJ	17,22	71,53	0,032	1,06	0,017	0,062	0,010	0,017	1,68		
28	10,00	350	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	72,34	90,70
						CO	64,45	1,46	0,088	2,14	0,056	0,191	0,023	0,001	4,28		
						RJ	17,34	71,81	0,031	1,09	0,017	0,060	0,005	0,025	1,70		
29	10,00	350	EDAC	700	Gritz	AL	51,45	21,51	0,071	1,87	0,044	0,153	0,016	0,001	3,34	73,19	92,02
						CO	64,18	1,64	0,091	2,15	0,054	0,181	0,016	0,001	4,39		
						RJ	15,65	74,65	0,029	1,05	0,015	0,057	0,015	0,030	1,55		

ANEXO 4 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Underflow* da 2ª Deslamagem de Brucutu (UF2DBR)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Underflow da 2ª Deslamagem de Brucutu (UF2DBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
01	9,50	300	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	42,79	56,26
						CO	64,57	1,91	0,077	2,37	0,075	0,266	0,016	0,001	3,71		
						RJ	36,18	43,55	0,044	2,69	0,045	0,184	0,012	0,032	2,38		
02	9,50	500	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	30,20	39,51
						CO	63,31	1,66	0,094	2,55	0,081	0,253	0,009	0,017	4,34		
						RJ	41,54	36,37	0,043	2,54	0,047	0,195	0,013	0,027	2,29		
03	9,50	700	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	26,22	37,50
						CO	62,80	1,56	0,102	2,80	0,088	0,264	0,009	0,039	4,75		
						RJ	42,14	34,31	0,044	2,38	0,050	0,181	0,006	0,001	2,23		
04	9,50	300	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	40,71	55,53
						CO	64,42	1,44	0,074	2,09	0,068	0,233	0,008	0,017	3,47		
						RJ	36,50	42,44	0,048	2,85	0,050	0,189	0,010	0,039	2,61		
05	9,50	500	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	32,99	44,48
						CO	64,41	1,25	0,086	2,25	0,073	0,241	0,008	0,017	3,80		
						RJ	39,95	37,98	0,047	2,68	0,049	0,196	0,014	0,038	2,48		
06	9,50	700	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	29,87	40,79
						CO	63,80	1,39	0,088	2,51	0,078	0,251	0,008	0,001	3,99		
						RJ	41,09	35,87	0,046	2,57	0,049	0,196	0,015	0,025	2,44		
07	9,50	300	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	40,31	57,31
						CO	65,29	1,37	0,069	1,91	0,061	0,225	0,006	0,009	2,98		
						RJ	35,50	42,65	0,050	2,89	0,050	0,176	0,007	0,001	2,67		
08	9,50	500	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	35,35	48,38
						CO	65,27	1,15	0,076	2,01	0,066	0,234	0,008	0,014	3,28		
						RJ	38,55	39,38	0,053	2,85	0,053	0,199	0,015	0,046	2,77		
09	9,50	700	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	33,14	47,65
						CO	64,54	1,06	0,081	2,04	0,070	0,231	0,010	0,001	3,50		
						RJ	39,01	38,45	0,052	2,67	0,054	0,186	0,006	0,001	2,46		
10	10,00	300	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	39,02	54,31
						CO	63,89	1,34	0,085	2,32	0,074	0,246	0,011	0,022	3,78		
						RJ	37,14	41,68	0,045	2,59	0,040	0,167	0,006	0,001	2,23		
11	10,00	500	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	31,70	44,41
						CO	64,15	1,50	0,094	2,55	0,082	0,255	0,011	0,001	4,26		
						RJ	40,05	37,16	0,045	2,42	0,047	0,177	0,008	0,001	2,19		
12	10,00	700	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	27,53	36,82
						CO	63,96	1,21	0,096	2,76	0,089	0,281	0,019	0,007	4,57		
						RJ	41,99	34,45	0,043	2,40	0,045	0,193	0,012	0,009	2,28		
13	10,00	300	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	41,01	55,97
						CO	64,63	1,28	0,074	2,01	0,067	0,232	0,009	0,009	3,28		
						RJ	36,26	42,86	0,050	2,88	0,051	0,193	0,014	0,052	2,57		
14	10,00	500	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	35,11	48,25
						CO	64,75	1,24	0,082	2,16	0,073	0,239	0,010	0,001	3,65		
						RJ	38,76	39,53	0,050	2,72	0,050	0,200	0,019	0,040	2,52		
28	10,00	700	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	32,21	44,72
						CO	64,82	1,07	0,080	2,13	0,072	0,235	0,012	0,001	3,69		
						RJ	39,76	37,54	0,053	2,66	0,051	0,194	0,013	0,023	2,47		

ANEXO 4 - Resultados Testes de Flotação *Underflow* da 2ª Deslamagem de Brucutu (UF2DBR - Continuação)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Underflow da 2ª Deslamagem de Brucutu (UF2DBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)								Recuperação (%)		
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
16	10,00	300	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	44,07	60,26
						CO	64,93	1,43	0,067	1,91	0,062	0,231	0,013	0,001	3,09		
						RJ	34,49	44,97	0,053	3,12	0,055	0,199	0,013	0,061	2,89		
17	10,00	500	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	40,62	54,76
						CO	65,36	1,06	0,066	1,78	0,063	0,228	0,011	0,001	3,03		
						RJ	36,41	42,00	0,054	3,16	0,054	0,203	0,017	0,059	2,92		
18	10,00	700	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	35,00	48,45
						CO	65,02	1,18	0,071	1,99	0,067	0,233	0,009	0,001	3,35		
						RJ	38,61	39,29	0,053	2,90	0,055	0,204	0,020	0,045	2,75		
19	10,50	300	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	42,79	58,04
						CO	64,35	1,67	0,082	2,30	0,076	0,247	0,011	0,001	3,71		
						RJ	35,61	43,80	0,046	2,97	0,046	0,184	0,016	0,053	2,38		
20	10,50	500	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	33,98	44,55
						CO	64,41	1,28	0,095	2,45	0,081	0,252	0,011	0,026	4,09		
						RJ	39,93	38,25	0,043	2,57	0,045	0,191	0,016	0,027	2,30		
21	10,50	700	EDAC	600	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	27,30	35,41
						CO	63,25	1,40	0,099	2,70	0,088	0,259	0,010	0,034	4,65		
						RJ	42,48	34,82	0,044	2,49	0,045	0,197	0,017	0,031	2,24		
22	10,50	300	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	46,89	64,44
						CO	64,45	1,48	0,075	2,01	0,066	0,244	0,013	0,001	3,24		
						RJ	32,91	47,08	0,048	2,94	0,047	0,180	0,014	0,053	2,55		
23	10,50	500	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	37,47	49,47
						CO	65,13	1,33	0,077	2,05	0,070	0,235	0,009	0,001	3,49		
						RJ	38,26	39,82	0,051	2,94	0,052	0,202	0,015	0,067	2,65		
24	10,50	700	EDAC	800	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	33,59	48,20
						CO	64,50	1,40	0,078	2,16	0,072	0,237	0,012	0,001	3,65		
						RJ	38,86	37,74	0,048	2,73	0,053	0,186	0,006	0,001	2,60		
25	10,50	300	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	47,10	64,68
						CO	64,95	1,30	0,065	1,79	0,063	0,231	0,011	0,001	3,04		
						RJ	32,57	46,69	0,054	3,31	0,054	0,194	0,016	0,079	2,95		
26	10,50	500	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	38,47	53,54
						CO	66,22	0,62	0,063	1,70	0,060	0,235	0,017	0,001	2,98		
						RJ	36,53	41,05	0,054	3,03	0,055	0,201	0,011	0,034	2,93		
27	10,50	700	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	34,24	47,69
						CO	65,99	0,75	0,066	1,80	0,063	0,233	0,019	0,001	2,99		
						RJ	38,53	38,59	0,053	2,88	0,054	0,204	0,011	0,029	2,88		
29	10,00	500	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	41,11	57,86
						CO	64,92	1,14	0,070	1,82	0,065	0,225	0,008	0,007	3,22		
						RJ	35,44	42,85	0,050	2,97	0,050	0,194	0,012	0,044	2,70		
30	10,00	500	EDAC	1000	Gritz	AL	48,07	25,38	0,064	2,52	0,055	0,203	0,001	0,095	3,00	37,39	51,95
						CO	64,77	1,00	0,077	2,00	0,069	0,232	0,020	0,028	3,54		
						RJ	37,59	40,57	0,047	2,82	0,049	0,196	0,012	0,035	2,61		

ANEXO 5 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Blend Natural* (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%)).

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Blend Natural (55% UF2DBR + 45% UFMOBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
02	9,50	300	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	48,70	61,93
						CO	64,25	1,11	0,097	2,41	0,070	0,229	0,017	0,001	4,76		
						RJ	36,78	43,94	0,036	1,95	0,036	0,139	0,010	0,006	2,07		
03	9,50	500	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	43,08	55,27
						CO	63,97	0,90	0,103	2,49	0,074	0,227	0,018	0,001	5,07		
						RJ	39,41	39,82	0,036	1,82	0,034	0,140	0,011	0,012	2,10		
08	9,50	300	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	54,48	69,88
						CO	63,78	1,32	0,085	2,14	0,059	0,206	0,001	0,061	4,25		
						RJ	33,34	47,02	0,042	2,15	0,039	0,142	0,011	0,021	2,30		
09	9,50	500	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	41,77	52,85
						CO	64,11	1,14	0,086	2,17	0,061	0,211	0,001	0,064	4,38		
						RJ	40,14	38,54	0,036	1,78	0,034	0,130	0,001	0,050	1,91		
11	9,50	300	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	56,61	74,99
						CO	64,72	1,25	0,076	1,94	0,057	0,198	0,001	0,066	4,02		
						RJ	29,76	52,54	0,052	2,48	0,047	0,154	0,010	0,040	2,70		
12	9,50	500	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	53,69	70,79
						CO	64,90	1,34	0,081	2,03	0,056	0,198	0,001	0,081	4,00		
						RJ	32,16	49,28	0,052	2,41	0,046	0,158	0,010	0,026	2,59		
13	9,50	700	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	53,48	70,15
						CO	64,85	1,21	0,081	2,07	0,057	0,202	0,001	0,062	4,07		
						RJ	32,54	48,65	0,049	2,34	0,045	0,152	0,009	0,031	2,55		
14	10,00	300	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	51,82	68,05
						CO	63,27	1,74	0,096	2,33	0,067	0,217	0,001	0,071	4,80		
						RJ	34,60	47,19	0,035	1,96	0,034	0,128	0,001	0,098	2,05		
15	10,00	500	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	44,84	58,26
						CO	63,78	1,28	0,102	2,51	0,070	0,225	0,001	0,038	4,94		
						RJ	38,45	40,85	0,037	1,84	0,035	0,142	0,012	0,014	2,04		
16	10,00	700	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	40,09	52,51
						CO	62,82	1,52	0,105	2,65	0,073	0,226	0,001	0,073	5,29		
						RJ	40,83	37,73	0,038	1,81	0,037	0,146	0,012	0,004	1,99		
17	10,00	300	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	58,28	76,36
						CO	64,52	1,49	0,083	2,02	0,059	0,203	0,001	0,062	4,02		
						RJ	28,99	53,82	0,051	2,29	0,045	0,141	0,001	0,099	2,66		
18	10,00	500	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	52,58	69,53
						CO	64,96	1,23	0,083	2,08	0,059	0,205	0,001	0,036	4,05		
						RJ	32,81	48,32	0,046	2,24	0,043	0,142	0,001	0,068	2,55		
19	10,00	700	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	49,16	64,20
						CO	65,02	1,09	0,084	2,11	0,062	0,207	0,001	0,037	4,12		
						RJ	35,39	44,57	0,047	2,22	0,043	0,145	0,001	0,065	2,63		

ANEXO 5 - Resultados dos Testes de Flotação com o Blend Natural (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%) - Continuação)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Blend Natural (55% UF2DBR + 45% UFMOBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
20	10,00	300	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	58,85	76,01
						CO	64,30	1,92	0,077	1,96	0,057	0,198	0,001	0,031	3,74		
						RJ	29,37	52,11	0,051	2,65	0,048	0,153	0,001	0,078	3,02		
21	10,00	500	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	54,11	70,73
						CO	65,45	1,41	0,077	1,87	0,057	0,194	0,001	0,031	3,78		
						RJ	31,87	49,36	0,052	2,52	0,049	0,157	0,001	0,071	2,94		
22	10,00	700	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	53,16	72,16
						CO	64,67	1,56	0,078	1,84	0,055	0,183	0,008	0,009	3,75		
						RJ	31,52	49,29	0,053	2,40	0,048	0,155	0,011	0,019	2,78		
23	10,50	300	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	61,26	79,75
						CO	63,05	2,74	0,087	2,19	0,059	0,209	0,001	0,078	4,21		
						RJ	27,58	55,61	0,038	2,25	0,036	0,118	0,001	0,073	2,29		
24	10,50	500	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	56,93	73,97
						CO	64,24	1,41	0,088	2,14	0,063	0,214	0,001	0,064	4,14		
						RJ	30,71	51,93	0,039	2,24	0,037	0,128	0,001	0,108	2,31		
25	10,50	700	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	49,72	65,21
						CO	63,82	1,12	0,092	2,20	0,063	0,211	0,001	0,059	4,54		
						RJ	35,60	44,16	0,039	2,04	0,038	0,135	0,001	0,077	2,30		
26	10,50	300	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	59,39	75,82
						CO	64,85	2,17	0,077	1,89	0,058	0,195	0,015	0,003	3,56		
						RJ	29,14	53,43	0,049	2,43	0,045	0,149	0,011	0,043	2,65		
27	10,50	500	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	56,94	74,54
						CO	63,80	2,54	0,078	1,88	0,055	0,194	0,001	0,048	3,89		
						RJ	30,65	50,35	0,050	2,45	0,046	0,147	0,001	0,096	2,94		
28	10,50	700	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	54,84	73,35
						CO	64,27	1,32	0,079	1,94	0,057	0,198	0,001	0,041	4,07		
						RJ	31,07	50,14	0,049	2,41	0,045	0,145	0,001	0,124	2,75		
29	10,50	300	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	60,20	77,68
						CO	62,80	3,72	0,076	1,85	0,055	0,189	0,001	0,053	3,84		
						RJ	29,29	52,36	0,050	2,60	0,046	0,144	0,001	0,167	2,92		
30	10,50	500	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	56,38	74,28
						CO	64,77	1,47	0,077	1,86	0,055	0,193	0,001	0,054	3,73		
						RJ	30,18	51,68	0,051	2,49	0,046	0,149	0,001	0,115	2,88		
31	10,50	700	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	52,95	70,06
						CO	64,40	1,26	0,078	1,88	0,054	0,190	0,001	0,048	3,96		
						RJ	32,86	47,80	0,054	2,59	0,048	0,162	0,001	0,122	3,03		

ANEXO 6 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Blend* Deslamado (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%))

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Blend Natural Deslamado(55% UF2DBR + 45% UFMOBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)									Recuperação (%)	
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
01	9,50	300	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	62,67	82,32
						CO	65,88	0,75	0,076	1,79	0,060	0,199	0,017	0,001	3,65		
						RJ	23,59	61,94	0,033	1,67	0,029	0,098	0,004	0,001	1,72		
02	9,50	500	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	61,46	81,27
						CO	65,22	0,97	0,080	1,81	0,056	0,185	0,012	0,001	3,61		
						RJ	24,88	60,15	0,033	1,74	0,026	0,107	0,007	0,035	1,86		
03	9,50	700	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	60,76	80,17
						CO	65,49	0,69	0,078	1,84	0,058	0,199	0,018	0,001	3,73		
						RJ	25,59	59,21	0,034	1,69	0,026	0,107	0,006	0,032	1,78		
04	9,50	300	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	64,10	84,25
						CO	65,68	0,70	0,073	1,76	0,057	0,200	0,019	0,001	3,51		
						RJ	21,99	64,14	0,030	1,77	0,021	0,101	0,006	0,034	1,74		
05	9,50	500	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	62,43	82,38
						CO	65,45	0,82	0,078	1,77	0,056	0,188	0,007	0,001	3,64		
						RJ	23,80	61,94	0,031	1,71	0,024	0,103	0,007	0,027	1,73		
06	9,50	700	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	61,54	80,85
						CO	66,10	0,53	0,074	1,75	0,054	0,194	0,018	0,001	3,49		
						RJ	24,68	60,14	0,032	1,64	0,029	0,102	0,021	0,001	1,82		
07	9,50	300	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	64,05	84,02
						CO	65,67	0,70	0,075	1,75	0,056	0,199	0,018	0,001	3,53		
						RJ	22,21	65,31	0,030	1,77	0,023	0,100	0,006	0,026	1,75		
08	9,50	500	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	62,58	82,50
						CO	65,77	0,59	0,075	1,73	0,055	0,201	0,019	0,001	3,55		
						RJ	23,50	61,88	0,032	1,74	0,024	0,103	0,006	0,034	1,81		
09	9,50	700	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	61,23	80,62
						CO	65,65	0,66	0,077	1,82	0,056	0,200	0,018	0,001	3,55		
						RJ	25,14	59,87	0,033	1,70	0,024	0,105	0,008	0,026	1,85		
10	10,00	300	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	66,20	87,52
						CO	64,98	0,76	0,078	1,81	0,060	0,205	0,019	0,001	3,68		
						RJ	19,14	68,42	0,027	1,74	0,018	0,087	0,006	0,039	1,52		
11	10,00	500	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	63,79	84,12
						CO	65,16	0,87	0,078	1,78	0,056	0,189	0,013	0,007	3,57		
						RJ	22,43	63,57	0,029	1,78	0,022	0,101	0,008	0,038	1,73		
12	10,00	700	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	61,07	81,07
						CO	65,05	0,71	0,075	1,74	0,055	0,182	0,014	0,001	3,60		
						RJ	25,15	59,44	0,033	1,80	0,026	0,108	0,008	0,032	1,82		
13	10,00	300	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	65,33	86,47
						CO	64,64	1,01	0,075	1,69	0,054	0,185	0,011	0,001	3,54		
						RJ	20,46	66,80	0,028	1,76	0,020	0,091	0,006	0,031	1,63		
14	10,00	500	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	64,30	84,17
						CO	65,99	0,72	0,077	1,74	0,056	0,198	0,019	0,001	3,58		
						RJ	21,88	64,56	0,029	1,79	0,021	0,098	0,006	0,036	1,69		

ANEXO 6 - Resultados dos Testes de Flotação com o *Blend* Deslamado (UF2DBR (55%) + UFMOBR (45%) - Continuação)

Ensaio de Flotação em Bancada																	
Amostra: Blend Natural Deslamado(55% UF2DBR + 45% UFMOBR)																	
Amostra	pH de Trabalho	Condição de dosagem				Fluxo	Química Global (%)								Recuperação (%)		
		Coletor		Depressor			Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn	TiO ₂	CaO	MgO	PPC	Mássica	Metálica
		(g/t SiO ₂)	Tipo	(g/t)	Tipo												
15	10,00	700	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	63,07	83,38
						CO	65,39	0,85	0,075	1,68	0,055	0,186	0,010	0,015	3,63		
						RJ	22,96	62,75	0,030	1,73	0,023	0,100	0,009	0,027	1,79		
16	10,00	300	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	66,15	87,21
						CO	64,51	1,28	0,077	1,72	0,055	0,188	0,013	0,001	3,70		
						RJ	19,76	67,76	0,028	1,78	0,019	0,094	0,007	0,033	1,61		
17	10,00	500	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	64,36	84,11
						CO	65,94	0,74	0,076	1,74	0,058	0,201	0,018	0,001	3,73		
						RJ	21,96	64,18	0,029	1,78	0,021	0,094	0,011	0,032	1,70		
18	10,00	700	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	64,13	84,42
						CO	65,48	0,79	0,075	1,79	0,054	0,184	0,012	0,001	3,43		
						RJ	21,95	64,49	0,027	1,70	0,024	0,092	0,008	0,019	1,65		
19	10,50	300	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	67,35	86,65
						CO	65,24	1,19	0,078	1,69	0,056	0,189	0,013	0,001	3,72		
						RJ	19,90	68,41	0,025	1,76	0,016	0,084	0,007	0,033	1,47		
20	10,50	500	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	62,96	83,00
						CO	64,77	0,89	0,074	1,72	0,054	0,182	0,012	0,011	3,68		
						RJ	23,69	62,16	0,032	1,81	0,023	0,105	0,011	0,039	1,72		
21	10,50	700	EDAC	600	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	64,12	84,68
						CO	65,03	0,99	0,077	1,72	0,057	0,184	0,012	0,015	3,69		
						RJ	21,98	63,94	0,029	1,81	0,021	0,100	0,008	0,034	1,71		
22	10,50	300	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	67,52	88,49
						CO	64,71	1,47	0,078	1,76	0,055	0,185	0,010	0,001	3,50		
						RJ	18,23	70,76	0,024	1,78	0,016	0,085	0,006	0,038	1,45		
23	10,50	500	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	64,50	84,88
						CO	65,40	0,91	0,077	1,70	0,056	0,182	0,011	0,001	3,51		
						RJ	21,56	65,42	0,029	1,76	0,020	0,096	0,006	0,028	1,66		
24	10,50	700	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	62,42	82,36
						CO	65,05	0,81	0,077	1,71	0,054	0,183	0,010	0,001	3,73		
						RJ	24,07	61,51	0,030	1,80	0,023	0,105	0,009	0,032	1,77		
25	10,50	300	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,179	0,014	0,008	3,40	67,13	87,68
						CO	64,90	1,63	0,076	1,70	0,055	0,185	0,013	0,001	3,45		
						RJ	19,01	69,23	0,026	1,77	0,018	0,185	0,007	0,042	1,48		
26	10,50	500	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,185	0,014	0,008	3,40	64,67	84,79
						CO	65,08	1,05	0,075	1,64	0,056	0,185	0,011	0,001	3,64		
						RJ	21,85	64,64	0,029	1,77	0,020	0,185	0,008	0,037	1,55		
27	10,50	700	EDAC	1000	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,185	0,014	0,008	3,40	62,59	82,87
						CO	64,83	0,92	0,076	1,71	0,056	0,185	0,012	0,001	3,69		
						RJ	23,77	61,61	0,030	1,75	0,022	0,185	0,009	0,031	1,73		
28	10,00	700	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,185	0,014	0,008	3,40	65,10	85,01
						CO	65,40	0,81	0,077	1,73	0,056	0,185	0,024	0,015	3,63		
						RJ	21,44	65,13	0,029	1,73	0,024	0,185	0,019	0,018	1,68		
29	10,00	700	EDAC	800	Gritz	AL	50,02	23,01	0,066	2,13	0,051	0,185	0,014	0,008	3,40	65,55	86,17
						CO	65,31	0,97	0,078	1,76	0,056	0,185	0,020	0,001	3,66		
						RJ	20,35	67,96	0,029	1,76	0,020	0,185	0,010	0,033	1,58		

Anexo 7 – Resultados e complementos de resultados do estudo de flotação em bancada.

Cálculos de efeitos e coeficientes para % SiO₂ no concentrado, % Fe no rejeito, recuperação mássica, recuperação metálica e índice de seletividade para a amostra de Alimentação Global da Flotação Rougher de Brucutu (AGFRBR).

Factorial Fit: %SiO₂ Conc.; %Fe Rej.; Rec.Mássica; Rec.Metálica; Ind. Selet. Gaudin

Factorial Fit: % SiO₂ Conc. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for % SiO₂ Conc. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		-74,05	27,0364	-2,74	0,012
pH	15,35	7,68	2,7062	2,84	0,010
Coletor	0,41	0,20	0,0739	2,75	0,012
Depressor	0,22	0,11	0,0376	2,91	0,008
pH*Coletor	-0,04	-0,02	0,0074	-2,81	0,011
pH*Depressor	-0,02	-0,01	0,0038	-2,94	0,008
Coletor*Depressor	-0,00	-0,00	0,0001	-2,93	0,008
pH*Coletor*Depressor	0,00	0,00	0,0000	2,95	0,008

S = 0,230778 PRESS = 2,08573
R-Sq = 55,58% R-Sq(pred) = 17,16% R-Sq(adj) = 40,77%

Analysis of Variance for % SiO₂ Conc. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	0,89501	0,45242	0,150806	2,83	0,063
2-Way Interactions	3	0,03978	0,47326	0,157754	2,96	0,056
3-Way Interactions	1	0,46444	0,46444	0,464439	8,72	0,008
Residual Error	21	1,11843	1,11843	0,053259		
Pure Error	2	0,01820	0,01820	0,009100		
Total	28	2,51766				

Obs	StdOrder	% SiO ₂ Conc.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	1,17000	1,05592	0,17548	0,11408	0,76
2	2	0,88000	1,01456	0,11056	-0,13456	-0,66
3	3	0,90000	0,97320	0,17367	-0,07320	-0,48
4	4	1,12000	1,25678	0,11056	-0,13678	-0,68
5	5	0,96000	1,04700	0,06714	-0,08700	-0,39
6	6	1,14000	0,83721	0,09840	0,30279	1,45
7	7	1,66000	1,45764	0,17367	0,20236	1,33
8	8	0,95000	1,07943	0,09840	-0,12943	-0,62
9	9	0,58000	0,70122	0,11952	-0,12122	-0,61
10	10	1,69000	1,32720	0,11101	0,36280	1,79
11	11	0,92000	1,07782	0,07010	-0,15782	-0,72
12	12	0,84000	0,82845	0,11056	0,01155	0,06
13	13	1,02000	1,26338	0,07010	-0,24338	-1,11
14	14	0,77000	1,07213	0,04364	-0,30213	-1,33
15	15	1,21000	0,88088	0,06714	0,32912	1,49
16	16	1,32000	1,19956	0,11056	0,12044	0,59
17	17	1,03000	1,06644	0,06714	-0,03644	-0,17
18	18	0,80000	0,93332	0,09840	-0,13332	-0,64
19	19	1,76000	1,59848	0,17556	0,16152	1,08
20	20	1,24000	1,14109	0,11101	0,09891	0,49
21	21	0,68000	0,68369	0,17548	-0,00369	-0,02
22	22	0,90000	1,26998	0,11101	-0,36998	-1,83
23	23	0,82000	1,09727	0,07010	-0,27727	-1,26
24	24	0,95000	0,92456	0,11056	0,02544	0,13

25	25	1,04000	0,94147	0,17548	0,09853	0,66
26	26	1,46000	1,05345	0,11056	0,40655	2,01R
27	27	1,05000	1,16542	0,17367	-0,11542	-0,76
28	28	0,75000	0,70122	0,11952	0,04878	0,25
29	29	0,74000	0,70122	0,11952	0,03878	0,20

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for % SiO2 Conc. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-231,323
pH	15,6042
Coletor	0,00622820
Depressor	0,00222796
pH*Coletor	-4,18309E-04
pH*Depressor	-1,49156E-04
Coletor*Depressor	-6,01565E-08
pH*Coletor*Depressor	4,02766E-09

Least Squares Means for % SiO2 Conc.

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	-81,73	29,74
10,500	-66,38	24,33
Coletor		
250	-74,26	27,11
450	-73,85	26,96
Depressor		
550	-74,16	27,07
850	-73,95	27,00
pH*Coletor		
9,500 250	-81,96	29,82
10,500 250	-66,56	24,40
9,500 450	-81,51	29,66
10,500 450	-66,20	24,27
pH*Depressor		
9,500 550	-81,85	29,78
10,500 550	-66,48	24,37
9,500 850	-81,61	29,70
10,500 850	-66,28	24,30
Coletor*Depressor		
250 550	-74,37	27,15
450 550	-73,96	27,00
250 850	-74,15	27,07
450 850	-73,74	26,93
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	-82,08	29,86
10,500 250 550	-66,66	24,43
9,500 450 550	-81,63	29,70
10,500 450 550	-66,29	24,30
9,500 250 850	-81,83	29,78
10,500 250 850	-66,46	24,36
9,500 450 850	-81,39	29,62
10,500 450 850	-66,10	24,23

Factorial Fit: % Fe Rej. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for % Fe Rej. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		182,18	167,597	1,09	0,289
pH	-34,69	-17,35	16,776	-1,03	0,313

Coletor	-0,61	-0,31	0,458	-0,67	0,510
Depressor	-0,35	-0,17	0,233	-0,74	0,465
pH*Coletor	0,07	0,03	0,046	0,74	0,465
pH*Depressor	0,04	0,02	0,023	0,80	0,434
Coletor*Depressor	0,00	0,00	0,001	0,44	0,661
pH*Coletor*Depressor	-0,00	-0,00	0,000	-0,50	0,625

S = 1,43058 PRESS = 81,9566
R-Sq = 42,55% R-Sq(pred) = 0,00% R-Sq(adj) = 23,40%

Analysis of Variance for % Fe Rej. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	17,0434	12,4883	4,1628	2,03	0,140
2-Way Interactions	3	14,2874	13,3473	4,4491	2,17	0,121
3-Way Interactions	1	0,5043	0,5043	0,5043	0,25	0,625
Residual Error	21	42,9779	42,9779	2,0466		
Pure Error	2	1,6441	1,6441	0,8220		
Total	28	74,8129				

Obs	StdOrder	% Fe Rej.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	20,4900	21,0920	1,0878	-0,6020	-0,65
2	2	22,5600	21,8000	0,6853	0,7600	0,61
3	3	23,6200	22,5080	1,0765	1,1120	1,18
4	4	24,0500	20,9364	0,6853	3,1136	2,48R
5	5	20,9600	21,3728	0,4162	-0,4128	-0,30
6	6	22,2800	21,8093	0,6100	0,4707	0,36
7	7	20,7800	20,7808	1,0765	-0,0008	-0,00
8	8	20,3600	20,9457	0,6100	-0,5857	-0,45
9	9	21,4800	21,1107	0,7409	0,3693	0,30
10	10	18,0000	19,6393	0,6882	-1,6393	-1,31
11	11	19,8300	21,1885	0,4346	-1,3585	-1,00
12	12	20,1300	22,7377	0,6853	-2,6077	-2,08R
13	13	19,7800	20,2891	0,4346	-0,5091	-0,37
14	14	21,7700	21,3307	0,2705	0,4393	0,31
15	15	22,2300	22,3723	0,4162	-0,1423	-0,10
16	16	19,2700	20,9389	0,6853	-1,6689	-1,33
17	17	20,4600	21,4728	0,4162	-1,0128	-0,74
18	18	21,3400	22,0068	0,6100	-0,6668	-0,52
19	19	18,4900	18,1867	1,0883	0,3033	0,33
20	20	20,7600	20,5771	0,6882	0,1829	0,15
21	21	23,1300	22,9675	1,0878	0,1625	0,17
22	22	21,1000	19,6418	0,6882	1,4582	1,16
23	23	21,7200	21,2885	0,4346	0,4315	0,32
24	24	25,4600	22,9352	0,6853	2,5248	2,01R
25	25	22,2000	21,0970	1,0878	1,1030	1,19
26	26	20,4400	22,0000	0,6853	-1,5600	-1,24
27	27	22,8800	22,9030	1,0765	-0,0230	-0,02
28	28	22,1900	21,1107	0,7409	1,0793	0,88
29	29	20,3900	21,1107	0,7409	-0,7207	-0,59

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for % Fe Rej. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	535,118
pH	-35,1045
Coletor	-0,0099425
Depressor	-0,00365749
pH*Coletor	0,000685672
pH*Depressor	0,000249570
Coletor*Depressor	6,06996E-08
pH*Coletor*Depressor	-4,19704E-09

Least Squares Means for % Fe Rej.

	Mean	SE Mean
pH 9,500	199,5	184,4
10,500	164,8	150,8
Coletor 250	182,5	168,0
450	181,9	167,2
Depressor 550	182,4	167,8
850	182,0	167,4
pH*Coletor		
9,500 250	199,9	184,9
10,500 250	165,1	151,2
9,500 450	199,2	183,9
10,500 450	164,6	150,4
pH*Depressor		
9,500 550	199,7	184,6
10,500 550	165,0	151,0
9,500 850	199,3	184,1
10,500 850	164,7	150,6
Coletor*Depressor		
250 550	182,7	168,3
450 550	182,1	167,4
250 850	182,3	167,8
450 850	181,7	166,9
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	200,1	185,1
10,500 250 550	165,3	151,4
9,500 450 550	199,4	184,1
10,500 450 550	164,7	150,6
9,500 250 850	199,7	184,6
10,500 250 850	165,0	151,0
9,500 450 850	199,0	183,6
10,500 450 850	164,4	150,2

Factorial Fit: Rec. Mássica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Mássica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		-252,7	129,092	-1,96	0,064
pH	64,3	32,1	12,922	2,49	0,021
Coletor	1,7	0,8	0,353	2,34	0,029
Depressor	0,8	0,4	0,180	2,23	0,037
pH*Coletor	-0,2	-0,1	0,035	-2,41	0,025
pH*Depressor	-0,1	-0,0	0,018	-2,28	0,033
Coletor*Depressor	-0,0	-0,0	0,000	-2,13	0,045
pH*Coletor*Depressor	0,0	0,0	0,000	2,16	0,042

S = 1,10191 PRESS = 45,4716
R-Sq = 56,04% R-Sq(pred) = 21,61% R-Sq(adj) = 41,39%

Analysis of Variance for Rec.Mássica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	21,5431	9,586	3,1955	2,63	0,077
2-Way Interactions	3	5,2874	10,711	3,5704	2,94	0,057
3-Way Interactions	1	5,6765	5,676	5,6765	4,68	0,042
Residual Error	21	25,4983	25,498	1,2142		
Pure Error	2	1,5986	1,599	0,7993		
Total	28	58,0053				

Obs StdOrder Rec.Massa Fit SE Fit Residual St Resid

1	1	59,0868	59,3241	0,8379	-0,2373	-0,33
2	2	58,6522	59,3658	0,5279	-0,7136	-0,74
3	3	59,3251	59,4076	0,8292	-0,0825	-0,11
4	4	59,2773	59,8647	0,5279	-0,5873	-0,61
5	5	59,0977	59,4013	0,3206	-0,3036	-0,29
6	6	58,1787	58,9379	0,4698	-0,7592	-0,76
7	7	60,2364	60,4053	0,8292	-0,1689	-0,23
8	8	59,2729	59,4367	0,4698	-0,1638	-0,16
9	9	58,4673	58,4682	0,5707	-0,0008	-0,00
10	10	62,4762	60,7633	0,5301	1,7129	1,77
11	11	60,1034	59,4568	0,3347	0,6466	0,62
12	12	60,0437	58,1504	0,5279	1,8933	1,96
13	13	60,4924	60,2130	0,3347	0,2794	0,27
14	14	58,1993	59,1934	0,2084	-0,9941	-0,92
15	15	57,8168	58,1739	0,3206	-0,3570	-0,34
16	16	60,6930	59,6627	0,5279	1,0302	1,07
17	17	59,5687	58,9300	0,3206	0,6387	0,61
18	18	58,6714	58,1974	0,4698	0,4741	0,48
19	19	61,9723	62,2025	0,8382	-0,2302	-0,32
20	20	59,7225	59,5478	0,5301	0,1747	0,18
21	21	57,2043	56,8932	0,8379	0,3111	0,43
22	22	59,2497	60,5613	0,5301	-1,3117	-1,36
23	23	58,3259	58,9856	0,3347	-0,6597	-0,63
24	24	55,1532	57,4098	0,5279	-2,2566	-2,33R
25	25	58,0879	58,9202	0,8379	-0,8322	-1,16
26	26	60,4885	58,4233	0,5279	2,0652	2,14R
27	27	58,0040	57,9265	0,8292	0,0775	0,11
28	28	57,7576	58,4682	0,5707	-0,7106	-0,75
29	29	59,5338	58,4682	0,5707	1,0656	1,13

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Mássica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-910,122
pH	65,2614
Coletor	0,0254255
Depressor	0,00820648
pH*Coletor	-0,00171081
pH*Depressor	-5,50884E-04
Coletor*Depressor	-2,09937E-07
pH*Coletor*Depressor	1,40808E-08

Least Squares Means for Rec.Massa

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	-284,9	142,0
10,500	-220,6	116,2
Coletor		
250	-253,6	129,4
450	-251,9	128,7
Depressor		
550	-253,1	129,3
850	-252,3	128,9
pH*Coletor		
9,500 250	-285,8	142,4
10,500 250	-221,3	116,5
9,500 450	-284,0	141,6
10,500 450	-219,8	115,9
pH*Depressor		
9,500 550	-285,3	142,2
10,500 550	-220,9	116,3
9,500 850	-284,4	141,8
10,500 850	-220,2	116,0

Coletor*Depressor		
250 550	-254,0	129,6
450 550	-252,3	128,9
250 850	-253,2	129,3
450 850	-251,5	128,6
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	-286,2	142,6
10,500 250 550	-221,7	116,7
9,500 450 550	-284,4	141,8
10,500 450 550	-220,2	116,0
9,500 250 850	-285,3	142,2
10,500 250 850	-221,0	116,3
9,500 450 850	-283,5	141,4
10,500 450 850	-219,5	115,7

Factorial Fit: Rec. Metálica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Metálica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		-159,9	210,778	-0,76	0,457
pH	51,6	25,8	21,098	1,22	0,235
Coletor	1,0	0,5	0,576	0,88	0,387
Depressor	0,6	0,3	0,293	0,96	0,347
pH*Coletor	-0,1	-0,1	0,058	-0,96	0,349
pH*Depressor	-0,1	-0,0	0,029	-1,02	0,321
Coletor*Depressor	-0,0	-0,0	0,001	-0,69	0,497
pH*Coletor*Depressor	0,0	0,0	0,000	0,75	0,465

S = 1,79916 PRESS = 129,394
R-Sq = 41,08% R-Sq(pred) = 0,00% R-Sq(adj) = 21,44%

Analysis of Variance for Rec.Metálica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	25,658	17,943	5,981	1,85	0,169
2-Way Interactions	3	19,933	18,979	6,326	1,95	0,152
3-Way Interactions	1	1,797	1,797	1,797	0,56	0,465
Residual Error	21	67,977	67,977	3,237		
Pure Error	2	2,356	2,356	1,178		
Total	28	115,364				

Obs	StdOrder	Rec.Metálica	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	83,1926	82,4154	1,3681	0,7772	0,67
2	2	80,8692	81,6106	0,8619	-0,7414	-0,47
3	3	79,3682	80,8059	1,3539	-1,4377	-1,21
4	4	78,8195	82,7448	0,8619	-3,9253	-2,49R
5	5	82,5567	82,1635	0,5234	0,3932	0,23
6	6	80,9118	81,5822	0,7671	-0,6704	-0,41
7	7	83,2649	83,0742	1,3539	0,1907	0,16
8	8	83,1852	82,7164	0,7671	0,4688	0,29
9	9	81,8014	82,3585	0,9318	-0,5572	-0,36
10	10	86,1964	84,2791	0,8655	1,9173	1,22
11	11	83,9601	82,3437	0,5465	1,6164	0,94
12	12	83,5907	80,4083	0,8619	3,1824	2,02R
13	13	84,0270	83,4827	0,5465	0,5443	0,32
14	14	81,8886	82,2164	0,3403	-0,3279	-0,19
15	15	81,3140	80,9501	0,5234	0,3639	0,21
16	16	84,7819	82,6864	0,8619	2,0954	1,33
17	17	83,2745	82,0891	0,5234	1,1854	0,69
18	18	82,4713	81,4919	0,7671	0,9794	0,60
19	19	85,7558	86,1428	1,3686	-0,3869	-0,33
20	20	83,0985	83,0767	0,8655	0,0217	0,01
21	21	79,8840	80,0107	1,3681	-0,1267	-0,11

22	22	82,2818	84,2207	0,8655	-1,9389	-1,23
23	23	81,8200	82,2693	0,5465	-0,4493	-0,26
24	24	76,6836	80,3179	0,8619	-3,6343	-2,30R
25	25	81,0415	82,2986	1,3681	-1,2572	-1,08
26	26	83,2614	81,4619	0,8619	1,7995	1,14
27	27	80,8188	80,6252	1,3539	0,1937	0,16
28	28	81,1623	82,3585	0,9318	-1,1963	-0,78
29	29	83,2784	82,3585	0,9318	0,9199	0,60

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Metálica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-685,772
pH	52,2782
Coletor	0,0162292
Depressor	0,00590342
pH*Coletor	-0,00111134
pH*Depressor	-4,00946E-04
Coletor*Depressor	-1,15852E-07
pH*Coletor*Depressor	7,92168E-09

Least Squares Means for Rec.Metálica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	-185,7	231,9
10,500	-134,1	189,7
Coletor		
250	-160,4	211,3
450	-159,4	210,2
Depressor		
550	-160,2	211,1
850	-159,6	210,5
pH*Coletor		
9,500 250	-186,3	232,5
10,500 250	-134,5	190,2
9,500 450	-185,1	231,2
10,500 450	-133,6	189,2
pH*Depressor		
9,500 550	-186,0	232,2
10,500 550	-134,3	190,0
9,500 850	-185,4	231,5
10,500 850	-133,8	189,4
Coletor*Depressor		
250 550	-160,7	211,6
450 550	-159,7	210,5
250 850	-160,1	211,0
450 850	-159,1	209,9
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	-186,6	232,8
10,500 250 550	-134,8	190,5
9,500 450 550	-185,4	231,6
10,500 450 550	-133,9	189,5
9,500 250 850	-185,9	232,2
10,500 250 850	-134,3	189,9
9,500 450 850	-184,8	230,9
10,500 450 850	-133,4	188,9

Factorial Fit: Ind. Selet. Gaudin versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
------	--------	------	---------	---	---

Constant		408,46	171,700	2,38	0,027
pH	-79,33	-39,66	17,186	-2,31	0,031
Coletor	-2,43	-1,21	0,469	-2,59	0,017
Depressor	-1,22	-0,61	0,239	-2,56	0,018
pH*Coletor	0,24	0,12	0,047	2,60	0,017
pH*Depressor	0,12	0,06	0,024	2,55	0,018
Coletor*Depressor	0,00	0,00	0,001	2,91	0,008
pH*Coletor*Depressor	-0,00	-0,00	0,000	-2,90	0,009

S = 1,46560 PRESS = 80,6917
R-Sq = 52,20% R-Sq(pred) = 14,50% R-Sq(adj) = 36,27%

Analysis of Variance for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	21,5563	22,829	7,610	3,54	0,032
2-Way Interactions	3	9,6126	27,599	9,200	4,28	0,017
3-Way Interactions	1	18,0982	18,098	18,098	8,43	0,009
Residual Error	21	45,1076	45,108	2,148		
Pure Error	2	3,9041	3,904	1,952		
Total	28	94,3747				

Obs	StdOrder	Ind.Sel.Gaudin	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	14,0117	14,5051	1,1144	-0,4934	-0,52
2	2	14,9233	14,3587	0,7021	0,5646	0,44
3	3	14,4151	14,2124	1,1029	0,2027	0,21
4	4	12,7507	13,4097	0,7021	-0,6590	-0,51
5	5	15,1149	14,6567	0,4264	0,4582	0,33
6	6	13,3252	15,9037	0,6249	-2,5785	-1,95
7	7	11,5837	12,3143	1,1029	-0,7306	-0,76
8	8	15,4931	14,9547	0,6249	0,5384	0,41
9	9	19,2771	17,5951	0,7591	1,6820	1,34
10	10	12,6311	13,7866	0,7050	-1,1555	-0,90
11	11	16,0911	14,5640	0,4452	1,5271	1,09
12	12	16,7019	15,3414	0,7021	1,3605	1,06
13	13	15,2802	13,7383	0,4452	1,5419	1,10
14	14	16,3875	14,4949	0,2772	1,8927	1,32
15	15	12,8161	15,2514	0,4264	-2,4353	-1,74
16	16	13,6091	13,6901	0,7021	-0,0810	-0,06
17	17	14,8050	14,4257	0,4264	0,3793	0,27
18	18	16,3047	15,1613	0,6249	1,1434	0,86
19	19	12,1157	13,0681	1,1149	-0,9524	-1,00
20	20	13,4428	14,7693	0,7050	-1,3265	-1,03
21	21	16,7492	16,4705	1,1144	0,2787	0,29
22	22	15,6625	14,0669	0,7050	1,5956	1,24
23	23	15,8999	14,3330	0,4452	1,5669	1,12
24	24	13,2051	14,5990	0,7021	-1,3939	-1,08
25	25	13,8956	15,0658	1,1144	-1,1703	-1,23
26	26	12,5054	13,8967	0,7021	-1,3913	-1,08
27	27	13,4342	12,7276	1,1029	0,7066	0,73
28	28	16,5001	17,5951	0,7591	-1,0949	-0,87
29	29	17,6192	17,5951	0,7591	0,0241	0,02

Estimated Coefficients for Ind.Selet.Gaudin using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	1223,16
pH	-80,7576
Coletor	-0,0368348
Depressor	-0,0123525
pH*Coletor	0,00246135
pH*Depressor	0,000823515
Coletor*Depressor	3,77042E-07
pH*Coletor*Depressor	-2,51424E-08

Least Squares Means for Ind.Selet.Gaudin

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	448,1	188,9
10,500	368,8	154,5
Coletor		
250	409,7	172,2
450	407,2	171,2
Depressor		
550	409,1	171,9
850	407,8	171,5
pH*Coletor		
9,500 250	449,5	189,4
10,500 250	369,9	154,9
9,500 450	446,8	188,4
10,500 450	367,7	154,1
pH*Depressor		
9,500 550	448,8	189,1
10,500 550	369,3	154,7
9,500 850	447,4	188,6
10,500 850	368,2	154,3
Coletor*Depressor		
250 550	410,3	172,4
450 550	407,9	171,5
250 850	409,1	171,9
450 850	406,6	171,0
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	450,1	189,6
10,500 250 550	370,4	155,2
9,500 450 550	447,5	188,6
10,500 450 550	368,3	154,3
9,500 250 850	448,8	189,1
10,500 250 850	369,3	154,7
9,500 450 850	446,1	188,1
10,500 450 850	367,2	153,9

Cálculos de efeitos e coeficientes para % SiO₂ no concentrado, % Fe no rejeito, recuperação mássica, recuperação metálica e índice de seletividade para a amostra de Underflow da 1ª Deslamagem de Brucutu (UF1DBR).

Factorial Fit: %SiO₂Conc.; %Fe Rej.; Rec. Massa; Rec.Metálica; Ind. Selet. Gaudin

Factorial Fit: % SiO₂ Conc. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for SiO₂ Conc. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		-10,63	18,0169	-0,59	0,562
pH	2,04	1,02	1,8004	0,57	0,576
Coletor	0,11	0,05	0,0501	1,08	0,290
Depressor	0,02	0,01	0,0254	0,33	0,746
pH*Coletor	-0,01	-0,01	0,0050	-1,02	0,317
pH*Depressor	-0,00	-0,00	0,0025	-0,27	0,791
Coletor*Depressor	-0,00	-0,00	0,0001	-0,76	0,457

pH*Coletor*Depressor 0,00 0,00 0,0000 0,69 0,500

S = 0,149535 PRESS = 1,49795
 R-Sq = 44,13% R-Sq(pred) = 0,00% R-Sq(adj) = 25,50%

Analysis of Variance for SiO2 Conc. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	0,118301	0,169794	0,056598	2,53	0,085
2-Way Interactions	3	0,242026	0,166596	0,055532	2,48	0,089
3-Way Interactions	1	0,010512	0,010512	0,010512	0,47	0,500
Residual Error	21	0,469575	0,469575	0,022361		
Pure Error	2	0,007467	0,007467	0,003733		
Total	28	0,840414				

Obs	StdOrder	SiO2 Conc.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	0,58000	0,46408	0,11347	0,11592	1,19
2	2	0,48000	0,60863	0,07187	-0,12863	-0,98
3	3	1,10000	0,75318	0,11374	0,34682	3,57R
4	4	0,36000	0,45795	0,07010	-0,09795	-0,74
5	5	0,33000	0,48885	0,04504	-0,15885	-1,11
6	6	0,30000	0,51974	0,07187	-0,21974	-1,68
7	7	0,41000	0,45182	0,10631	-0,04182	-0,40
8	8	0,26000	0,36906	0,07010	-0,10906	-0,83
9	9	0,48000	0,28630	0,11347	0,19370	1,99
10	10	0,62000	0,47866	0,07149	0,14134	1,08
11	11	0,29000	0,49947	0,04539	-0,20947	-1,47
12	12	0,36000	0,52027	0,07193	-0,16027	-1,22
13	13	0,55000	0,51212	0,04252	0,03788	0,26
14	14	0,53000	0,45551	0,02804	0,07449	0,51
15	15	0,36000	0,39891	0,04539	-0,03891	-0,27
16	16	0,58000	0,54557	0,05948	0,03443	0,25
17	17	0,47000	0,41156	0,04252	0,05844	0,41
18	18	0,27000	0,27755	0,07149	-0,00755	-0,06
19	19	0,52000	0,49325	0,11347	0,02675	0,27
20	20	0,41000	0,39030	0,07187	0,01970	0,15
21	21	0,41000	0,28735	0,11374	0,12265	1,26
22	22	0,43000	0,56628	0,07010	-0,13628	-1,03
23	23	0,40000	0,42218	0,04504	-0,02218	-0,16
24	24	0,29000	0,27808	0,07187	0,01192	0,09
25	25	0,55000	0,63932	0,10631	-0,08932	-0,85
26	26	0,41000	0,45406	0,07010	-0,04406	-0,33
27	27	0,28000	0,26880	0,11347	0,01120	0,11
28	28	0,66000	0,54557	0,05948	0,11443	0,83
29	29	0,70000	0,54557	0,05948	0,15443	1,13

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for SiO2 Conc. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-31,7267
pH	2,08689
Coletor	0,00157747
Depressor	0,000149702
pH*Coletor	-1,03118E-04
pH*Depressor	-9,29963E-06
Coletor*Depressor	-1,00107E-08
pH*Coletor*Depressor	6,44444E-10

Least Squares Means for SiO2 Conc.

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	-11,65	19,82
10,500	-9,61	16,22
Coletor		
250	-10,68	18,07
450	-10,57	17,97
Depressor		
550	-10,64	18,04
850	-10,62	17,99
pH*Coletor		
9,500 250	-11,71	19,87
10,500 250	-9,65	16,26
9,500 450	-11,59	19,76
10,500 450	-9,56	16,17
pH*Depressor		
9,500 550	-11,66	19,84
10,500 550	-9,61	16,24
9,500 850	-11,64	19,79
10,500 850	-9,60	16,20
Coletor*Depressor		
250 550	-10,69	18,09
450 550	-10,58	17,99
250 850	-10,67	18,04
450 850	-10,57	17,94
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	-11,72	19,90
10,500 250 550	-9,66	16,28
9,500 450 550	-11,60	19,79
10,500 450 550	-9,56	16,20
9,500 250 850	-11,70	19,84
10,500 250 850	-9,65	16,24
9,500 450 850	-11,58	19,73
10,500 450 850	-9,55	16,15

Factorial Fit: Fe Rej versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Fe Rej (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		88,587	198,743	0,45	0,660
pH	-12,878	-6,439	19,860	-0,32	0,749
Coletor	-0,585	-0,293	0,553	-0,53	0,602
Depressor	-0,102	-0,051	0,280	-0,18	0,857
pH*Coletor	0,060	0,030	0,055	0,54	0,594
pH*Depressor	0,008	0,004	0,028	0,15	0,883
Coletor*Depressor	0,000	0,000	0,001	0,24	0,814
pH*Coletor*Depressor	-0,000	-0,000	0,000	-0,23	0,819

S = 1,64951 PRESS = 103,996
R-Sq = 60,50% R-Sq(pred) = 28,10% R-Sq(adj) = 47,33%

Analysis of Variance for Fe Rej (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	77,984	4,4046	1,46820	0,54	0,660
2-Way Interactions	3	9,370	8,8035	2,93450	1,08	0,380
3-Way Interactions	1	0,146	0,1458	0,14580	0,05	0,819
Residual Error	21	57,139	57,1387	2,72089		
Pure Error	2	2,344	2,3438	1,17190		
Total	28	144,639				

Obs	StdOrder	Fe Rej	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	20,2100	21,0552	1,2516	-0,8452	-0,79
2	2	20,6600	21,0017	0,7928	-0,3417	-0,24
3	3	19,9200	20,9482	1,2547	-1,0282	-0,96
4	4	20,4500	19,9148	0,7733	0,5352	0,37
5	5	22,0700	20,0844	0,4968	1,9856	1,26
6	6	21,5900	20,2539	0,7928	1,3361	0,92
7	7	19,5800	18,7745	1,1727	0,8055	0,69
8	8	19,4500	19,1671	0,7733	0,2829	0,19
9	9	20,3900	19,5597	1,2516	0,8303	0,77
10	10	21,9900	21,4824	0,7886	0,5076	0,35
11	11	25,5100	22,4281	0,5007	3,0819	1,96
12	12	23,9200	23,3737	0,7934	0,5463	0,38
13	13	18,3800	20,3179	0,4691	-1,9379	-1,23
14	14	19,0500	21,3516	0,3093	-2,3016	-1,42
15	15	19,5000	22,3853	0,5007	-2,8853	-1,84
16	16	18,0400	19,1534	0,6561	-1,1134	-0,74
17	17	19,4800	20,2751	0,4691	-0,7951	-0,50
18	18	19,5400	21,3969	0,7886	-1,8569	-1,28
19	19	20,3000	21,9097	1,2516	-1,6097	-1,50
20	20	23,6000	23,8545	0,7928	-0,2545	-0,18
21	21	25,3900	25,7993	1,2547	-0,4093	-0,38
22	22	22,7300	20,7210	0,7733	2,0090	1,38
23	23	24,5400	22,6188	0,4968	1,9212	1,22
24	24	24,5600	24,5167	0,7928	0,0433	0,03
25	25	19,1500	19,5322	1,1727	-0,3822	-0,33
26	26	22,6000	21,3832	0,7733	1,2168	0,84
27	27	24,2600	23,2341	1,2516	1,0259	0,95
28	28	19,9100	19,1534	0,6561	0,7566	0,50
29	29	18,0300	19,1534	0,6561	-1,1234	-0,74

Estimated Coefficients for Fe Rej using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	221,123
pH	-13,1271
Coletor	-0,0089282
Depressor	-0,00090983
pH*Coletor	0,00059935
pH*Depressor	0,000056544
Coletor*Depressor	3,63914E-08
pH*Coletor*Depressor	-2,40000E-09

Least Squares Means for Fe Rej

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	95,03	218,6
10,500	82,15	178,9
Coletor		
250	88,88	199,3
450	88,29	198,2
Depressor		
550	88,64	199,0
850	88,54	198,5
pH*Coletor		
9,500 250	95,35	219,2
10,500 250	82,41	179,4
9,500 450	94,70	218,0
10,500 450	81,89	178,4
pH*Depressor		
9,500 550	95,08	218,9
10,500 550	82,19	179,1
9,500 850	94,97	218,3

10,500 850	82,10	178,7
Coletor*Depressor		
250 550	88,93	199,6
450 550	88,35	198,5
250 850	88,83	199,0
450 850	88,24	197,9
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	95,40	219,5
10,500 250 550	82,46	179,6
9,500 450 550	94,76	218,3
10,500 450 550	81,93	178,7
9,500 250 850	95,29	218,9
10,500 250 850	82,36	179,1
9,500 450 850	94,65	217,7
10,500 450 850	81,84	178,2

Factorial Fit: Rec. Mássica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Mássica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		3,44360	176,535	0,02	0,985
pH	10,13794	5,06897	17,640	0,29	0,777
Coletor	0,44391	0,22196	0,491	0,45	0,656
Depressor	0,09302	0,04651	0,248	0,19	0,853
pH*Coletor	-0,04461	-0,02231	0,049	-0,45	0,654
pH*Depressor	-0,00709	-0,00355	0,025	-0,14	0,888
Coletor*Depressor	-0,00028	-0,00014	0,001	-0,20	0,841
pH*Coletor*Depressor	0,00003	0,00001	0,000	0,19	0,855

S = 1,46519 PRESS = 80,3777
R-Sq = 60,76% R-Sq(pred) = 30,04% R-Sq(adj) = 47,68%

Analysis of Variance for Rec.Mássica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	63,856	2,0719	0,69065	0,32	0,810
2-Way Interactions	3	5,885	4,7213	1,57378	0,73	0,544
3-Way Interactions	1	0,074	0,0738	0,07380	0,03	0,855
Residual Error	21	45,082	45,0825	2,14678		
Pure Error	2	2,226	2,2262	1,11311		
Total	28	114,897				

Obs	StdOrder	RM	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	59,3494	58,5454	1,1118	0,8040	0,84
2	2	58,7123	58,5039	0,7042	0,2084	0,16
3	3	59,4554	58,4625	1,1145	0,9930	1,04
4	4	59,3212	59,7545	0,6869	-0,4333	-0,33
5	5	57,5540	59,4275	0,4413	-1,8736	-1,34
6	6	58,0275	59,1006	0,7042	-1,0730	-0,84
7	7	60,3719	60,9635	1,0417	-0,5916	-0,57
8	8	59,8852	60,3511	0,6869	-0,4659	-0,36
9	9	59,0443	59,7387	1,1118	-0,6944	-0,73
10	10	57,8989	58,1969	0,7005	-0,2979	-0,23
11	11	54,5869	57,3923	0,4447	-2,8054	-2,01R
12	12	55,9996	56,5877	0,7048	-0,5881	-0,46
13	13	60,9058	59,3801	0,4167	1,5257	1,09
14	14	60,3517	58,3861	0,2747	1,9656	1,37
15	15	60,0219	57,3920	0,4447	2,6299	1,88
16	16	61,9895	60,5633	0,5828	1,4262	1,06
17	17	60,1112	59,3798	0,4167	0,7314	0,52
18	18	59,8887	58,1964	0,7005	1,6923	1,32

19	19	59,1527	57,8483	1,1118	1,3044	1,37
20	20	56,5265	56,2806	0,7042	0,2459	0,19
21	21	55,2511	54,7130	1,1145	0,5381	0,57
22	22	57,5704	59,0056	0,6869	-1,4353	-1,11
23	23	55,3987	57,3446	0,4413	-1,9459	-1,39
24	24	55,5189	55,6835	0,7042	-0,1646	-0,13
25	25	60,3954	60,1630	1,0417	0,2325	0,23
26	26	57,3327	58,4085	0,6869	-1,0759	-0,83
27	27	55,8286	56,6541	1,1118	-0,8255	-0,87
28	28	59,9000	60,5633	0,5828	-0,6633	-0,49
29	29	61,1995	60,5633	0,5828	0,6363	0,47

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Mássica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-100,829
pH	10,3276
Coletor	0,0066992
Depressor	0,00079219
pH*Coletor	-4,47306E-04
pH*Depressor	-4,78841E-05
Coletor*Depressor	-2,64548E-08
pH*Coletor*Depressor	1,70752E-09

Least Squares Means for Rec.Mássica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	-1,625	194,2
10,500	8,513	158,9
Coletor		
250	3,222	177,0
450	3,666	176,1
Depressor		
550	3,397	176,8
850	3,490	176,3
pH*Coletor		
9,500 250	-1,870	194,7
10,500 250	8,313	159,3
9,500 450	-1,381	193,6
10,500 450	8,712	158,5
pH*Depressor		
9,500 550	-1,675	194,4
10,500 550	8,470	159,1
9,500 850	-1,575	193,9
10,500 850	8,556	158,7
Coletor*Depressor		
250 550	3,175	177,3
450 550	3,619	176,3
250 850	3,268	176,8
450 850	3,712	175,8
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	-1,920	195,0
10,500 250 550	8,270	159,6
9,500 450 550	-1,431	193,9
10,500 450 550	8,669	158,7
9,500 250 850	-1,819	194,4
10,500 250 850	8,356	159,1
9,500 450 850	-1,331	193,4
10,500 450 850	8,755	158,3

Factorial Fit: Rec. Metálica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for RMet (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		-13,87	238,651	-0,06	0,954
pH	18,59	9,29	23,847	0,39	0,701
Coletor	0,81	0,41	0,664	0,61	0,547
Depressor	0,14	0,07	0,336	0,21	0,833
pH*Coletor	-0,08	-0,04	0,066	-0,63	0,538
pH*Depressor	-0,01	-0,01	0,034	-0,18	0,858
Coletor*Depressor	-0,00	-0,00	0,001	-0,28	0,781
pH*Coletor*Depressor	0,00	0,00	0,000	0,28	0,786

S = 1,98074 PRESS = 147,751
R-Sq = 62,98% R-Sq(pred) = 33,60% R-Sq(adj) = 50,63%

Analysis of Variance for Rec.Metálica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	122,545	8,5286	2,8429	0,72	0,549
2-Way Interactions	3	17,296	16,5055	5,5018	1,40	0,270
3-Way Interactions	1	0,297	0,2971	0,2971	0,08	0,786
Residual Error	21	82,390	82,3896	3,9233		
Pure Error	2	3,472	3,4722	1,7361		
Total	28	222,528				

Obs	StdOrder	RMet	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	83,4491	82,3906	1,5030	1,0584	0,82
2	2	83,0158	82,5226	0,9520	0,4932	0,28
3	3	83,8480	82,6546	1,5066	1,1934	0,93
4	4	83,2566	83,7681	0,9285	-0,5115	-0,29
5	5	81,3129	83,6168	0,5966	-2,3040	-1,22
6	6	81,9223	83,4655	0,9520	-1,5432	-0,89
7	7	84,2043	85,1455	1,4082	-0,9412	-0,68
8	8	84,3991	84,7110	0,9285	-0,3120	-0,18
9	9	83,3470	84,2765	1,5030	-0,9295	-0,72
10	10	81,3344	81,9442	0,9469	-0,6097	-0,35
11	11	76,5712	80,7069	0,6012	-4,1358	-2,19R
12	12	78,9637	79,4697	0,9527	-0,5060	-0,29
13	13	85,4127	83,3479	0,5633	2,0648	1,09
14	14	84,8147	82,0201	0,3714	2,7946	1,44
15	15	84,0731	80,6923	0,6012	3,3807	1,79
16	16	86,0274	84,7516	0,7879	1,2758	0,70
17	17	84,1770	83,3333	0,5633	0,8437	0,44
18	18	83,9703	81,9150	0,9469	2,0553	1,18
19	19	83,4412	81,4977	1,5030	1,9435	1,51
20	20	79,4478	78,8913	0,9520	0,5565	0,32
21	21	76,6353	76,2848	1,5066	0,3505	0,27
22	22	80,6644	82,9277	0,9285	-2,2633	-1,29
23	23	77,9562	80,4234	0,5966	-2,4672	-1,31
24	24	78,0801	77,9191	0,9520	0,1610	0,09
25	25	84,8963	84,3577	1,4082	0,5386	0,39
26	26	80,5174	81,9556	0,9285	-1,4382	-0,82
27	27	78,3758	79,5535	1,5030	-1,1776	-0,91
28	28	83,7997	84,7516	0,7879	-0,9519	-0,52
29	29	86,1327	84,7516	0,7879	1,3811	0,76

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Metálica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-204,977
pH	18,9346
Coletor	0,0124003
Depressor	0,00130516
pH*Coletor	-0,00083271
pH*Depressor	-8,21715E-05
Coletor*Depressor	-5,17888E-08
pH*Coletor*Depressor	3,42576E-09

Least Squares Means for Rec.Metálica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	-23,17	262,5
10,500	-4,58	214,8
Coletor		
250	-14,28	239,3
450	-13,47	238,0
Depressor		
550	-13,94	239,0
850	-13,80	238,3
pH*Coletor		
9,500 250	-23,61	263,2
10,500 250	-4,94	215,4
9,500 450	-22,72	261,8
10,500 450	-4,21	214,2
pH*Depressor		
9,500 550	-23,24	262,8
10,500 550	-4,64	215,1
9,500 850	-23,09	262,1
10,500 850	-4,51	214,5
Coletor*Depressor		
250 550	-14,35	239,6
450 550	-13,54	238,3
250 850	-14,21	239,0
450 850	-13,39	237,7
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	-23,69	263,6
10,500 250 550	-5,01	215,7
9,500 450 550	-22,79	262,1
10,500 450 550	-4,28	214,5
9,500 250 850	-23,53	262,8
10,500 250 850	-4,88	215,1
9,500 450 850	-22,64	261,4
10,500 450 850	-4,15	213,9

Factorial Fit: Ind. Selet. Gaudin versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		-88,81	336,027	-0,26	0,794
pH	24,41	12,20	33,578	0,36	0,720
Coletor	0,02	0,01	0,935	0,01	0,991
Depressor	0,56	0,28	0,473	0,59	0,561
pH*Coletor	-0,01	-0,01	0,093	-0,07	0,945
pH*Depressor	-0,06	-0,03	0,047	-0,64	0,532
Coletor*Depressor	-0,00	-0,00	0,001	-0,23	0,820
pH*Coletor*Depressor	0,00	0,00	0,000	0,30	0,765

S = 2,78893 PRESS = 525,635
R-Sq = 47,66% R-Sq(pred) = 0,00% R-Sq(adj) = 30,22%

Analysis of Variance for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	89,876	32,861	10,9537	1,41	0,268
2-Way Interactions	3	58,160	32,320	10,7732	1,39	0,275
3-Way Interactions	1	0,711	0,711	0,7112	0,09	0,765
Residual Error	21	163,340	163,340	7,7781		
Pure Error	2	3,668	3,668	1,8339		
Total	28	312,087				

Obs	StdOrder	I.S.Gaudin	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	20,0059	21,3910	2,1162	-1,3851	-0,76
2	2	21,6518	20,4017	1,3405	1,2501	0,51
3	3	14,7221	19,4124	2,1214	-4,6903	-2,59R
4	4	25,2810	23,2816	1,3074	1,9994	0,81
5	5	25,0479	23,4053	0,8400	1,6426	0,62
6	6	26,6606	23,5291	1,3405	3,1315	1,28
7	7	24,5262	25,1721	1,9828	-0,6460	-0,33
8	8	30,8264	26,4090	1,3074	4,4174	1,79
9	9	21,8124	27,6458	2,1162	-5,8334	-3,21R
10	10	18,3822	21,1538	1,3333	-2,7716	-1,13
11	11	23,7578	20,9327	0,8465	2,8252	1,06
12	12	22,5630	20,7115	1,3415	1,8515	0,76
13	13	22,0744	21,5371	0,7931	0,5373	0,20
14	14	21,8866	22,7272	0,5230	-0,8405	-0,31
15	15	26,1650	23,9173	0,8465	2,2477	0,85
16	16	21,7285	21,9204	1,1094	-0,1919	-0,07
17	17	22,8615	24,5217	0,7931	-1,6602	-0,62
18	18	30,3360	27,1230	1,3333	3,2130	1,31
19	19	21,1357	20,9166	2,1162	0,2191	0,12
20	20	21,3841	21,4636	1,3405	-0,0795	-0,03
21	21	20,1352	22,0106	2,1214	-1,8755	-1,04
22	22	21,3223	19,7926	1,3074	1,5297	0,62
23	23	20,8732	22,0490	0,8400	-1,1758	-0,44
24	24	24,5460	24,3054	1,3405	0,2406	0,10
25	25	21,4028	18,6686	1,9828	2,7342	1,39
26	26	22,1703	22,6344	1,3074	-0,4640	-0,19
27	27	25,3575	26,6002	2,1162	-1,2427	-0,68
28	28	19,1619	21,9204	1,1094	-2,7585	-1,08
29	29	19,6961	21,9204	1,1094	-2,2242	-0,87

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Ind.Selet.Gaudin using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-337,52
pH	24,7366
Coletor	0,0014624
Depressor	0,00589309
pH*Coletor	-0,00013376
pH*Depressor	-4,02337E-04
Coletor*Depressor	-7,32385E-08
pH*Coletor*Depressor	5,30071E-09

Least Squares Means for I.S.Gaudin

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	-101,0	369,6

10,500	-76,6	302,5
Coletor		
250	-88,8	336,9
450	-88,8	335,1
Depressor		
550	-89,1	336,5
850	-88,5	335,6
pH*Coletor		
9,500 250	-101,0	370,6
10,500 250	-76,6	303,3
9,500 450	-101,0	368,6
10,500 450	-76,6	301,7
pH*Depressor		
9,500 550	-101,3	370,1
10,500 550	-76,9	302,9
9,500 850	-100,7	369,1
10,500 850	-76,4	302,1
Coletor*Depressor		
250 550	-89,1	337,4
450 550	-89,1	335,6
250 850	-88,5	336,5
450 850	-88,5	334,7
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	-101,3	371,1
10,500 250 550	-76,9	303,7
9,500 450 550	-101,3	369,1
10,500 450 550	-76,8	302,1
9,500 250 850	-100,7	370,1
10,500 250 850	-76,4	302,9
9,500 450 850	-100,7	368,1
10,500 450 850	-76,4	301,2

Cálculos de efeitos e coeficientes para % SiO₂ no concentrado, % Fe no rejeito, recuperação mássica, recuperação metálica e índice de seletividade para a amostra de Underflow dos Hidrociclones da Deslamagem da Moagem de Brucutu (UFMOBR).

Factorial Fit: %SiO₂ Conc.; %Fe Rej.; Rec.Mássica; Rec. Metálica; Ind. Selet. Gaudin

Factorial Fit: % SiO₂ Conc. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for %SiO₂ Conc. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		1,7845	0,1788	9,98	0,000
pH	1,5511	0,7756	0,2269	3,42	0,003
Coletor	-1,4378	-0,7189	0,2269	-3,17	0,005
Depressor	-0,4622	-0,2311	0,2269	-1,02	0,320
pH*Coletor	-1,7883	-0,8942	0,2779	-3,22	0,004
pH*Depressor	-0,7167	-0,3583	0,2779	-1,29	0,211
Coletor*Depressor	0,7450	0,3725	0,2779	1,34	0,195
pH*Coletor*Depressor	0,8300	0,4150	0,3404	1,22	0,236

S = 0,962823 PRESS = 65,5726
R-Sq = 64,43% R-Sq(pred) = 0,00% R-Sq(adj) = 52,58%

Analysis of Variance for %SiO2 Conc. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	21,0906	21,0906	7,0302	7,58	0,001
2-Way Interactions	3	12,8003	12,8003	4,2668	4,60	0,013
3-Way Interactions	1	1,3778	1,3778	1,3778	1,49	0,236
Residual Error	21	19,4676	19,4676	0,9270		
Pure Error	2	0,2106	0,2106	0,1053		
Total	28	54,7363				

Obs	StdOrder	%SiO2 Conc.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	1,44000	0,66393	0,73083	0,77607	1,24
2	2	1,20000	0,88170	0,46068	0,31830	0,38
3	3	0,98000	1,09948	0,73083	-0,11948	-0,19
4	4	1,61000	0,83365	0,46068	0,77635	0,92
5	5	1,43000	1,00893	0,28891	0,42107	0,46
6	6	1,26000	1,18420	0,46068	0,07580	0,09
7	7	1,14000	1,00337	0,73083	0,13663	0,22
8	8	1,21000	1,13615	0,46068	0,07385	0,09
9	9	1,20000	1,26893	0,73083	-0,06893	-0,11
10	10	1,41000	3,10698	0,46068	-1,69698	-2,01R
11	11	1,17000	2,01559	0,28891	-0,84559	-0,92
12	12	1,08000	0,92420	0,46068	0,15580	0,18
13	13	1,65000	2,50337	0,28891	-0,85337	-0,93
14	14	1,01000	1,78448	0,17879	-0,77448	-0,82
15	15	1,49000	1,06559	0,28891	0,42441	0,46
16	16	1,44000	1,89976	0,46068	-0,45976	-0,54
17	17	1,28000	1,55337	0,28891	-0,27337	-0,30
18	18	1,22000	1,20698	0,46068	0,01302	0,02
19	19	8,10000	5,55004	0,73083	2,54996	4,07R
20	20	1,42000	3,14948	0,46068	-1,72948	-2,05R
21	21	1,34000	0,74893	0,73083	0,59107	0,94
22	22	3,61000	4,17309	0,46068	-0,56309	-0,67
23	23	2,66000	2,56004	0,28891	0,09996	0,11
24	24	1,81000	0,94698	0,46068	0,86302	1,02
25	25	3,93000	2,79615	0,73083	1,13385	1,81
26	26	1,55000	1,97059	0,46068	-0,42059	-0,50
27	27	1,01000	1,14504	0,73083	-0,13504	-0,22
28	28	1,46000	1,78448	0,17879	-0,32448	-0,34
29	29	1,64000	1,78448	0,17879	-0,14448	-0,15

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for %SiO2 Conc. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-235,651
pH	24,7114
Coletor	0,541594
Depressor	0,231212
pH*Coletor	-0,0566167
pH*Depressor	-0,0241444
Coletor*Depressor	-5,28500E-04
pH*Coletor*Depressor	5,53333E-05

Least Squares Means for %SiO2 Conc.

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	1,0089	0,2889
10,500	2,5600	0,2889
Coletor		

250	2,5034	0,2889
450	1,0656	0,2889
Depressor		
550	2,0156	0,2889
850	1,5534	0,2889
pH*Coletor		
9,500 250	0,8336	0,4607
10,500 250	4,1731	0,4607
9,500 450	1,1842	0,4607
10,500 450	0,9470	0,4607
pH*Depressor		
9,500 550	0,8817	0,4607
10,500 550	3,1495	0,4607
9,500 850	1,1361	0,4607
10,500 850	1,9706	0,4607
Coletor*Depressor		
250 550	3,1070	0,4607
450 550	0,9242	0,4607
250 850	1,8998	0,4607
450 850	1,2070	0,4607
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	0,6639	0,7308
10,500 250 550	5,5500	0,7308
9,500 450 550	1,0995	0,7308
10,500 450 550	0,7489	0,7308
9,500 250 850	1,0034	0,7308
10,500 250 850	2,7961	0,7308
9,500 450 850	1,2689	0,7308
10,500 450 850	1,1450	0,7308

Factorial Fit: %Fe Rej. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for %Fe Rej. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		18,528	0,2703	68,55	0,000
pH	-0,070	-0,035	0,3431	-0,10	0,920
Coletor	1,033	0,517	0,3431	1,51	0,147
Depressor	-5,294	-2,647	0,3431	-7,72	0,000
pH*Coletor	-0,300	-0,150	0,4202	-0,36	0,725
pH*Depressor	1,672	0,836	0,4202	1,99	0,060
Coletor*Depressor	-0,380	-0,190	0,4202	-0,45	0,656
pH*Coletor*Depressor	-0,420	-0,210	0,5146	-0,41	0,687

S = 1,45561 PRESS = 76,8845
R-Sq = 75,94% R-Sq(pred) = 58,42% R-Sq(adj) = 67,91%

Analysis of Variance for %Fe Rej. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	130,967	130,967	43,656	20,60	0,000
2-Way Interactions	3	9,087	9,087	3,029	1,43	0,262
3-Way Interactions	1	0,353	0,353	0,353	0,17	0,687
Residual Error	21	44,495	44,495	2,119		
Pure Error	2	1,759	1,759	0,880		
Total	28	184,901				

Obs	StdOrder	%Fe Rej.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	21,5100	21,3997	1,1049	0,1103	0,12
2	2	22,6800	22,0463	0,6965	0,6337	0,50
3	3	23,2500	22,6930	1,1049	0,5570	0,59
4	4	16,0700	17,8966	0,6965	-1,8266	-1,43

5	5	17,3800	18,5633	0,4368	-1,1833	-0,85
6	6	17,3800	19,2299	0,6965	-1,8499	-1,45
7	7	15,2100	14,3936	1,1049	0,8164	0,86
8	8	16,7100	15,0802	0,6965	1,6298	1,28
9	9	16,5300	15,7669	1,1049	0,7631	0,81
10	10	22,8000	20,4688	0,6965	2,3312	1,82
11	11	23,1700	21,1755	0,4368	1,9945	1,44
12	12	23,5500	21,8822	0,6965	1,6678	1,30
13	13	17,1800	18,0116	0,4368	-0,8316	-0,60
14	14	17,2000	18,5283	0,2703	-1,3283	-0,93
15	15	17,8000	19,0449	0,4368	-1,2449	-0,90
16	16	16,0800	15,5544	0,6965	0,5256	0,41
17	17	16,6700	15,8811	0,4368	0,7889	0,57
18	18	17,0700	16,2077	0,6965	0,8623	0,67
19	19	19,3300	19,5380	1,1049	-0,2080	-0,22
20	20	20,6100	20,3047	0,6965	0,3053	0,24
21	21	20,7900	21,0713	1,1049	-0,2813	-0,30
22	22	16,6700	18,1266	0,6965	-1,4566	-1,14
23	23	18,5000	18,4933	0,4368	0,0067	0,00
24	24	18,4200	18,8599	0,6965	-0,4399	-0,34
25	25	17,8600	16,7152	1,1049	1,1448	1,21
26	26	16,6900	16,6819	0,6965	0,0081	0,01
27	27	17,2200	16,6486	1,1049	0,5714	0,60
28	28	17,3400	18,5283	0,2703	-1,1883	-0,83
29	29	15,6500	18,5283	0,2703	-2,8783	-2,01R

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for %Fe Rej. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	162,781
pH	-13,6811
Coletor	-0,151967
Depressor	-0,222659
pH*Coletor	0,0166000
pH*Depressor	0,0209444
Coletor*Depressor	0,000267333
pH*Coletor*Depressor	-2,80000E-05

Least Squares Means for %Fe Rej.

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	18,56	0,4368
10,500	18,49	0,4368
Coletor		
250	18,01	0,4368
450	19,04	0,4368
Depressor		
550	21,18	0,4368
850	15,88	0,4368
pH*Coletor		
9,500 250	17,90	0,6965
10,500 250	18,13	0,6965
9,500 450	19,23	0,6965
10,500 450	18,86	0,6965
pH*Depressor		
9,500 550	22,05	0,6965
10,500 550	20,30	0,6965
9,500 850	15,08	0,6965
10,500 850	16,68	0,6965
Coletor*Depressor		
250 550	20,47	0,6965
450 550	21,88	0,6965
250 850	15,55	0,6965

450 850	16,21	0,6965
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	21,40	1,1049
10,500 250 550	19,54	1,1049
9,500 450 550	22,69	1,1049
10,500 450 550	21,07	1,1049
9,500 250 850	14,39	1,1049
10,500 250 850	16,72	1,1049
9,500 450 850	15,77	1,1049
10,500 450 850	16,65	1,1049

Factorial Fit: Rec.Mássica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Mássica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		71,911	0,2548	282,23	0,000
pH	1,855	0,927	0,3234	2,87	0,009
Coletor	-2,398	-1,199	0,3234	-3,71	0,001
Depressor	2,376	1,188	0,3234	3,67	0,001
pH*Coletor	-1,934	-0,967	0,3961	-2,44	0,024
pH*Depressor	-1,483	-0,741	0,3961	-1,87	0,075
Coletor*Depressor	0,833	0,416	0,3961	1,05	0,305
pH*Coletor*Depressor	0,961	0,480	0,4851	0,99	0,333

S = 1,37210 PRESS = 100,231
R-Sq = 69,12% R-Sq(pred) = 21,72% R-Sq(adj) = 58,83%

Analysis of Variance for Rec.Massa (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	66,766	66,7663	22,2554	11,82	0,000
2-Way Interactions	3	19,893	19,8932	6,6311	3,52	0,033
3-Way Interactions	1	1,846	1,8462	1,8462	0,98	0,333
Residual Error	21	39,536	39,5359	1,8827		
Pure Error	2	0,684	0,6843	0,3421		
Total	28	128,042				

Obs	StdOrder	Rec.Massa	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	69,7870	69,2225	1,0415	0,5645	0,63
2	2	69,2076	69,0540	0,6565	0,1535	0,13
3	3	68,4773	68,8856	1,0415	-0,4083	-0,46
4	4	72,9306	71,2156	0,6565	1,7150	1,42
5	5	72,1226	70,9832	0,4117	1,1394	0,87
6	6	71,4096	70,7509	0,6565	0,6587	0,55
7	7	72,9238	73,2087	1,0415	-0,2849	-0,32
8	8	72,0170	72,9124	0,6565	-0,8954	-0,74
9	9	72,2339	72,6161	1,0415	-0,3823	-0,43
10	10	69,1898	72,3384	0,6565	-3,1487	-2,61R
11	11	69,0402	70,7227	0,4117	-1,6826	-1,29
12	12	68,4110	69,1071	0,6565	-0,6960	-0,58
13	13	73,0184	73,1098	0,4117	-0,0914	-0,07
14	14	72,0710	71,9106	0,2548	0,1604	0,12
15	15	71,7185	70,7114	0,4117	1,0071	0,77
16	16	73,0204	73,8812	0,6565	-0,8609	-0,71
17	17	72,3358	73,0985	0,4117	-0,7627	-0,58
18	18	72,1567	72,3158	0,6565	-0,1591	-0,13
19	19	78,2221	75,4544	1,0415	2,7678	3,10R
20	20	70,2297	72,3915	0,6565	-2,1617	-1,79
21	21	70,0894	69,3285	1,0415	0,7608	0,85
22	22	75,1615	75,0041	0,6565	0,1574	0,13
23	23	72,9103	72,8380	0,4117	0,0723	0,06
24	24	71,8413	70,6720	0,6565	1,1694	0,97
25	25	75,3241	74,5538	1,0415	0,7702	0,86
26	26	72,3702	73,2846	0,6565	-0,9144	-0,76

27	27	71,6541	72,0154	1,0415	-0,3613	-0,40
28	28	72,3420	71,9106	0,2548	0,4314	0,32
29	29	73,1921	71,9106	0,2548	1,2815	0,95

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Mássica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-234,974
pH	31,2341
Coletor	0,610301
Depressor	0,321220
pH*Coletor	-0,0641728
pH*Depressor	-0,0323019
Coletor*Depressor	-6,12747E-04
pH*Coletor*Depressor	6,40512E-05

Least Squares Means for Rec.Massa

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	70,98	0,4117
10,500	72,84	0,4117
Coletor		
250	73,11	0,4117
450	70,71	0,4117
Depressor		
550	70,72	0,4117
850	73,10	0,4117
pH*Coletor		
9,500 250	71,22	0,6565
10,500 250	75,00	0,6565
9,500 450	70,75	0,6565
10,500 450	70,67	0,6565
pH*Depressor		
9,500 550	69,05	0,6565
10,500 550	72,39	0,6565
9,500 850	72,91	0,6565
10,500 850	73,28	0,6565
Coletor*Depressor		
250 550	72,34	0,6565
450 550	69,11	0,6565
250 850	73,88	0,6565
450 850	72,32	0,6565
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	69,22	1,0415
10,500 250 550	75,45	1,0415
9,500 450 550	68,89	1,0415
10,500 450 550	69,33	1,0415
9,500 250 850	73,21	1,0415
10,500 250 850	74,55	1,0415
9,500 450 850	72,62	1,0415
10,500 450 850	72,02	1,0415

Factorial Fit: Rec.Metálica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Metálica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		90,0035	0,2405	374,31	0,000
pH	0,7785	0,3893	0,3052	1,28	0,216
Coletor	-1,3200	-0,6600	0,3052	-2,16	0,042
Depressor	3,8431	1,9215	0,3052	6,30	0,000
pH*Coletor	-0,4370	-0,2185	0,3738	-0,58	0,565

pH*Depressor	-1,7573	-0,8787	0,3738	-2,35	0,029
Coletor*Depressor	0,9803	0,4901	0,3738	1,31	0,204
pH*Coletor*Depressor	0,5156	0,2578	0,4578	0,56	0,579

S = 1,29488 PRESS = 69,5687
R-Sq = 71,94% R-Sq(pred) = 44,56% R-Sq(adj) = 62,59%

Analysis of Variance for Rec.Metálica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	77,029	77,0292	25,6764	15,31	0,000
2-Way Interactions	3	12,720	12,7203	4,2401	2,53	0,085
3-Way Interactions	1	0,532	0,5318	0,5318	0,32	0,579
Residual Error	21	35,211	35,2110	1,6767		
Pure Error	2	1,041	1,0406	0,5203		
Total	28	125,492				

Obs	StdOrder	Rec.Metálica	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	87,6932	87,4879	0,9829	0,2054	0,24
2	2	86,6261	86,8140	0,6196	-0,1879	-0,17
3	3	85,5102	86,1402	0,9829	-0,6300	-0,75
4	4	91,8505	90,0557	0,6196	1,7948	1,58
5	5	90,7120	89,6142	0,3885	1,0978	0,89
6	6	90,7224	89,1727	0,6196	1,5498	1,36
7	7	92,0371	92,6236	0,9829	-0,5865	-0,70
8	8	91,1361	92,4144	0,6196	-1,2782	-1,12
9	9	91,3576	92,2052	0,9829	-0,8476	-1,01
10	10	86,5611	89,2321	0,6196	-2,6709	-2,35R
11	11	86,2190	88,0819	0,3885	-1,8629	-1,51
12	12	85,7208	86,9318	0,6196	-1,2110	-1,07
13	13	90,9507	90,6635	0,3885	0,2872	0,23
14	14	90,8587	90,0035	0,2405	0,8553	0,67
15	15	90,5421	89,3434	0,3885	1,1987	0,97
16	16	91,4547	92,0949	0,6196	-0,6402	-0,56
17	17	91,3485	91,9250	0,3885	-0,5765	-0,47
18	18	91,4264	91,7551	0,6196	-0,3287	-0,29
19	19	92,2630	90,9763	0,9829	1,2867	1,53
20	20	88,2441	89,3499	0,6196	-1,1058	-0,97
21	21	88,1844	87,7234	0,9829	0,4610	0,55
22	22	92,2148	91,2712	0,6196	0,9436	0,83
23	23	90,7032	90,3927	0,3885	0,3105	0,25
24	24	90,1937	89,5142	0,6196	0,6795	0,60
25	25	91,0210	91,5661	0,9829	-0,5451	-0,65
26	26	91,3195	91,4356	0,6196	-0,1161	-0,10
27	27	90,5084	91,3050	0,9829	-0,7967	-0,95
28	28	90,6998	90,0035	0,2405	0,6963	0,55
29	29	92,0210	90,0035	0,2405	2,0176	1,59

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Metálica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-97,957
pH	18,9309
Coletor	0,254854
Depressor	0,238846
pH*Coletor	-0,0284327
pH*Depressor	-0,0237472
Coletor*Depressor	-3,11084E-04
pH*Coletor*Depressor	3,43760E-05

Least Squares Means for Rec.Metálica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	89,61	0,3885
10,500	90,39	0,3885
Coletor		
250	90,66	0,3885
450	89,34	0,3885
Depressor		
550	88,08	0,3885
850	91,92	0,3885
pH*Coletor		
9,500 250	90,06	0,6196
10,500 250	91,27	0,6196
9,500 450	89,17	0,6196
10,500 450	89,51	0,6196
pH*Depressor		
9,500 550	86,81	0,6196
10,500 550	89,35	0,6196
9,500 850	92,41	0,6196
10,500 850	91,44	0,6196
Coletor*Depressor		
250 550	89,23	0,6196
450 550	86,93	0,6196
250 850	92,09	0,6196
450 850	91,76	0,6196
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	87,49	0,9829
10,500 250 550	90,98	0,9829
9,500 450 550	86,14	0,9829
10,500 450 550	87,72	0,9829
9,500 250 850	92,62	0,9829
10,500 250 850	91,57	0,9829
9,500 450 850	92,21	0,9829
10,500 450 850	91,31	0,9829

Factorial Fit: Ind.Selet.Gaudin versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		12,888	0,2755	46,77	0,000
pH	-3,297	-1,649	0,3497	-4,71	0,000
Coletor	2,444	1,222	0,3497	3,49	0,002
Depressor	2,824	1,412	0,3497	4,04	0,001
pH*Coletor	2,838	1,419	0,4283	3,31	0,003
pH*Depressor	-0,246	-0,123	0,4283	-0,29	0,777
Coletor*Depressor	-0,484	-0,242	0,4283	-0,56	0,578
pH*Coletor*Depressor	1,035	0,518	0,5246	0,99	0,335

S = 1,48376 PRESS = 104,447
R-Sq = 75,02% R-Sq(pred) = 43,57% R-Sq(adj) = 66,70%

Analysis of Variance for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	111,678	111,678	37,2260	16,91	0,000
2-Way Interactions	3	25,052	25,052	8,3506	3,79	0,026
3-Way Interactions	1	2,143	2,143	2,1432	0,97	0,335
Residual Error	21	46,232	46,232	2,2015		
Pure Error	2	4,979	4,979	2,4896		
Total	28	185,105				

Obs	StdOrder	I.S.G	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	11,7902	12,4395	1,1262	-0,6493	-0,67

2	2	12,4467	13,0017	0,7099	-0,5551	-0,43
3	3	13,5554	13,5640	1,1262	-0,0085	-0,01
4	4	13,5315	14,7337	0,7099	-1,2022	-0,92
5	5	13,6425	14,5363	0,4452	-0,8939	-0,63
6	6	14,5314	14,3390	0,7099	0,1924	0,15
7	7	16,6972	17,0278	1,1262	-0,3306	-0,34
8	8	15,3289	16,0709	0,7099	-0,7421	-0,57
9	9	15,3397	15,1140	1,1262	0,2257	0,23
10	10	11,3325	10,0120	0,7099	1,3205	1,01
11	11	12,2738	11,4758	0,4452	0,7980	0,56
12	12	12,6645	12,9396	0,7099	-0,2752	-0,21
13	13	12,8112	11,6658	0,4452	1,1454	0,81
14	14	16,3219	12,8877	0,2755	3,4342	2,36R
15	15	13,0941	14,1095	0,4452	-1,0154	-0,72
16	16	14,3209	13,3197	0,7099	1,0012	0,77
17	17	14,8354	14,2995	0,4452	0,5358	0,38
18	18	14,8539	15,2794	0,7099	-0,4255	-0,33
19	19	5,1416	7,5845	1,1262	-2,4429	-2,53R
20	20	12,1597	9,9499	0,7099	2,2098	1,70
21	21	12,4079	12,3153	1,1262	0,0926	0,10
22	22	8,6685	8,5980	0,7099	0,0705	0,05
23	23	9,4445	11,2390	0,4452	-1,7945	-1,27
24	24	11,5556	13,8800	0,7099	-2,3244	-1,78
25	25	8,0660	9,6115	1,1262	-1,5455	-1,60
26	26	13,3935	12,5281	0,7099	0,8654	0,66
27	27	16,3502	15,4447	1,1262	0,9055	0,94
28	28	13,5208	12,8877	0,2755	0,6331	0,43
29	29	13,6627	12,8877	0,2755	0,7750	0,53

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Ind.Selet.Gaudin using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-50,150
pH	4,8220
Coletor	0,222758
Depressor	0,272966
pH*Coletor	-0,0199247
pH*Depressor	-0,0257907
Coletor*Depressor	-7,06247E-04
pH*Coletor*Depressor	6,90115E-05

Least Squares Means for Ind.Selet.Gaudin

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	14,536	0,4452
10,500	11,239	0,4452
Coletor		
250	11,666	0,4452
450	14,110	0,4452
Depressor		
550	11,476	0,4452
850	14,300	0,4452
pH*Coletor		
9,500 250	14,734	0,7099
10,500 250	8,598	0,7099
9,500 450	14,339	0,7099
10,500 450	13,880	0,7099
pH*Depressor		
9,500 550	13,002	0,7099
10,500 550	9,950	0,7099
9,500 850	16,071	0,7099
10,500 850	12,528	0,7099
Coletor*Depressor		

250 550	10,012	0,7099
450 550	12,940	0,7099
250 850	13,320	0,7099
450 850	15,279	0,7099
pH*Coletor*Depressor		
9,500 250 550	12,439	1,1262
10,500 250 550	7,584	1,1262
9,500 450 550	13,564	1,1262
10,500 450 550	12,315	1,1262
9,500 250 850	17,028	1,1262
10,500 250 850	9,612	1,1262
9,500 450 850	15,114	1,1262
10,500 450 850	15,445	1,1262

Cálculos de efeitos e coeficientes para % SiO₂ no concentrado, % Fe no rejeito, recuperação mássica, recuperação metálica e índice de seletividade para a amostra de Underflow da 2ª Deslamagem de Brucutu (UF2DBR).

Factorial Fit: %SiO₂ Conc.; %Fe Rej.; Rec.Mássica; Rec.Metélica; Ind. Selet. Gaudin

Factorial Fit: % SiO₂ Conc. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for SiO₂ Conc. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		1,3061	0,03377	38,68	0,000
pH	-0,1733	-0,0867	0,04271	-2,03	0,055
Coletor	-0,2444	-0,1222	0,04271	-2,86	0,009
Depressor	-0,4082	-0,2041	0,04066	-5,02	0,000
pH*Coletor	-0,0317	-0,0158	0,05231	-0,30	0,765
pH*Depressor	-0,0217	-0,0108	0,05231	-0,21	0,838
Coletor*Depressor	-0,0600	-0,0300	0,05231	-0,57	0,572
pH*Coletor*Depressor	-0,0800	-0,0400	0,06407	-0,62	0,539

S = 0,181221 PRESS = 1,48584
R-Sq = 64,62% R-Sq(pred) = 23,77% R-Sq(adj) = 52,83%

Analysis of Variance for SiO₂ Conc. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	P	F
Main Effects	3	1,23160	1,23160	0,410533	12,50	0,000
2-Way Interactions	3	0,01522	0,01522	0,005072	0,15	0,926
3-Way Interactions	1	0,01280	0,01280	0,012800	0,39	0,539
Residual Error	21	0,68966	0,68966	0,032841		
Pure Error	2	0,00987	0,00987	0,004933		
Total	28	1,94928				

Obs	StdOrder	SiO ₂ Conc.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	1,91000	1,70248	0,13779	0,20752	1,76
2	2	1,66000	1,58609	0,08708	0,07391	0,47
3	3	1,56000	1,46970	0,13779	0,09030	0,77
4	4	1,44000	1,49920	0,08675	-0,05920	-0,37
5	5	1,25000	1,39281	0,05445	-0,14281	-0,83
6	6	1,39000	1,28642	0,08675	0,10358	0,65
7	7	1,37000	1,29592	0,13613	0,07408	0,62
8	8	1,15000	1,19953	0,08442	-0,04953	-0,31

9	9	1,06000	1,10314	0,13613	-0,04314	-0,36
10	10	1,34000	1,60248	0,08708	-0,26248	-1,65
11	11	1,50000	1,51026	0,05497	-0,01026	-0,06
12	12	1,21000	1,41804	0,08708	-0,20804	-1,31
13	13	1,28000	1,42837	0,05445	-0,14837	-0,86
14	14	1,24000	1,30615	0,03377	-0,06615	-0,37
15	15	1,07000	1,18392	0,05445	-0,11392	-0,66
16	16	1,43000	1,25425	0,08442	0,17575	1,10
17	17	1,06000	1,10203	0,05065	-0,04203	-0,24
18	18	1,18000	0,94981	0,08442	0,23019	1,44
19	19	1,67000	1,50248	0,13779	0,16752	1,42
20	20	1,28000	1,43443	0,08708	-0,15443	-0,97
21	21	1,40000	1,36637	0,13779	0,03363	0,29
22	22	1,48000	1,35753	0,08675	0,12247	0,77
23	23	1,33000	1,21948	0,05445	0,11052	0,64
24	24	1,40000	1,08142	0,08675	0,31858	2,00R
25	25	1,30000	1,21259	0,13613	0,08741	0,73
26	26	0,62000	1,00453	0,08442	-0,38453	-2,40R
27	27	0,75000	0,79648	0,13613	-0,04648	-0,39
28	28	1,14000	1,10203	0,05065	0,03797	0,22
29	29	1,00000	1,10203	0,05065	-0,10203	-0,59

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for SiO2 Conc. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	10,2032
pH	-0,80750
Coletor	-0,0144278
Depressor	-0,0095622
pH*Coletor	0,00144167
pH*Depressor	0,00089167
Coletor*Depressor	1,92500E-05
pH*Coletor*Depressor	-2,00000E-06

Least Squares Means for SiO2 Conc.

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	1,3928	0,05445
10,500	1,2195	0,05445
Coletor		
300	1,4284	0,05445
700	1,1839	0,05445
Depressor		
600	1,5103	0,05497
1000	1,1020	0,05065
pH*Coletor		
9,500 300	1,4992	0,08675
10,500 300	1,3575	0,08675
9,500 700	1,2864	0,08675
10,500 700	1,0814	0,08675
pH*Depressor		
9,500 600	1,5861	0,08708
10,500 600	1,4344	0,08708
9,500 1000	1,1995	0,08442
10,500 1000	1,0045	0,08442
Coletor*Depressor		
300 600	1,6025	0,08708
700 600	1,4180	0,08708
300 1000	1,2543	0,08442
700 1000	0,9498	0,08442
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	1,7025	0,13779
10,500 300 600	1,5025	0,13779

9,500 700 600	1,4697	0,13779
10,500 700 600	1,3664	0,13779
9,500 300 1000	1,2959	0,13613
10,500 300 1000	1,2126	0,13613
9,500 700 1000	1,1031	0,13613
10,500 700 1000	0,7965	0,13613

Factorial Fit: Fe Rej versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Fe Rej (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		38,126	0,1728	220,67	0,000
pH	-1,642	-0,821	0,2185	-3,76	0,001
Coletor	5,034	2,517	0,2185	11,52	0,000
Depressor	-3,008	-1,504	0,2080	-7,23	0,000
pH*Coletor	0,787	0,393	0,2677	1,47	0,157
pH*Depressor	-0,598	-0,299	0,2677	-1,12	0,276
Coletor*Depressor	-0,682	-0,341	0,2677	-1,27	0,217
pH*Coletor*Depressor	0,385	0,193	0,3278	0,59	0,563

S = 0,927198 PRESS = 39,2591
R-Sq = 90,68% R-Sq(pred) = 79,74% R-Sq(adj) = 87,58%

Analysis of Variance for Fe Rej (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	171,124	171,124	57,041	66,35	0,000
2-Way Interactions	3	4,325	4,325	1,442	1,68	0,202
3-Way Interactions	1	0,296	0,296	0,296	0,34	0,563
Residual Error	21	18,054	18,054	0,860		
Pure Error	2	2,319	2,319	1,159		
Total	28	193,799				

Obs	StdOrder	Fe Rej	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	36,1800	37,4946	0,7050	-1,3146	-2,18R
2	2	41,5400	40,1518	0,4455	1,3882	1,71
3	3	42,1400	42,8090	0,7050	-0,6690	-1,11
4	4	36,5000	36,8230	0,4439	-0,3230	-0,40
5	5	39,9500	38,9469	0,2786	1,0031	1,13
6	6	41,0900	41,0708	0,4439	0,0192	0,02
7	7	35,5000	36,1514	0,6965	-0,6514	-1,06
8	8	38,5500	37,7420	0,4319	0,8080	0,98
9	9	39,0100	39,3326	0,6965	-0,3226	-0,53
10	10	37,1400	36,7718	0,4455	0,3682	0,45
11	11	40,0500	39,6299	0,2813	0,4201	0,48
12	12	41,9900	42,4879	0,4455	-0,4979	-0,61
13	13	36,2600	35,6086	0,2786	0,6514	0,74
14	14	38,7600	38,1258	0,1728	0,6342	0,70
15	15	39,7600	40,6430	0,2786	-0,8830	-1,00
16	16	34,4900	34,4453	0,4319	0,0447	0,05
17	17	36,4100	36,6217	0,2592	-0,2117	-0,24
18	18	38,6100	38,7981	0,4319	-0,1881	-0,23
19	19	35,6100	36,0490	0,7050	-0,4390	-0,73
20	20	39,9300	39,1079	0,4455	0,8221	1,01
21	21	42,4800	42,1668	0,7050	0,3132	0,52
22	22	32,9100	34,3941	0,4439	-1,4841	-1,82
23	23	38,2600	37,3047	0,2786	0,9553	1,08
24	24	38,8600	40,2152	0,4439	-1,3552	-1,66
25	25	32,5700	32,7392	0,6965	-0,1692	-0,28
26	26	36,5300	35,5014	0,4319	1,0286	1,25
27	27	38,5300	38,2637	0,6965	0,2663	0,44
28	28	35,4400	36,6217	0,2592	-1,1817	-1,33

29 29 37,5900 36,6217 0,2592 0,9683 1,09

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Fe Rej using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	8,0963
pH	2,63444
Coletor	0,057069
Depressor	0,0747817
pH*Coletor	-0,0037667
pH*Depressor	-0,00780417
Coletor*Depressor	-1,04771E-04
pH*Coletor*Depressor	9,62500E-06

Least Squares Means for Fe Rej

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	38,95	0,2786
10,500	37,30	0,2786
Coletor		
300	35,61	0,2786
700	40,64	0,2786
Depressor		
600	39,63	0,2813
1000	36,62	0,2592
pH*Coletor		
9,500 300	36,82	0,4439
10,500 300	34,39	0,4439
9,500 700	41,07	0,4439
10,500 700	40,22	0,4439
pH*Depressor		
9,500 600	40,15	0,4455
10,500 600	39,11	0,4455
9,500 1000	37,74	0,4319
10,500 1000	35,50	0,4319
Coletor*Depressor		
300 600	36,77	0,4455
700 600	42,49	0,4455
300 1000	34,45	0,4319
700 1000	38,80	0,4319
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	37,49	0,7050
10,500 300 600	36,05	0,7050
9,500 700 600	42,81	0,7050
10,500 700 600	42,17	0,7050
9,500 300 1000	36,15	0,6965
10,500 300 1000	32,74	0,6965
9,500 700 1000	39,33	0,6965
10,500 700 1000	38,26	0,6965

Factorial Fit: Rec. Mássica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Mássica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		36,309	0,3303	109,93	0,000
pH	3,361	1,681	0,4178	4,02	0,001
Coletor	-11,734	-5,867	0,4178	-14,04	0,000
Depressor	5,266	2,633	0,3977	6,62	0,000
pH*Coletor	-1,178	-0,589	0,5117	-1,15	0,263
pH*Depressor	1,025	0,512	0,5117	1,00	0,328
Coletor*Depressor	2,405	1,203	0,5117	2,35	0,029

pH*Coletor*Depressor -1,696 -0,848 0,6267 -1,35 0,190

S = 1,77259 PRESS = 148,314
 R-Sq = 92,70% R-Sq(pred) = 83,60% R-Sq(adj) = 90,27%

Analysis of Variance for Rec.Mássica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	808,074	808,074	269,358	85,73	0,000
2-Way Interactions	3	24,673	24,673	8,224	2,62	0,078
3-Way Interactions	1	5,753	5,753	5,753	1,83	0,190
Residual Error	21	65,983	65,983	3,142		
Pure Error	2	8,170	8,170	4,085		
Total	28	904,482				

Obs	StdOrder	RM	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	42,7891	39,8357	1,3478	2,9534	2,57R
2	2	30,2038	32,5074	0,8518	-2,3036	-1,48
3	3	26,2162	25,1791	1,3478	1,0371	0,90
4	4	40,7115	39,9056	0,8486	0,8059	0,52
5	5	32,9914	34,6280	0,5326	-1,6365	-0,97
6	6	29,8722	29,3504	0,8486	0,5218	0,34
7	7	40,3142	39,9755	1,3315	0,3387	0,29
8	8	35,3522	36,7486	0,8258	-1,3964	-0,89
9	9	33,1434	33,5216	1,3315	-0,3782	-0,32
10	10	39,0215	40,7451	0,8518	-1,7237	-1,11
11	11	31,7039	33,6757	0,5377	-1,9718	-1,17
12	12	27,5336	26,6062	0,8518	0,9274	0,60
13	13	41,0113	42,1754	0,5326	-1,1640	-0,69
14	14	35,1116	36,3086	0,3303	-1,1970	-0,69
15	15	32,2088	30,4418	0,5326	1,7670	1,05
16	16	44,0724	43,6056	0,8258	0,4668	0,30
17	17	40,6181	38,9415	0,4955	1,6766	0,99
18	18	34,9965	34,2775	0,8258	0,7191	0,46
19	19	42,7874	41,6546	1,3478	1,1328	0,98
20	20	33,9778	34,8439	0,8518	-0,8662	-0,56
21	21	27,3045	28,0333	1,3478	-0,7288	-0,63
22	22	46,8949	44,4451	0,8486	2,4498	1,57
23	23	37,4725	37,9892	0,5326	-0,5167	-0,31
24	24	33,5896	31,5333	0,8486	2,0563	1,32
25	25	47,1046	47,2357	1,3315	-0,1311	-0,11
26	26	38,4739	41,1345	0,8258	-2,6606	-1,70
27	27	34,2400	35,0333	1,3315	-0,7933	-0,68
28	28	41,1093	38,9415	0,4955	2,1678	1,27
29	29	37,3890	38,9415	0,4955	-1,5525	-0,91

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Mássica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	199,984
pH	-14,7513
Coletor	-0,333665
Depressor	-0,265098
pH*Coletor	0,0280278
pH*Depressor	0,0263229
Coletor*Depressor	0,000454057
pH*Coletor*Depressor	-4,23990E-05

Least Squares Means for Rec.Mássica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	34,63	0,5326

10,500		37,99	0,5326
Coletor			
300		42,18	0,5326
700		30,44	0,5326
Depressor			
600		33,68	0,5377
1000		38,94	0,4955
pH*Coletor			
9,500 300		39,91	0,8486
10,500 300		44,45	0,8486
9,500 700		29,35	0,8486
10,500 700		31,53	0,8486
pH*Depressor			
9,500 600		32,51	0,8518
10,500 600		34,84	0,8518
9,500 1000		36,75	0,8258
10,500 1000		41,13	0,8258
Coletor*Depressor			
300 600		40,75	0,8518
700 600		26,61	0,8518
300 1000		43,61	0,8258
700 1000		34,28	0,8258
pH*Coletor*Depressor			
9,500 300 600		39,84	1,3478
10,500 300 600		41,65	1,3478
9,500 700 600		25,18	1,3478
10,500 700 600		28,03	1,3478
9,500 300 1000		39,98	1,3315
10,500 300 1000		47,24	1,3315
9,500 700 1000		33,52	1,3315
10,500 700 1000		35,03	1,3315

Factorial Fit: Rec. Metálica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Metálica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		49,744	0,5182	95,99	0,000
pH	4,292	2,146	0,6555	3,27	0,004
Coletor	-15,508	-7,754	0,6555	-11,83	0,000
Depressor	8,625	4,312	0,6240	6,91	0,000
pH*Coletor	-2,115	-1,058	0,8028	-1,32	0,202
pH*Depressor	1,306	0,653	0,8028	0,81	0,425
Coletor*Depressor	3,401	1,701	0,8028	2,12	0,046
pH*Coletor*Depressor	-0,864	-0,432	0,9832	-0,44	0,665

S = 2,78100 PRESS = 352,336
R-Sq = 90,73% R-Sq(pred) = 79,88% R-Sq(adj) = 87,64%

Analysis of Variance for Rec.Metálica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	1534,44	1534,44	511,48	66,13	0,000
2-Way Interactions	3	53,25	53,25	17,75	2,29	0,107
3-Way Interactions	1	1,49	1,49	1,49	0,19	0,665
Residual Error	21	162,41	162,41	7,73		
Pure Error	2	17,46	17,46	8,73		
Total	28	1751,59				

Obs	StdOrder	RMet	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	56,2566	52,7674	2,1145	3,4891	1,93
2	2	39,5051	43,9386	1,3363	-4,4335	-1,82
3	3	37,4982	35,1098	2,1145	2,3884	1,32
4	4	55,5347	54,2941	1,3313	1,2406	0,51

5	5	44,4814	47,5979	0,8356	-3,1165	-1,17
6	6	40,7929	40,9017	1,3313	-0,1088	-0,04
7	7	57,3109	55,8208	2,0890	1,4902	0,81
8	8	48,3771	51,2572	1,2955	-2,8801	-1,17
9	9	47,6466	46,6937	2,0890	0,9530	0,52
10	10	54,3069	54,8860	1,3363	-0,5791	-0,24
11	11	44,4099	45,4315	0,8436	-1,0216	-0,39
12	12	36,8220	35,9769	1,3363	0,8451	0,35
13	13	55,9694	57,4976	0,8356	-1,5282	-0,58
14	14	48,2513	49,7437	0,5182	-1,4924	-0,55
15	15	44,7152	41,9899	0,8356	2,7253	1,03
16	16	60,2596	60,1092	1,2955	0,1504	0,06
17	17	54,7631	54,0560	0,7773	0,7071	0,26
18	18	48,4502	48,0028	1,2955	0,4474	0,18
19	19	58,0371	57,0046	2,1145	1,0325	0,57
20	20	44,5546	46,9243	1,3363	-2,3697	-0,97
21	21	35,4129	36,8440	2,1145	-1,4311	-0,79
22	22	64,4446	60,7011	1,3313	3,7434	1,53
23	23	49,4662	51,8896	0,8356	-2,4234	-0,91
24	24	48,1978	43,0780	1,3313	5,1198	2,10R
25	25	64,6785	64,3977	2,0890	0,2808	0,15
26	26	53,5440	56,8548	1,2955	-3,3108	-1,35
27	27	47,6927	49,3119	2,0890	-1,6192	-0,88
28	28	57,8602	54,0560	0,7773	3,8042	1,42
29	29	51,9531	54,0560	0,7773	-2,1029	-0,79

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Metálica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	111,717
pH	-4,2831
Coletor	-0,139800
Depressor	-0,172986
pH*Coletor	0,0067018
pH*Depressor	0,0173289
Coletor*Depressor	0,000258500
pH*Coletor*Depressor	-2,15984E-05

Least Squares Means for Rec.Metálica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	47,60	0,8356
10,500	51,89	0,8356
Coletor		
300	57,50	0,8356
700	41,99	0,8356
Depressor		
600	45,43	0,8436
1000	54,06	0,7773
pH*Coletor		
9,500 300	54,29	1,3313
10,500 300	60,70	1,3313
9,500 700	40,90	1,3313
10,500 700	43,08	1,3313
pH*Depressor		
9,500 600	43,94	1,3363
10,500 600	46,92	1,3363
9,500 1000	51,26	1,2955
10,500 1000	56,85	1,2955
Coletor*Depressor		
300 600	54,89	1,3363
700 600	35,98	1,3363
300 1000	60,11	1,2955

700 1000	48,00	1,2955
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	52,77	2,1145
10,500 300 600	57,00	2,1145
9,500 700 600	35,11	2,1145
10,500 700 600	36,84	2,1145
9,500 300 1000	55,82	2,0890
10,500 300 1000	64,40	2,0890
9,500 700 1000	46,69	2,0890
10,500 700 1000	49,31	2,0890

Factorial Fit: Ind. Selet. Gaudin versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		7,3420	0,1129	65,06	0,000
pH	1,0097	0,5049	0,1428	3,54	0,002
Coletor	-0,3925	-0,1963	0,1428	-1,37	0,184
Depressor	1,9330	0,9665	0,1359	7,11	0,000
pH*Coletor	0,0463	0,0232	0,1748	0,13	0,896
pH*Depressor	0,6413	0,3207	0,1748	1,83	0,081
Coletor*Depressor	0,5135	0,2567	0,1748	1,47	0,157
pH*Coletor*Depressor	0,2224	0,1112	0,2141	0,52	0,609

S = 0,605654 PRESS = 13,9799
R-Sq = 77,12% R-Sq(pred) = 58,48% R-Sq(adj) = 69,49%

Analysis of Variance for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	23,8342	23,8342	7,9447	21,66	0,000
2-Way Interactions	3	2,0313	2,0313	0,6771	1,85	0,170
3-Way Interactions	1	0,0989	0,0989	0,0989	0,27	0,609
Residual Error	21	7,7032	7,7032	0,3668		
Pure Error	2	0,0092	0,0092	0,0046		
Total	28	33,6676				

Obs	StdOrder	I.S.G	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	6,3791	6,5563	0,4605	-0,1772	-0,45
2	2	5,7786	6,1913	0,2910	-0,4128	-0,78
3	3	5,7251	5,8264	0,4605	-0,1013	-0,26
4	4	7,2122	7,0566	0,2899	0,1557	0,29
5	5	6,9991	6,8372	0,1820	0,1619	0,28
6	6	6,3300	6,6177	0,2899	-0,2878	-0,54
7	7	7,5667	7,5568	0,4549	0,0099	0,02
8	8	7,6144	7,4830	0,2821	0,1314	0,25
9	9	7,7468	7,4091	0,4549	0,3377	0,84
10	10	7,3149	6,8286	0,2910	0,4863	0,92
11	11	6,2993	6,3755	0,1837	-0,0763	-0,13
12	12	6,5854	5,9225	0,2910	0,6629	1,25
13	13	7,7255	7,5383	0,1820	0,1872	0,32
14	14	7,2976	7,3420	0,1129	-0,0444	-0,07
15	15	7,5629	7,1458	0,1820	0,4171	0,72
16	16	7,6943	8,2480	0,2821	-0,5537	-1,03
17	17	8,4337	8,3085	0,1693	0,1252	0,22
18	18	7,4881	8,3690	0,2821	-0,8808	-1,64
19	19	6,8844	7,1008	0,4605	-0,2164	-0,55
20	20	6,9428	6,5597	0,2910	0,3831	0,72
21	21	6,0854	6,0187	0,4605	0,0667	0,17
22	22	7,8929	8,0200	0,2899	-0,1271	-0,24

23	23	7,1391	7,8469	0,1820	-0,7078	-1,23
24	24	6,6891	7,6738	0,2899	-0,9847	-1,85
25	25	8,4629	8,9392	0,4549	-0,4763	-1,19
26	26	10,9555	9,1340	0,2821	1,8214	3,40R
27	27	9,3874	9,3289	0,4549	0,0586	0,15
28	28	8,2978	8,3085	0,1693	-0,0107	-0,02
29	29	8,3609	8,3085	0,1693	0,0524	0,09

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Ind.Selet.Gaudin using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	1,0122
pH	0,55220
Coletor	0,0360399
Depressor	-0,0026486
pH*Coletor	-0,00421560
pH*Depressor	0,00042717
Coletor*Depressor	-4,91714E-05
pH*Coletor*Depressor	5,55899E-06

Least Squares Means for Ind.Selet.Gaudin

	Mean	SE	Mean
pH			
9,500	6,837	0,1820	
10,500	7,847	0,1820	
Coletor			
300	7,538	0,1820	
700	7,146	0,1820	
Depressor			
600	6,376	0,1837	
1000	8,309	0,1693	
pH*Coletor			
9,500 300	7,057	0,2899	
10,500 300	8,020	0,2899	
9,500 700	6,618	0,2899	
10,500 700	7,674	0,2899	
pH*Depressor			
9,500 600	6,191	0,2910	
10,500 600	6,560	0,2910	
9,500 1000	7,483	0,2821	
10,500 1000	9,134	0,2821	
Coletor*Depressor			
300 600	6,829	0,2910	
700 600	5,923	0,2910	
300 1000	8,248	0,2821	
700 1000	8,369	0,2821	
pH*Coletor			
9,500 300 600	6,556	0,4605	
10,500 300 600	7,101	0,4605	
9,500 700 600	5,826	0,4605	
10,500 700 600	6,019	0,4605	
9,500 300 1000	7,557	0,4549	
10,500 300 1000	8,939	0,4549	
9,500 700 1000	7,409	0,4549	
10,500 700 1000	9,329	0,4549	

Cálculos de efeitos e coeficientes para % SiO₂ no concentrado, % Fe no rejeito, recuperação mássica, recuperação metálica e índice de seletividade para a amostra de Blend Natural.

Factorial Fit: % SiO₂ Conc.; Fe Rej.; Rec.Mássica; Rec.Metálica; Ind. Selet. Gaudin

Factorial Fit: % SiO₂ Conc. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for SiO₂ Conc. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		1,5391	0,08277	18,60	0,000
pH	0,7981	0,3991	0,10595	3,77	0,002
Coletor	-0,6759	-0,3379	0,10595	-3,19	0,005
Depressor	0,2468	0,1234	0,09850	1,25	0,227
pH*Coletor	-0,7928	-0,3964	0,13774	-2,88	0,010
pH*Depressor	0,0814	0,0407	0,12468	0,33	0,748
Coletor*Depressor	-0,1681	-0,0840	0,12468	-0,67	0,509
pH*Coletor*Depressor	-0,2029	-0,1014	0,15985	-0,63	0,534

S = 0,388323 PRESS = 7,08141
R-Sq = 73,01% R-Sq(pred) = 25,44% R-Sq(adj) = 61,90%

Analysis of Variance for SiO₂ Conc. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	5,35604	2,96191	0,98730	6,55	0,004
2-Way Interactions	3	1,51761	1,26648	0,42216	2,80	0,071
3-Way Interactions	1	0,06073	0,06073	0,06073	0,40	0,534
Residual Error	17	2,56351	2,56351	0,15079		
Total	24	9,49790				

Obs	StdOrder	SiO ₂ Conc.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	1,11000	1,01631	0,30806	0,09369	0,40
2	2	0,90000	1,05738	0,25582	-0,15738	-0,54
3	3	1,32000	1,08162	0,19205	0,23838	0,71
4	4	1,14000	1,14009	0,14789	-0,00009	-0,00
5	5	1,25000	1,14693	0,29618	0,10307	0,41
6	6	1,34000	1,22281	0,19166	0,11719	0,35
7	7	1,21000	1,29869	0,31415	-0,08869	-0,39
8	8	1,74000	1,66964	0,19007	0,07036	0,21
9	9	1,28000	1,41573	0,13729	-0,13573	-0,37
10	10	1,52000	1,16182	0,25582	0,35818	1,23
11	11	1,49000	1,87709	0,11949	-0,38709	-1,05
12	12	1,23000	1,53915	0,08277	-0,30915	-0,81
13	13	1,09000	1,20120	0,14789	-0,11120	-0,31
14	14	1,92000	2,08455	0,18703	-0,16455	-0,48
15	15	1,41000	1,66257	0,11939	-0,25257	-0,68
16	16	1,56000	1,24059	0,19166	0,31941	0,95
17	17	2,74000	2,32296	0,29592	0,41704	1,66
18	18	1,41000	1,77408	0,19007	-0,36408	-1,08
19	19	1,12000	1,22520	0,30806	-0,10520	-0,44
20	20	2,17000	2,67256	0,18704	-0,50256	-1,48
21	21	2,54000	1,93820	0,11949	0,60180	1,63
22	22	1,32000	1,20384	0,19205	0,11616	0,34
23	23	3,72000	3,02217	0,29544	0,69783	2,77R
24	24	1,47000	2,10233	0,18703	-0,63233	-1,86
25	25	1,26000	1,18248	0,29618	0,07752	0,31

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for SiO2 Conc. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-3,2068
pH	0,42568
Coletor	-0,0009450
Depressor	-0,0277639
pH*Coletor	0,00009361
pH*Depressor	0,00294315
Coletor*Depressor	4,86214E-05
pH*Coletor*Depressor	-5,07223E-06

Least Squares Means for SiO2 Conc.

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	1,140	0,1479
10,500	1,938	0,1195
Coletor		
300	1,877	0,1195
700	1,201	0,1479
Depressor		
600	1,416	0,1373
1000	1,663	0,1194
pH*Coletor		
9,500 300	1,082	0,1921
10,500 300	2,673	0,1870
9,500 700	1,199	0,2904
10,500 700	1,204	0,1921
pH*Depressor		
9,500 600	1,057	0,2558
10,500 600	1,774	0,1901
9,500 1000	1,223	0,1917
10,500 1000	2,102	0,1870
Coletor*Depressor		
300 600	1,670	0,1901
700 600	1,162	0,2558
300 1000	2,085	0,1870
700 1000	1,241	0,1917
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	1,016	0,3081
10,500 300 600	2,323	0,2959
9,500 700 600	1,098	0,5274
10,500 700 600	1,225	0,3081
9,500 300 1000	1,147	0,2962
10,500 300 1000	3,022	0,2954
9,500 700 1000	1,299	0,3141
10,500 700 1000	1,182	0,2962

Factorial Fit: Fe Rej versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Fe Rej (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		33,746	0,3338	101,10	0,000
pH	-5,905	-2,953	0,4273	-6,91	0,000
Coletor	5,228	2,614	0,4273	6,12	0,000
Depressor	-5,640	-2,820	0,3972	-7,10	0,000
pH*Coletor	-0,873	-0,436	0,5555	-0,79	0,443
pH*Depressor	4,419	2,210	0,5028	4,39	0,000
Coletor*Depressor	-2,553	-1,276	0,5028	-2,54	0,021
pH*Coletor*Depressor	0,584	0,292	0,6447	0,45	0,656

S = 1,56612 PRESS = 90,9924
R-Sq = 87,63% R-Sq(pred) = 73,01% R-Sq(adj) = 82,54%

Analysis of Variance for Fe Rej (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	238,497	241,380	80,460	32,80	0,000
2-Way Interactions	3	56,496	55,442	18,481	7,53	0,002
3-Way Interactions	1	0,504	0,504	0,504	0,21	0,656
Residual Error	17	41,697	41,697	2,453		
Total	24	337,194				

Obs	StdOrder	Fe Rej	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	36,7800	37,1088	1,2424	-0,3288	-0,34
2	2	39,4100	41,7279	1,0317	-2,3179	-1,97
3	3	33,3400	33,6478	0,7745	-0,3078	-0,23
4	4	40,1400	36,6983	0,5964	3,4417	2,38R
5	5	29,7600	30,1867	1,1945	-0,4267	-0,42
6	6	32,1600	31,6687	0,7730	0,4913	0,36
7	7	32,5400	33,1507	1,2670	-0,6107	-0,66
8	8	34,6000	32,6750	0,7666	1,9250	1,41
9	9	38,4500	36,5656	0,5537	1,8844	1,29
10	10	40,8300	40,4562	1,0317	0,3738	0,32
11	11	28,9900	31,1316	0,4819	-2,1416	-1,44
12	12	32,8100	33,7458	0,3338	-0,9358	-0,61
13	13	35,3900	36,3600	0,5964	-0,9700	-0,67
14	14	29,3700	29,5881	0,7543	-0,2181	-0,16
15	15	31,8700	30,9259	0,4815	0,9441	0,63
16	16	31,5200	32,2637	0,7730	-0,7437	-0,55
17	17	27,5800	28,2411	1,1935	-0,6611	-0,65
18	18	30,7100	31,4033	0,7666	-0,6933	-0,51
19	19	35,6000	34,5655	1,2424	1,0345	1,08
20	20	29,1400	28,6153	0,7544	0,5247	0,38
21	21	30,6500	30,7932	0,4819	-0,1432	-0,10
22	22	31,0700	32,9711	0,7745	-1,9011	-1,40
23	23	29,2900	28,9895	1,1915	0,3005	0,30
24	24	30,1800	30,1831	0,7543	-0,0031	-0,00
25	25	32,8600	31,3767	1,1945	1,4833	1,46

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Fe Rej using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	181,317
pH	-15,5591
Coletor	0,199078
Depressor	-0,146089
pH*Coletor	-0,0160479
pH*Depressor	0,0147945
Coletor*Depressor	-1,77969E-04
pH*Coletor*Depressor	1,46059E-05

Least Squares Means for Fe Rej

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	36,70	0,5964
10,500	30,79	0,4819
Coletor		
300	31,13	0,4819
700	36,36	0,5964
Depressor		
600	36,57	0,5537
1000	30,93	0,4815

pH*Coletor			
9,500	300	33,65 0,7745	
10,500	300	28,62 0,7544	
9,500	700	39,75 1,1712	
10,500	700	32,97 0,7745	
pH*Depressor			
9,500	600	41,73 1,0317	
10,500	600	31,40 0,7666	
9,500	1000	31,67 0,7730	
10,500	1000	30,18 0,7543	
Coletor*Depressor			
300	600	32,67 0,7666	
700	600	40,46 1,0317	
300	1000	29,59 0,7543	
700	1000	32,26 0,7730	
pH*Coletor*Depressor			
9,500	300	600	37,11 1,2424
10,500	300	600	28,24 1,1935
9,500	700	600	46,35 2,1269
10,500	700	600	34,57 1,2424
9,500	300	1000	30,19 1,1945
10,500	300	1000	28,99 1,1915
9,500	700	1000	33,15 1,2670
10,500	700	1000	31,38 1,1945

Factorial Fit: Rec. Mássica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Mássica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		51,675	0,4752	108,74	0,000
pH	9,427	4,713	0,6083	7,75	0,000
Coletor	-9,361	-4,681	0,6083	-7,69	0,000
Depressor	8,048	4,024	0,5655	7,11	0,000
pH*Coletor	1,838	0,919	0,7909	1,16	0,261
pH*Depressor	-6,633	-3,317	0,7159	-4,63	0,000
Coletor*Depressor	4,221	2,111	0,7159	2,95	0,009
pH*Coletor*Depressor	-2,677	-1,338	0,9178	-1,46	0,163

S = 2,22970 PRESS = 178,157
R-Sq = 89,29% R-Sq(pred) = 77,42% R-Sq(adj) = 84,88%

Analysis of Variance for Rec.Mássica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	575,374	607,061	202,354	40,70	0,000
2-Way Interactions	3	118,498	129,030	43,010	8,65	0,001
3-Way Interactions	1	10,573	10,573	10,573	2,13	0,163
Residual Error	17	84,517	84,517	4,972		
Total	24	788,962				

Obs	StdOrder	RM	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	48,6963	48,6703	1,7688	0,0260	0,02
2	2	43,0845	39,6216	1,4689	3,4629	2,06R
3	3	54,4831	52,5615	1,1027	1,9216	0,99
4	4	41,7719	46,9620	0,8492	-5,1900	-2,52R
5	5	56,6095	56,4527	1,7006	0,1568	0,11
6	6	53,6906	54,3024	1,1005	-0,6118	-0,32
7	7	53,4841	52,1521	1,8038	1,3320	1,02
8	8	51,8193	54,4429	1,0914	-2,6236	-1,35
9	9	44,8443	47,6515	0,7883	-2,8072	-1,35
10	10	40,0870	40,8602	1,4689	-0,7732	-0,46
11	11	58,2751	56,3559	0,6861	1,9192	0,90
12	12	52,5795	51,6753	0,4752	0,9042	0,42

13	13	49,1604	46,9948	0,8492	2,1657	1,05
14	14	58,8490	58,2690	1,0739	0,5800	0,30
15	15	54,1109	55,6992	0,6855	-1,5883	-0,75
16	16	53,1573	53,1293	1,1005	0,0280	0,01
17	17	61,2558	60,2155	1,6992	1,0403	0,72
18	18	56,9276	55,6815	1,0914	1,2461	0,64
19	19	49,7161	51,1476	1,7688	-1,4314	-1,05
20	20	59,3896	60,1504	1,0740	-0,7608	-0,39
21	21	56,9400	56,3887	0,6861	0,5512	0,26
22	22	54,8361	52,6270	1,1027	2,2091	1,14
23	23	60,2019	60,0854	1,6964	0,1166	0,08
24	24	56,3765	57,0959	1,0739	-0,7194	-0,37
25	25	52,9525	54,1065	1,7006	-1,1540	-0,80

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Mássica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	22,434
pH	4,5955
Coletor	-0,692898
Depressor	-0,009225
pH*Coletor	0,0627281
pH*Depressor	0,0002960
Coletor*Depressor	0,000722007
pH*Coletor*Depressor	-6,69239E-05

Least Squares Means for Rec.Mássica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	46,96	0,8492
10,500	56,39	0,6861
Coletor		
300	56,36	0,6861
700	46,99	0,8492
Depressor		
600	47,65	0,7883
1000	55,70	0,6855
pH*Coletor		
9,500 300	52,56	1,1027
10,500 300	60,15	1,0740
9,500 700	41,36	1,6675
10,500 700	52,63	1,1027
pH*Depressor		
9,500 600	39,62	1,4689
10,500 600	55,68	1,0914
9,500 1000	54,30	1,1005
10,500 1000	57,10	1,0739
Coletor*Depressor		
300 600	54,44	1,0914
700 600	40,86	1,4689
300 1000	58,27	1,0739
700 1000	53,13	1,1005
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	48,67	1,7688
10,500 300 600	60,22	1,6992
9,500 700 600	30,57	3,0281
10,500 700 600	51,15	1,7688
9,500 300 1000	56,45	1,7006
10,500 300 1000	60,09	1,6964
9,500 700 1000	52,15	1,8038
10,500 700 1000	54,11	1,7006

Factorial Fit: Rec. Metálica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec. Metálica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		67,447	0,6777	99,53	0,000
pH	12,896	6,448	0,8674	7,43	0,000
Coletor	-11,120	-5,560	0,8674	-6,41	0,000
Depressor	11,446	5,723	0,8064	7,10	0,000
pH*Coletor	3,214	1,607	1,1278	1,43	0,172
pH*Depressor	-9,459	-4,730	1,0208	-4,63	0,000
Coletor*Depressor	6,133	3,067	1,0208	3,00	0,008
pH*Coletor*Depressor	-2,813	-1,407	1,3088	-1,07	0,297

S = 3,17946 PRESS = 359,034
R-Sq = 87,93% R-Sq(pred) = 74,77% R-Sq(adj) = 82,95%

Analysis of Variance for Rec. Metálica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	985,93	1073,62	357,87	35,40	0,000
2-Way Interactions	3	253,80	264,01	88,00	8,71	0,001
3-Way Interactions	1	11,68	11,68	11,68	1,17	0,297
Residual Error	17	171,85	171,85	10,11		
Total	24	1423,27				

Obs	StdOrder	RMet	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	61,9255	62,1867	2,5223	-0,2612	-0,13
2	2	55,2672	50,5462	2,0946	4,7209	1,97
3	3	69,8830	68,1657	1,5724	1,7173	0,62
4	4	52,8485	60,9987	1,2109	-8,1502	-2,77R
5	5	74,9931	74,1447	2,4250	0,8484	0,41
6	6	70,7906	71,4511	1,5693	-0,6605	-0,24
7	7	70,1528	68,7575	2,5721	1,3952	0,75
8	8	68,0456	70,3507	1,5563	-2,3051	-0,83
9	9	58,2601	61,7240	1,1241	-3,4639	-1,16
10	10	52,5075	53,0973	2,0946	-0,5898	-0,25
11	11	76,3571	73,0067	0,9784	3,3504	1,11
12	12	69,5309	67,4468	0,6777	2,0842	0,67
13	13	64,1966	61,8868	1,2109	2,3098	0,79
14	14	76,0056	75,6628	1,5313	0,3428	0,12
15	15	70,7346	73,1696	0,9776	-2,4350	-0,80
16	16	72,1631	70,6764	1,5693	1,4867	0,54
17	17	79,7539	78,5146	2,4229	1,2393	0,60
18	18	73,9731	72,9017	1,5563	1,0714	0,39
19	19	65,2108	67,2888	2,5223	-2,0780	-1,07
20	20	75,8163	77,8477	1,5314	-2,0315	-0,73
21	21	74,5394	73,8949	0,9784	0,6446	0,21
22	22	73,3501	69,9420	1,5724	3,4081	1,23
23	23	77,6778	77,1808	2,4189	0,4970	0,24
24	24	74,2817	74,8880	1,5313	-0,6063	-0,22
25	25	70,0606	72,5952	2,4250	-2,5346	-1,23

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec. Metálica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-56,521
pH	14,5644
Coletor	-0,812512
Depressor	0,111574
pH*Coletor	0,0723378
pH*Depressor	-0,0121294

Coletor*Depressor 0,000780007
 pH*Coletor*Depressor -7,03338E-05

Least Squares Means for Rec.Metálica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	61,00	1,2109
10,500	73,89	0,9784
Coletor		
300	73,01	0,9784
700	61,89	1,2109
Depressor		
600	61,72	1,1241
1000	73,17	0,9776
pH*Coletor		
9,500 300	68,17	1,5724
10,500 300	77,85	1,5314
9,500 700	53,83	2,3777
10,500 700	69,94	1,5724
pH*Depressor		
9,500 600	50,55	2,0946
10,500 600	72,90	1,5563
9,500 1000	71,45	1,5693
10,500 1000	74,89	1,5313
Coletor*Depressor		
300 600	70,35	1,5563
700 600	53,10	2,0946
300 1000	75,66	1,5313
700 1000	70,68	1,5693
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	62,19	2,5223
10,500 300 600	78,51	2,4229
9,500 700 600	38,91	4,3179
10,500 700 600	67,29	2,5223
9,500 300 1000	74,14	2,4250
10,500 300 1000	77,18	2,4189
9,500 700 1000	68,76	2,5721
10,500 700 1000	72,60	2,4250

Cálculos de efeitos e coeficientes para % SiO₂ no concentrado, % Fe no rejeito, recuperação mássica, recuperação metálica e índice de seletividade para a amostra de Blend Deslamado.

Factorial Fit: % SiO₂ Conc.; Fe Rej.; Rec.Mássica; Rec.Metálica; Ind. Selet. Gaudin

Factorial Fit: % SiO₂ Conc. versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for SiO₂ Conc. (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		0,8978	0,02551	35,20	0,000
pH	0,3833	0,1917	0,03226	5,94	0,000
Coletor	-0,2556	-0,1278	0,03071	-4,16	0,000
Depressor	0,0600	0,0300	0,03226	0,93	0,363
pH*Coletor	-0,2167	-0,1083	0,03951	-2,74	0,012
pH*Depressor	0,1650	0,0825	0,03951	2,09	0,049

Coletor*Depressor	-0,1550	-0,0775	0,03951	-1,96	0,063
pH*Coletor*Depressor	-0,1325	-0,0662	0,04839	-1,37	0,185

S = 0,136875 PRESS = 0,739319
R-Sq = 77,19% R-Sq(pred) = 57,14% R-Sq(adj) = 69,59%

Analysis of Variance for SiO2 Conc. (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	1,00174	1,00174	0,333914	17,82	0,000
2-Way Interactions	3	0,29458	0,29458	0,098194	5,24	0,007
3-Way Interactions	1	0,03511	0,03511	0,035113	1,87	0,185
Residual Error	21	0,39343	0,39343	0,018735		
Pure Error	2	0,01387	0,01387	0,006933		
Total	28	1,72487				

Obs	StdOrder	SiO2 Conc.	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	0,75000	0,76681	0,10407	-0,01681	-0,19
2	2	0,97000	0,75861	0,06552	0,21139	1,76
3	3	0,69000	0,75042	0,10281	-0,06042	-0,67
4	4	0,70000	0,72556	0,06577	-0,02556	-0,21
5	5	0,82000	0,70611	0,04113	0,11389	0,87
6	6	0,53000	0,68667	0,06376	-0,15667	-1,29
7	7	0,70000	0,68431	0,10407	0,01569	0,18
8	8	0,59000	0,65361	0,06552	-0,06361	-0,53
9	9	0,66000	0,62292	0,10281	0,03708	0,41
10	10	0,76000	0,91806	0,06577	-0,15806	-1,32
11	11	0,87000	0,86778	0,04113	0,00222	0,02
12	12	0,71000	0,81750	0,06376	-0,10750	-0,89
13	13	1,01000	1,02556	0,04152	-0,01556	-0,12
14	14	0,72000	0,89778	0,02551	-0,17778	-1,32
15	15	0,85000	0,77000	0,03826	0,08000	0,61
16	16	1,28000	1,13306	0,06577	0,14694	1,22
17	17	0,74000	0,92778	0,04113	-0,18778	-1,44
18	18	0,79000	0,72250	0,06376	0,06750	0,56
19	19	1,19000	1,06931	0,10407	0,12069	1,36
20	20	0,89000	0,97694	0,06552	-0,08694	-0,72
21	21	0,99000	0,88458	0,10281	0,10542	1,17
22	22	1,47000	1,32556	0,06577	0,14444	1,20
23	23	0,91000	1,08944	0,04113	-0,17944	-1,37
24	24	0,81000	0,85333	0,06376	-0,04333	-0,36
25	25	1,63000	1,58181	0,10407	0,04819	0,54
26	26	1,05000	1,20194	0,06552	-0,15194	-1,26
27	27	0,92000	0,82208	0,10281	0,09792	1,08
28	28	0,81000	0,77000	0,03826	0,04000	0,30
29	29	0,97000	0,77000	0,03826	0,20000	1,52

Estimated Coefficients for SiO2 Conc. using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	10,9222
pH	-1,06000
Coletor	-0,0147556
Depressor	-0,0236938
pH*Coletor	0,00156667
pH*Depressor	0,00248125
Coletor*Depressor	3,11875E-05
pH*Coletor*Depressor	-3,31250E-06

Least Squares Means for SiO2 Conc.

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	0,7061	0,04113
10,500	1,0894	0,04113

Coletor		
300	1,0256	0,04152
700	0,7700	0,03826
Depressor		
600	0,8678	0,04113
1000	0,9278	0,04113
pH*Coletor		
9,500 300	0,7256	0,06577
10,500 300	1,3256	0,06577
9,500 700	0,6867	0,06376
10,500 700	0,8533	0,06376
pH*Depressor		
9,500 600	0,7586	0,06552
10,500 600	0,9769	0,06552
9,500 1000	0,6536	0,06552
10,500 1000	1,2019	0,06552
Coletor*Depressor		
300 600	0,9181	0,06577
700 600	0,8175	0,06376
300 1000	1,1331	0,06577
700 1000	0,7225	0,06376
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	0,7668	0,10407
10,500 300 600	1,0693	0,10407
9,500 700 600	0,7504	0,10281
10,500 700 600	0,8846	0,10281
9,500 300 1000	0,6843	0,10407
10,500 300 1000	1,5818	0,10407
9,500 700 1000	0,6229	0,10281
10,500 700 1000	0,8221	0,10281

Factorial Fit: Fe Rej versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Fe Rej (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		22,210	0,2578	86,15	0,000
pH	-2,369	-1,184	0,3261	-3,63	0,002
Coletor	2,837	1,419	0,3105	4,57	0,000
Depressor	-0,800	-0,400	0,3261	-1,23	0,234
pH*Coletor	0,843	0,422	0,3994	1,06	0,303
pH*Depressor	0,378	0,189	0,3994	0,47	0,641
Coletor*Depressor	-0,035	-0,017	0,3994	-0,04	0,965
pH*Coletor*Depressor	0,437	0,219	0,4892	0,45	0,659

S = 1,38358 PRESS = 77,7355
R-Sq = 63,86% R-Sq(pred) = 30,12% R-Sq(adj) = 51,82%

Analysis of Variance for Fe Rej (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	68,099	68,0990	22,6997	11,86	0,000
2-Way Interactions	3	2,567	2,5667	0,8556	0,45	0,722
3-Way Interactions	1	0,383	0,3828	0,3828	0,20	0,659
Residual Error	21	40,200	40,2004	1,9143		
Pure Error	2	3,437	3,4369	1,7184		
Total			28	111,249		

Obs	StdOrder	Fe Rej	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	23,5900	22,7503	1,0520	0,8397	0,93
2	2	24,8800	23,9834	0,6623	0,8966	0,74
3	3	25,5900	25,2165	1,0393	0,3735	0,41
4	4	21,9900	22,3973	0,6648	-0,4073	-0,34

5	5	23,8000	23,3942	0,4157	0,4058	0,31
6	6	24,6800	24,3911	0,6445	0,2889	0,24
7	7	22,2100	22,0444	1,0520	0,1656	0,18
8	8	23,5000	22,8050	0,6623	0,6950	0,57
9	9	25,1400	23,5656	1,0393	1,5744	1,72
10	10	19,1400	21,1737	0,6648	-2,0337	-1,68
11	11	22,4300	22,6098	0,4157	-0,1798	-0,14
12	12	25,1500	24,0458	0,6445	1,1042	0,90
13	13	20,4600	20,7912	0,4197	-0,3312	-0,25
14	14	21,8800	22,2098	0,2578	-0,3298	-0,24
15	15	22,9600	23,6283	0,3867	-0,6683	-0,50
16	16	19,7600	20,4087	0,6648	-0,6487	-0,53
17	17	21,9600	21,8098	0,4157	0,1502	0,11
18	18	21,9500	23,2108	0,6445	-1,2608	-1,03
19	19	19,9000	19,5972	1,0520	0,3028	0,34
20	20	23,6900	21,2361	0,6623	2,4539	2,02R
21	21	21,9800	22,8751	1,0393	-0,8951	-0,98
22	22	18,2300	19,1851	0,6648	-0,9551	-0,79
23	23	21,5600	21,0253	0,4157	0,5347	0,41
24	24	24,0700	22,8655	0,6445	1,2045	0,98
25	25	19,0100	18,7730	1,0520	0,2370	0,26
26	26	21,8500	20,8145	0,6623	1,0355	0,85
27	27	23,7700	22,8559	1,0393	0,9141	1,00
28	28	21,4400	23,6283	0,3867	-2,1883	-1,65
29	29	20,3500	23,6283	0,3867	-3,2783	-2,47R

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Fe Rej using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	36,244
pH	-1,6156
Coletor	0,052776
Depressor	0,033990
pH*Coletor	-0,0045333
pH*Depressor	-0,0035771
Coletor*Depressor	-1,09813E-04
pH*Coletor*Depressor	1,09375E-05

Least Squares Means for Fe Rej

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	23,39	0,4157
10,500	21,03	0,4157
Coletor		
300	20,79	0,4197
700	23,63	0,3867
Depressor		
600	22,61	0,4157
1000	21,81	0,4157
pH*Coletor		
9,500 300	22,40	0,6648
10,500 300	19,19	0,6648
9,500 700	24,39	0,6445
10,500 700	22,87	0,6445
pH*Depressor		
9,500 600	23,98	0,6623
10,500 600	21,24	0,6623
9,500 1000	22,81	0,6623
10,500 1000	20,81	0,6623
Coletor*Depressor		
300 600	21,17	0,6648
700 600	24,05	0,6445
300 1000	20,41	0,6648

700 1000	23,21	0,6445
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	22,75	1,0520
10,500 300 600	19,60	1,0520
9,500 700 600	25,22	1,0393
10,500 700 600	22,88	1,0393
9,500 300 1000	22,04	1,0520
10,500 300 1000	18,77	1,0520
9,500 700 1000	23,57	1,0393
10,500 700 1000	22,86	1,0393

Factorial Fit: Rec.Mássica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Mássica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		63,994	0,2271	281,81	0,000
pH	2,493	1,247	0,2872	4,34	0,000
Coletor	-2,690	-1,345	0,2734	-4,92	0,000
Depressor	0,724	0,362	0,2872	1,26	0,222
pH*Coletor	-0,929	-0,465	0,3518	-1,32	0,201
pH*Depressor	-0,499	-0,250	0,3518	-0,71	0,486
Coletor*Depressor	0,148	0,074	0,3518	0,21	0,835
pH*Coletor*Depressor	-0,100	-0,050	0,4309	-0,12	0,909

S = 1,21863 PRESS = 59,0627
R-Sq = 69,09% R-Sq(pred) = 41,46% R-Sq(adj) = 58,78%

Analysis of Variance for Rec.Mássica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	66,277	66,2766	22,0922	14,88	0,000
2-Way Interactions	3	3,405	3,4049	1,1350	0,76	0,527
3-Way Interactions	1	0,020	0,0200	0,0200	0,01	0,909
Residual Error	21	31,186	31,1864	1,4851		
Pure Error	2	3,511	3,5107	1,7554		
Total	28	100,888				

Obs	StdOrder	RM	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	62,6712	63,1398	0,9266	-0,4686	-0,59
2	2	61,4617	62,1353	0,5834	-0,6736	-0,63
3	3	60,7611	61,1309	0,9154	-0,3698	-0,46
4	4	64,1010	63,6274	0,5856	0,4736	0,44
5	5	62,4270	62,7469	0,3662	-0,3199	-0,28
6	6	61,5400	61,8664	0,5677	-0,3264	-0,30
7	7	64,0532	64,1151	0,9266	-0,0619	-0,08
8	8	62,5759	63,3585	0,5834	-0,7826	-0,73
9	9	61,2312	62,6019	0,9154	-1,3707	-1,70
10	10	66,1962	65,0509	0,5856	1,1453	1,07
11	11	63,7948	63,6317	0,3662	0,1631	0,14
12	12	61,0674	62,2125	0,5677	-1,1451	-1,06
13	13	65,3254	65,3388	0,3697	-0,0134	-0,01
14	14	64,3021	63,9936	0,2271	0,3084	0,26
15	15	63,0653	62,6484	0,3406	0,4169	0,36
16	16	66,1477	65,6268	0,5856	0,5210	0,49
17	17	64,3581	64,3555	0,3662	0,0026	0,00
18	18	64,1303	63,0843	0,5677	1,0460	0,97
19	19	67,3488	66,9620	0,9266	0,3867	0,49
20	20	62,9626	65,1281	0,5834	-2,1655	-2,02R
21	21	64,1189	63,2942	0,9154	0,8247	1,03
22	22	67,5157	67,0502	0,5856	0,4654	0,44

23	23	64,4992	65,2404	0,3662	-0,7412	-0,64
24	24	62,4176	63,4305	0,5677	-1,0128	-0,94
25	25	67,1345	67,1385	0,9266	-0,0040	-0,01
26	26	64,6731	65,3526	0,5834	-0,6795	-0,64
27	27	62,5930	63,5668	0,9154	-0,9738	-1,21
28	28	65,0988	62,6484	0,3406	2,4504	2,09R
29	29	65,5533	62,6484	0,3406	2,9049	2,48R

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Mássica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	8,4978
pH	5,81511
Coletor	0,018282
Depressor	0,013362
pH*Coletor	-0,0026487
pH*Depressor	-0,0012478
Coletor*Depressor	0,000026827
pH*Coletor*Depressor	-2,49771E-06

Least Squares Means for Rec.Mássica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	62,75	0,3662
10,500	65,24	0,3662
Coletor		
300	65,34	0,3697
700	62,65	0,3406
Depressor		
600	63,63	0,3662
1000	64,36	0,3662
pH*Coletor		
9,500 300	63,63	0,5856
10,500 300	67,05	0,5856
9,500 700	61,87	0,5677
10,500 700	63,43	0,5677
pH*Depressor		
9,500 600	62,14	0,5834
10,500 600	65,13	0,5834
9,500 1000	63,36	0,5834
10,500 1000	65,35	0,5834
Coletor*Depressor		
300 600	65,05	0,5856
700 600	62,21	0,5677
300 1000	65,63	0,5856
700 1000	63,08	0,5677
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	63,14	0,9266
10,500 300 600	66,96	0,9266
9,500 700 600	61,13	0,9154
10,500 700 600	63,29	0,9154
9,500 300 1000	64,12	0,9266
10,500 300 1000	67,14	0,9266
9,500 700 1000	62,60	0,9154
10,500 700 1000	63,57	0,9154

Factorial Fit: Rec.Metálica versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Rec.Metálica (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		84,157	0,2817	298,74	0,000
pH	3,003	1,502	0,3563	4,21	0,000
Coletor	-3,132	-1,566	0,3392	-4,62	0,000
Depressor	0,825	0,412	0,3563	1,16	0,260
pH*Coletor	-0,661	-0,330	0,4364	-0,76	0,458
pH*Depressor	-0,396	-0,198	0,4364	-0,45	0,655
Coletor*Depressor	-0,074	-0,037	0,4364	-0,09	0,933
pH*Coletor*Depressor	-0,399	-0,200	0,5345	-0,37	0,713

S = 1,51179 PRESS = 91,9752
R-Sq = 66,31% R-Sq(pred) = 35,45% R-Sq(adj) = 55,08%

Analysis of Variance for Rec.Metálica (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	92,366	92,3657	30,7886	13,47	0,000
2-Way Interactions	3	1,797	1,7966	0,5989	0,26	0,852
3-Way Interactions	1	0,319	0,3186	0,3186	0,14	0,713
Residual Error	21	47,996	47,9957	2,2855		
Pure Error	2	3,931	3,9312	1,9656		
Total	28	142,477				

Obs	StdOrder	RMet	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	82,3199	83,4431	1,1495	-1,1232	-1,14
2	2	81,2654	82,0450	0,7237	-0,7795	-0,59
3	3	80,1721	80,6469	1,1356	-0,4747	-0,48
4	4	84,2484	83,8911	0,7265	0,3573	0,27
5	5	82,3796	82,6554	0,4542	-0,2757	-0,19
6	6	80,8524	81,4196	0,7043	-0,5672	-0,42
7	7	84,0168	84,3392	1,1495	-0,3223	-0,33
8	8	82,5013	83,2657	0,7237	-0,7645	-0,58
9	9	80,6156	82,1923	1,1356	-1,5767	-1,58
10	10	87,5172	85,2736	0,7265	2,2436	1,69
11	11	84,1179	83,7447	0,4542	0,3732	0,26
12	12	81,0675	82,2158	0,7043	-1,1483	-0,86
13	13	86,4697	85,7231	0,4586	0,7466	0,52
14	14	84,1690	84,1570	0,2817	0,0120	0,01
15	15	83,3789	82,5910	0,4226	0,7879	0,54
16	16	87,2138	86,1727	0,7265	1,0411	0,79
17	17	84,1141	84,5694	0,4542	-0,4553	-0,32
18	18	84,4209	82,9661	0,7043	1,4548	1,09
19	19	86,6503	87,1040	1,1495	-0,4538	-0,46
20	20	83,0016	85,4444	0,7237	-2,4428	-1,84
21	21	84,6849	83,7848	1,1356	0,9001	0,90
22	22	88,4861	87,5551	0,7265	0,9309	0,70
23	23	84,8845	85,6587	0,4542	-0,7742	-0,54
24	24	82,3580	83,7623	0,7043	-1,4043	-1,05
25	25	87,6817	88,0062	1,1495	-0,3245	-0,33
26	26	84,7884	85,8730	0,7237	-1,0846	-0,82
27	27	82,8664	83,7398	1,1356	-0,8734	-0,88
28	28	85,0097	82,5910	0,4226	2,4187	1,67
29	29	86,1697	82,5910	0,4226	3,5787	2,47R

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Rec.Metálica using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	63,570
pH	2,2481

Coletor	-0,053879
Depressor	-0,027559
pH*Coletor	0,0046793
pH*Depressor	0,0030086
Coletor*Depressor	0,000098850
pH*Coletor*Depressor	-9,97804E-06

Least Squares Means for Rec.Metálica

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	82,66	0,4542
10,500	85,66	0,4542
Coletor		
300	85,72	0,4586
700	82,59	0,4226
Depressor		
600	83,74	0,4542
1000	84,57	0,4542
pH*Coletor		
9,500 300	83,89	0,7265
10,500 300	87,56	0,7265
9,500 700	81,42	0,7043
10,500 700	83,76	0,7043
pH*Depressor		
9,500 600	82,04	0,7237
10,500 600	85,44	0,7237
9,500 1000	83,27	0,7237
10,500 1000	85,87	0,7237
Coletor*Depressor		
300 600	85,27	0,7265
700 600	82,22	0,7043
300 1000	86,17	0,7265
700 1000	82,97	0,7043
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	83,44	1,1495
10,500 300 600	87,10	1,1495
9,500 700 600	80,65	1,1356
10,500 700 600	83,78	1,1356
9,500 300 1000	84,34	1,1495
10,500 300 1000	88,01	1,1495
9,500 700 1000	82,19	1,1356
10,500 700 1000	83,74	1,1356

Factorial Fit: Ind.Selet.Gaudin versus pH; Coletor; Depressor

Estimated Effects and Coefficients for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Term	Effect	Coef	SE Coef	T	P
Constant		14,8393	0,2155	68,85	0,000
pH	-1,9606	-0,9803	0,2726	-3,60	0,002
Coletor	0,2840	0,1420	0,2595	0,55	0,590
Depressor	0,2474	0,1237	0,2726	0,45	0,655
pH*Coletor	0,5864	0,2932	0,3339	0,88	0,390
pH*Depressor	-1,4417	-0,7209	0,3339	-2,16	0,043
Coletor*Depressor	0,9590	0,4795	0,3339	1,44	0,166
pH*Coletor*Depressor	0,5572	0,2786	0,4090	0,68	0,503

S = 1,15671 PRESS = 57,5783
R-Sq = 50,46% R-Sq(pred) = 0,00% R-Sq(adj) = 33,95%

Analysis of Variance for Ind.Selet.Gaudin (coded units)

Source	DF	Seq SS	Adj SS	Adj MS	F	P
Main Effects	3	17,9741	17,9741	5,9914	4,48	0,014
2-Way Interactions	3	10,0259	10,0259	3,3420	2,50	0,088
3-Way Interactions	1	0,6209	0,6209	0,6209	0,46	0,503
Residual Error	21	28,0975	28,0975	1,3380		
Pure Error	2	0,6791	0,6791	0,3395		
Total	28	56,7184				

Obs	StdOrder	I.S.G	Fit	SE Fit	Residual	St Resid
1	1	15,1869	15,3271	0,8795	-0,1402	-0,19
2	2	12,7496	14,9750	0,5537	-2,2254	-2,19R
3	3	14,8192	14,6229	0,8689	0,1963	0,26
4	4	16,5432	15,9707	0,5558	0,5725	0,56
5	5	14,4127	15,8196	0,3475	-1,4069	-1,28
6	6	17,4330	15,6684	0,5389	1,7646	1,72
7	7	16,6093	16,6144	0,8795	-0,0051	-0,01
8	8	17,1328	16,6641	0,5537	0,4687	0,46
9	9	15,3910	16,7138	0,8689	-1,3228	-1,73
10	10	17,4825	15,0530	0,5558	2,4295	2,39R
11	11	14,5694	14,7156	0,3475	-0,1461	-0,13
12	12	14,7152	14,3781	0,5389	0,3371	0,33
13	13	14,4552	14,6972	0,3509	-0,2420	-0,22
14	14	16,4449	14,8393	0,2155	1,6056	1,41
15	15	14,5000	14,9813	0,3233	-0,4813	-0,43
16	16	13,1462	14,3415	0,5558	-1,1952	-1,18
17	17	16,1377	14,9630	0,3475	1,1748	1,06
18	18	15,6052	15,5844	0,5389	0,0208	0,02
19	19	13,7283	14,7790	0,8795	-1,0507	-1,40
20	20	13,8186	14,4561	0,5537	-0,6375	-0,63
21	21	13,8233	14,1332	0,8689	-0,3099	-0,41
22	22	13,0716	13,4237	0,5558	-0,3522	-0,35
23	23	14,7672	13,8589	0,3475	0,9083	0,82
24	24	14,3257	14,2941	0,5389	0,0316	0,03
25	25	12,0416	12,0685	0,8795	-0,0269	-0,04
26	26	13,5411	13,2618	0,5537	0,2793	0,28
27	27	13,5147	14,4551	0,8689	-0,9404	-1,23
28	28	15,6612	14,9813	0,3233	0,6799	0,61
29	29	14,9951	14,9813	0,3233	0,0138	0,01

R denotes an observation with a large standardized residual.

Estimated Coefficients for Ind.Selet.Gaudin using data in uncoded units

Term	Coef
Constant	-60,3347
pH	7,91189
Coletor	0,073234
Depressor	0,136356
pH*Coletor	-0,0082113
pH*Depressor	-0,0141731
Coletor*Depressor	-1,27303E-04
pH*Coletor*Depressor	1,39290E-05

Least Squares Means for Ind.Selet.Gaudin

	Mean	SE Mean
pH		
9,500	15,82	0,3475
10,500	13,86	0,3475
Coletor		
300	14,70	0,3509

700	14,98	0,3233
Depressor		
600	14,72	0,3475
1000	14,96	0,3475
pH*Coletor		
9,500 300	15,97	0,5558
10,500 300	13,42	0,5558
9,500 700	15,67	0,5389
10,500 700	14,29	0,5389
pH*Depressor		
9,500 600	14,98	0,5537
10,500 600	14,46	0,5537
9,500 1000	16,66	0,5537
10,500 1000	13,26	0,5537
Coletor*Depressor		
300 600	15,05	0,5558
700 600	14,38	0,5389
300 1000	14,34	0,5558
700 1000	15,58	0,5389
pH*Coletor*Depressor		
9,500 300 600	15,33	0,8795
10,500 300 600	14,78	0,8795
9,500 700 600	14,62	0,8689
10,500 700 600	14,13	0,8689
9,500 300 1000	16,61	0,8795
10,500 300 1000	12,07	0,8795
9,500 700 1000	16,71	0,8689
10,500 700 1000	14,46	0,8689