

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS  
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Tese de Doutorado

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINÉRIO  
FOSFÁTICO DE SALITRE  
PATROCÍNIO - MG

Autor: Luiz Antonio Fonseca de Barros  
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Julho/2005

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS  
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Luiz Antonio Fonseca de Barros

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINÉRIO FOSFÁTICO  
DE SALITRE – PATROCÍNIO - MG

Tese de doutorado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica 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  
2005

**A Vânia, Paula e Flavia:**

Acima de tudo está o meu amor por vocês

## **AGRADECIMENTOS:**

Ao meu orientador e meu grande amigo, prof **Antonio Eduardo Clark Peres**, por tornar possível esta conquista;

A **Fertilizantes Fosfatados S.A. – FOSFERTIL**, por ter possibilitado a minha formação e aprendizado e proporcionado que o conhecimento aumentasse ao longo desses trinta anos de trabalho no beneficiamento das apatitas;

A todos de **minha família**, pelos momentos que me afastei, para o trabalho e estudo, sem, contudo, esquecer de vocês;

Ao companheiro e amigo **Dr. Eliomar Evaristo Ferreira**, que fez possível que se cumprisse esta conquista;

Ao colega **Márcio Vinícius Ananias**, pelo trabalho de digitação e correções;

Aos **meus amigos**, que são muitos e que, pela possibilidade de esquecimento de alguém, que não seria justo e que conquistei, ao longo da labuta na área Mineral, que me auxiliaram e trabalharam, lado a lado, para o cumprimento do nosso dever, de cidadãos brasileiros;

A **Deus**, por permitir que atingisse este importante degrau:

**”de coração, o meu mais profundo e eterno agradecimento”.**



## SUMÁRIO.

<b>1 – INTRODUÇÃO.....</b>	<b>1</b>
<b>2 – OBJETIVOS.....</b>	<b>5</b>
<b>3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....</b>	<b>6</b>
3.1 – Caracterização Tecnológica de Minérios.....	6
3.2 – Fertilizantes.....	12
3.2.1 – O fósforo.....	12
3.2.2 – Uso de fertilizantes.....	13
3.2.3 - Demanda de fertilizantes.....	16
3.2.4 - Demanda nacional de fertilizantes.....	18
3.2.5 - Distribuição regional do consumo de fertilizantes.....	21
3.2.6 - Concentrado fosfático.....	22
3.2.7 - Balanço oferta e demanda de concentrado fosfático.....	23
3.3 – Complexo Alcalino Carbonatítico de Salitre.....	25
3.3.1 – Localização e clima.....	25
3.4 – Geologia regional.....	28
3.5 – Geologia do Complexo de Salitre.....	31
3.6 – Apatita.....	37
3.6.1 – Grupo da apatita.....	37
3.6.2 – Substituições nas apatitas.....	43
3.6.2.1 – Evolução da composição da apatita.....	44
3.6.3 – Tipos de apatitas.....	47
3.6.4 – Características Gerais.....	48
3.6.5 – Flotabilidade da apatita.....	56
3.6.6 – Flotabilidade dos minerais de ganga.....	61
<b>4 – METODOLOGIA.....</b>	<b>74</b>
4.1 – Caracterização mineralógica das apatitas.....	74
4.1.1 – Procedimento.....	74
4.1.2 – Amostras.....	75
4.2 - Estudos de microflotação e potencial zeta de minerais puros.....	75
4.2.1 - Amostras de minerais puros.....	76
4.2.2 – Determinações de potencial zeta.....	77

4.2.2.1 – Determinação de potencial zeta em função do pH. ....	77
4.2.2.2 – Determinação de potencial zeta em função da concentração do cátion $Mg^{2+}$ . ....	78
4.2.2.3 – Determinação de potencial zeta em função da concentração do cátion $Ca^{2+}$ . ....	79
4.2.3 – Ensaio de microflotação. ....	79
4.2.3.1 - Ensaio de microflotação em função da concentração de oleato de sódio, pH=10,0. ....	80
4.2.3.2 – Ensaio de microflotação em função do pH. ....	80
4.3 – Caracterização tecnológica de amostras de minério da área de Salitre. ....	81
4.3.1 – Composição das amostras. ....	81
4.3.2 – Caracterização mineralógica das amostras. ....	83
4.3.3 – Procedimento padrão para a caracterização tecnológica das amostras. ....	85
4.3.3.1 – Ensaio de flotação – Padrão CMT (Complexo de Mineração de Tapira). ....	88
4.3.4 – Difração de raios-X. ....	88
4.3.5 – Microscopia ótica e eletrônica de varredura. ....	89
4.3.6 – Ensaio de flotação com as amostras da alimentação da flotação (AN3). ....	89
4.3.7 – Ensaio de flotação em bancada com coletores comerciais. ....	91
4.3.8 – Estudos de alternativas não convencionais para o processamento do minério. ....	93
4.3.8.1 – Separação magnética a seco em rolos de terras raras. ....	93
4.3.8.2 – Separação magnética com os produtos AN3, em separador magnético de alta intensidade. ....	94
4.3.8.3 – Separação magnética de alta intensidade (Whims), com os produtos magnéticos a seco (Ree-Roll) e fração -0,15 mm. ....	94
<b>5 – RESULTADOS. ....</b>	<b>96</b>
5.1 - Caracterização mineralógica e tipologia das apatitas. ....	96
5.1.1 - Tipologia das apatitas de Apatititos (APAT). ....	97
5.1.2 - Tipologia das apatitas de Foscoritos. ....	103
5.1.3 - Tipologia das apatitas de Foscoritos Intemperizados (FIT). ....	108
5.1.4 - Tipologia das apatitas de Foscoritos Silicificados (FST). ....	109
5.1.5 - Tipologia das apatitas de Piroxenitos (PT). ....	114
5.1.6 - Tipologia das apatitas de Piroxenitos Intemperizados (PIT). ....	118
5.1.7 - Assembléia Mineralógica comum às tipologias do minério. ....	120
5.1.8 – Resultados de microanálise química (Microsonda EDS). ....	122

5.1.9 - Dados teóricos para o cálculo da fórmula estrutural das apatitas.....	129
5.1.10 - Tipos de apatita e suas fórmulas estruturais.....	134
5.1.11 – Considerações sobre tipos de apatitas.....	136
5.1.12 – Caracterização das apatitas através da espectrometria de infravermelho. ....	137
5.2 – Considerações Gerais.....	142
5.3 - Estudos de potencial zeta e microflotação de minerais puros. ....	142
5.3.1 – Potencial zeta versus pH das apatitas. ....	143
5.3.2 – Potencial zeta versus pH dos minerais de ganga. ....	146
5.3.3 – Potencial zeta em função de pCa e pMg para apatitas.....	147
5.3.4 – Potencial zeta em função de pCa e pMg para os minerais de ganga. ....	151
5.3.5 – Ensaio de microflotação de apatitas de Salitre.....	153
5.3.5.1 – Efeito do pH na flotabilidade das apatitas. ....	153
5.3.5.2 – Efeito da concentração de oleato de sódio na flotabilidade das apatitas. ....	155
5.3.5.3 – Efeito da concentração de amido de milho na flotabilidade das apatitas. ....	157
5.3.5.4 - Efeito do pH na flotabilidade dos minerais de ganga.....	158
5.3.5.5 - Efeito da concentração de oleato de sódio na flotabilidade dos minerais de ganga.....	160
5.3.5.6 - Efeito da concentração de amido de milho na flotabilidade dos minerais de ganga.....	162
5.4 – Caracterização tecnológica das amostras de minério de Salitre. ....	163
5.4.1 – Composição química das amostras. ....	164
5.4.2 – Distribuição de teores por faixa granulométrica.....	166
5.4.2.1 – Amostras britadas e desagregadas (Tal qual). ....	166
5.4.2.2 – Amostras cominuídas a 0,297 mm (produto de moagem). ....	168
5.4.3 – Composição granulométrica e química das amostras. ....	169
5.4.3.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	169
5.4.3.1.1 - Finos naturais.....	169
5.4.3.1.2 - Produto de moagem.....	170
5.4.3.2 – Amostra Piroxenito (PT).....	172
5.4.3.2.1 - Finos naturais.....	172
5.4.3.2.2 - Produto de moagem.....	173
5.4.3.3 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	174

5.4.3.3.1 - Finos naturais.....	174
5.4.3.3.2 - Produto de moagem.....	176
5.4.3.4 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	177
5.4.3.4.1 - Finos naturais.....	177
5.4.3.4.2 - Produto de moagem.....	179
5.4.3.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	180
5.4.3.5.1 - Finos naturais.....	180
5.4.3.5.2 - Produto de moagem.....	181
5.4.3.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	183
5.4.3.6.1 - Finos naturais.....	183
5.4.3.6.2 - Produto de moagem.....	184
5.4.4 – Separações minerais.....	185
5.4.4.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	186
5.4.4.2 – Amostra Piroxenito (PT).....	189
5.4.4.3 - Amostra Foscorito Intemperizado (FIT). ....	192
5.4.4.4 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	195
5.4.4.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	198
5.4.4.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	201
5.4.5 – Composição mineralógica e características da apatita.....	204
5.4.5.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	204
5.4.5.2 – Amostra Piroxenito (PT).....	208
5.4.6.3 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	211
5.4.6.4 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	215
5.4.6.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	219
5.4.6.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	221
5.4.6.7 - Considerações sobre a composição mineralógica das amostras.....	223
5.4.7 – Caracterização tecnológica das amostras em escala piloto.....	227
5.4.7.1 – Resultado da caracterização tecnológica da amostra Apatitito (APAT).....	228
5.4.7.2 – Resultado da caracterização tecnológica da amostra Zona de Mistura (ZMT). .....	230
5.4.7.3 - Resultado da caracterização tecnológica da amostra de Foscorito Silicificado (FST).....	232

5.4.7.4 - Resultado da caracterização tecnológica da amostra de Foscorito Intemperizado (FIT).....	234
5.4.7.5 - Resultados da caracterização tecnológica das amostras das tipologias Piroxenitos – Piroxenito e Piroxenito Intemperizado (PT) e (PIT). ....	236
5.4.7.6 – Considerações Gerais.....	240
5.4.8 – Resultados de análises granulométricas e balanço de massas de ensaios de flotação.....	242
5.4.8.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	243
5.4.8.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	248
5.4.8.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	252
5.4.8.4 – Amostra Piroxenito (PT).....	257
5.4.8.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	261
5.4.8.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	266
5.4.9 – Separação magnética de alta intensidade em Frantz de Campo de Barreira. ...	271
5.4.9.1 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	271
5.4.9.2 – Amostra Apatitito (APAT). ....	273
5.4.9.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	274
5.4.9.4 – Amostra Piroxenito (PT).....	276
5.4.9.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	276
5.4.9.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	278
5.4.9.7 – Considerações gerais.....	280
5.5 – Ensaios de flotação em bancada – Resultados dos testes com planejamento estatístico. ....	281
5.5.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	281
5.5.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	285
5.5.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	289
5.5.4 – Amostra Piroxenito (PT).....	293
5.5.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	298
5.5.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	302
5.5.7 – Considerações Gerais.....	306
5.6 – Ensaios de flotação – Reagentes Alternativos. ....	307
5.6.1 - Amostra Apatitito (APAT).....	309

5.6.2 - Amostra Foscorito Intemperizado (FIT). .....	313
5.6.3 - Amostra Foscorito Silicatado (FST).....	317
5.6.4 - Amostra Zona de Mistura (ZMT).....	321
5.6.5 - Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).....	325
5.6.6 – Considerações. ....	329
5.7 – Estudos de alternativas não convencionais de concentração. ....	330
5.7.1 – Separação magnética a seco utilizando rolos de terras-raras (Ree-Roll).....	331
5.7.1.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	331
5.7.1.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	333
5.7.1.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	335
5.7.1.4 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	337
5.7.1.5 – Amostra Piroxenito (PT).....	339
5.7.1.6 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	341
5.7.2 – Separação magnética de alta intensidade.....	343
5.7.2.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	343
5.7.2.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	345
5.7.3 – Separação magnética de alta intensidade (Whims) com o produto alimentação da flotação (AN3). ....	348
5.7.3.1 – Amostra Apatitito (APAT). ....	349
5.7.3.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).....	350
5.7.3.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).....	352
5.7.3.4 – Amostra Zona de Mistura (ZMT). ....	354
5.7.3.5 – Amostra Piroxenito (PT).....	356
5.7.3.6 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT). ....	357
5.7.4 – Considerações gerais sobre os estudos de alternativas não convencionais com o uso de separação magnética. ....	359
5.8 – Ensaio de fragmentação. ....	360
5.8.1 – Teste de britabilidade.....	361
5.8.2 – Ensaio de britagem em britador de impacto. ....	363
5.9 – Distribuição dos tipos litológicos na reserva mineral. ....	365
5.10 – Caracterização das amostras S1 Global 01 e S1 Global 10. ....	366
5.10.1 – Composição química das amostras. ....	367

5.10.2 – Amostra S1 Global 01.....	368
5.10.2.1 – Distribuição de teores por fração granulométrica.....	368
5.10.2.2 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto da moagem....	370
5.10.2.3 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto composto (finos naturais + produto da moagem). ....	371
5.10.2.4 – Separações de minerais no produto composto – finos naturais e produto da moagem.....	372
5.10.2.5 – Composição mineralógica e características da apatita.....	375
5.10.3 – Amostra S1Global 10.....	378
5.10.3.1 – Distribuição dos teores por fração granulométrica. ....	378
5.10.3.2 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto da moagem....	380
5.10.3.3 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto composto.....	381
5.10.3.4 – Ensaios de separações minerais. ....	382
5.10.3.5 – Composição mineralógica e características da apatita.....	384
5.10.4 – Considerações sobre a comparação entre as amostras.....	387
5.10.5 - Caracterização tecnológica amostras de Salitre em escala piloto - S1 Global 01 e S1 Global 10 – separação magnética, deslamagem e flotação em bancada.....	390
5.10.5.1 – Amostra S1 Global 01.....	391
5.10.5.2 – Amostra S1 Global 10.....	393
5.10.5.3 – Considerações sobre a caracterização tecnológica. ....	395
5.10.5.4 – Quadro Comparativo.....	395
5.10.6 – Ensaios de solubilização dos concentrados obtidos a partir das amostras de Salitre. ....	397
5.10.6.1 – Ensaios de solubilização de concentrados provenientes das amostras de Foscorito e Piroxenitos. ....	397
5.10.6.2 - Ensaios de solubilização de concentrados provenientes das amostras de S1 Global 01 e S1 Global 10.....	400
5.10.6.3 – Elementos menores. ....	402
5.11 – Projeto conceitual de aproveitamento industrial do minério de Salitre. ....	406
5.11.1 – Descrição do projeto. ....	406
5.11.2 – Beneficiamento. ....	408
5.11.2.1 – Dados e Critérios Básicos de Projeto.....	408

5.11.3 – Dimensionamento dos equipamentos de processo.....	410
5.11.4 – Descrição do processo. ....	411
5.11.5 – Fase I.....	414
5.11.6 – Fase II. ....	416
5.11.7 – Disposição de rejeitos e lamas. ....	418
<b>6 – ANÁLISE DOS RESULTADOS.</b> ....	<b>420</b>
<b>7 – CONCLUSÕES.</b> .....	<b>432</b>
<b>8 – CONSIDERAÇÕES FINAIS.</b> .....	<b>435</b>
<b>9 – RELEVÂNCIA.</b> .....	<b>436</b>
<b>10 – SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS.</b> .....	<b>437</b>
<b>11 – REFERÊNCIAS.</b> .....	<b>439</b>



## LISTA DE FIGURAS.

Figura 3.1 – Crescimento do consumo de fertilizantes no período de 1992 a 2003 (FOSFERTIL, 2004).....	20
Figura 3.2 – Distribuição regional do consumo de fertilizantes (FOSFERTIL, 2004). .	22
Figura 3.3 – Localização do Complexo Alcalino-Carbonatítico de Salitre .....	26
Figura 3.4 – Imagem de satélite mostrando os Complexos de Serra Negra e Salitre.....	27
Figura 3.5 – Mapa geológico dos Complexos de Salitre e Serra Negra (FOSFERTIL, 2003).....	35
Figura 3.6 – Estrutura hexagonal da fluorapatita, grupamento $P6_3/m$ , mostrando os tetraedros ( $PO_4$ ), com a coordenação do íon $F^-$ com o íon $Ca$ e os dois tipos de coordenação do cálcio (Lenharo, 2002).....	39
Figura 3.7 – Parâmetros da estrutura cristalina do grupo da apatita.....	39
Figura 3.8 – Projeção da estrutura hexagonal das apatitas sobre o plano cristalográfico (001), evidenciando os túneis formados por esta estrutura hexagonal (Lenharo, 2002).	42
Figura 3.9 – Resultados de medidas de potencial zeta para as apatitas primárias e secundárias provenientes do Complexo de Mineração de Catalão (Barros, 1988). .....	59
Figura 3.10 - Resultados de medidas de potencial zeta para as apatitas primárias e secundárias provenientes dos minérios granulados e friáveis do Complexo de Mineração de Tapira (Barros, 1988).....	60
Figura 3.11 – Flotabilidade de alguns silicatos e apatita em função do pH na presença do coletor éter-amina (100 mg/l) (Leal Filho, 2002).....	67
Figura 3.12 – Potencial zeta de alguns silicatos versus pH (eletrólito: $NaCl\ 1 \times 10^{-3}$ moles/l) (Leal Filho, 2002). .....	67
Figura 3.13 - Flotabilidade de alguns silicatos e apatita em função do pH, na presença do coletor oleato de sódio (100 mg/l) (Leal Filho, 2002).....	69
Figura 3.14 – Flotabilidade de alguns silicatos e apatita em função da concentração de amido, na presença de oleato de sódio (100 mg/l) e pH 10,0 (Leal Filho, 2002).....	70
Figura 3.15 – Potencial zeta do diopsídio versus pMg e pH, na presença de $1 \times 10^{-3}$ moles/l de $NaCl$ (Leal Filho, 2002). .....	71
Figura 3.16 – Potencial zeta do diopsídio versus pCa e pH, na presença de $1 \times 10^{-3}$ moles/l de $NaCl$ (Leal Filho, 2002). .....	72

Figura 3.17 – Gráfico de distribuição das espécies de $Mg^{2+}$ , numa concentração de $1 \times 10^{-4}$ moles/l (Fuerstenau e Palmer, 1976). .....	73
Figura 3.18 – Gráfico de distribuição das espécies de $Ca^{2+}$ , numa concentração de $1 \times 10^{-4}$ moles/l (Fuerstenau e Palmer, 1976). .....	73
Figura 4.1 – Esquema do procedimento experimental dos estudos de caracterização mineralógica.....	84
Figura 4.2 – Fluxograma do procedimento adotado na caracterização tecnológica das amostras de Salitre. ....	87
Figura 4.3 – Fluxograma da separação magnética a seco em rolos de terras raras. Ensaios realizados na Usina Piloto da Inbrás-Eriez.....	95
Figura 5.1: Análise comparativa entre os tipos litológicos e tipos de apatitas, através dos conteúdos de $SiO_2$ x F.....	124
Figura 5.2: Análise comparativa entre os tipos litológicos e tipos de apatitas, através dos conteúdos de SrO x F.....	125
Figura 5.3: Análise comparativa entre tipos de apatitas, através dos conteúdos de $SiO_2$ x F.....	127
Figura 5.4: Análise comparativa entre tipos de apatitas, através dos conteúdos de SrO x F.....	127
Figura 5.5: Análise comparativa entre as amostras estudadas, através dos conteúdos de $P_2O_5$ x F. ....	128
Figura 5.6: Análise comparativa entre os tipos de apatitas pelos conteúdos de $P_2O_5$ x F. ....	128
Figura 5.7 – Espectro de infravermelho de uma apatita secundária (amostra FF7), obtido através de pastilha de KBr, mostrando o dubleto nas frequências $1453cm^{-1}$ e $1425cm^{-1}$ do grupo $CO_3^{-2}$ da estrutura da apatita. Também, tem-se a frequência em $865cm^{-1}$ do grupo $CO_3^{-2}$ .....	139
Figura 5.8 – Espectro de infravermelho de uma apatita secundária (amostra FF9), obtido através de pastilha de KBr, mostrando o dubleto nas frequências $1465cm^{-1}$ e $1425cm^{-1}$ do grupo $CO_3^{-2}$ da estrutura da apatita. Também, tem-se a frequência em $865cm^{-1}$ do grupo $CO_3^{-2}$ .....	140
Figura 5.9 – Determinação de potencial zeta em função do pH para as apatitas de diferentes tipos de foscoritos e piroxenitos.....	145

Figura 5.10 - Determinação de potencial zeta em função do pH para os minerais de ganga (quartzo, piroxênio, calcita, dolomita, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03) obtidos a partir de amostras de minérios de Salitre.....	147
Figura 5.11 - Determinação de potencial zeta em função do pCa para as apatitas de diferentes tipos de foscoritos e piroxenitos.....	149
Figura 5.12 - Determinação de potencial zeta em função do pMg para as apatitas de diferentes tipos de foscoritos e piroxenitos.....	150
Figura 5.13 - Determinação de potencial zeta em função do pCa para os minerais de ganga (quartzo, piroxênio, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03). ....	152
Figura 5.14 - Determinação de potencial zeta em função do pMg para os minerais de ganga (quartzo, piroxênio, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03). ....	153
Figura 5.15 – Ensaios de flotabilidade dos diferentes tipos de apatita de Salitre em função do pH. Dosagem de oleato de sódio igual a 50 mg/l. ....	154
Figura 5.16 – Flotabilidade das apatitas em função da dosagem de oleato de sódio....	156
Figura 5.17 – Efeito da dosagem de amido na recuperação das apatitas, para uma dosagem de oleato de sódio igual a 50 mg/l e pH igual a 10,0.....	158
Figura 5.18 - Flotabilidade dos minerais de ganga em função do pH. Dosagem de oleato de sódio igual a 50 mg/l. ....	160
Figura 5.19 – Flotabilidade dos minerais de ganga em função da concentração de oleato de sódio, pH igual a 10,0. ....	161
Figura 5.20 - Flotabilidade dos minerais de ganga em função da concentração de amido, na presença de oleato de sódio (50 mg/l) e pH igual a 10,0. ....	163
Figura 5.21 - Curvas de distribuição acumulada passante do produto tal qual. ....	167
Figura 5.22 - Curvas de distribuição acumulada passante do produto de moagem.....	168
Figura 5.23 – Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e demais óxidos por frações granulométricas do concentrado apatítico da amostra apatitito (APAT).....	246
Figura 5.24 – Gráfico dos índices de eficiência para amostra apatitito (APAT).....	247
Figura 5.25 - Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e demais óxidos por fração granulométricas do concentrado apatítico da amostra foscorito intemperizado (FIT).....	250
Figura 5.26 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra foscorito intemperizado (FIT).....	252

Figura 5.27 - Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e demais óxidos por frações granulométricas do concentrado apatítico da amostra foscorito silicificado (FST). .....	255
Figura 5.28 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra foscorito silicificado (FST). .....	256
Figura 5.29 - Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e demais óxidos por fração granulométricas do concentrado apatítico da amostra piroxenito (PT). .....	259
Figura 5.30 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra piroxenito (PT). .....	260
Figura 5.31 - Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e demais óxidos por fração granulométricas do concentrado apatítico da amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	264
Figura 5.32 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	265
Figura 5.33 - Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e demais óxidos por frações granulométricas do concentrado apatítico da amostra zona de mistura (ZMT). .....	268
Figura 5.34 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra zona de mistura (ZMT). ..	270
Figura 5.35 – Resultados comparativos para a tipologia de apatitito (APAT). .....	312
Figura 5.36 – Resultados comparativos para a tipologia de foscorito intemperizado (FIT). .....	316
Figura 5.37 – Resultados comparativos para a tipologia de foscorito silicatado (FST). .....	320
Figura 5.38 - Resultados comparativos para a tipologia da zona de mistura (ZMT). ..	324
Figura 5.39 – Resultados comparativos para a tipologia do piroxenito intemperizado (PIT). .....	328
Figura 5.40 – Curvas de separabilidade magnética da amostra apatitito (APAT), com valores acumulados para o produto não magnético. .....	333
Figura 5.41 – Curvas de separabilidade magnética da amostra foscorito intemperizado (FIT), com valores acumulados para o produto não magnético. .....	335
Figura 5.42 – Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito silicificado (FST), com valores acumulados para o produto não magnético. ....	337
Figura 5.43 - Curva de separabilidade magnética da amostra zona de mistura (ZMT), com valores acumulados para o produto não magnético. ....	338
Figura 5.44 – Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito (PT), com valores acumulados para o produto não magnético. ....	341

Figura 5.45 - Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito intemperizado (PIT), com valores acumulados para o produto não magnético. ....	342
Figura 5.46 – Curva de separabilidade magnética da amostra apatitito (APAT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	344
Figura 5.47 - Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito intemperizado (FIT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	347
Figura 5.48 – Curva de separabilidade magnética da amostra apatitito (APAT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	350
Figura 5.49 - Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito intemperizado (FIT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	352
Figura 5.50 - Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito silicificado (FST), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	354
Figura 5.51 - Curva de separabilidade magnética da amostra zona de mistura (ZMT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	355
Figura 5.52 - Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito (PT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	357
Figura 5.53 - Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito intemperizado (PIT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims). ....	359
Figura 5.54 – Curvas de distribuição granulométrica, alimentação e produtos das etapas de britagem (1 <sup>a</sup> e 2 <sup>a</sup> britagem) da amostra compacta (foscorito). ....	364
Figura 5.55 – Fluxograma do processo de beneficiamento. ....	412

## LISTA DE TABELAS.

Tabela III.1 - Evolução das relações entre os macronutrientes primários no Brasil (em $10^3$ t). .....	15
Tabela III.2 - Situação mundial do consumo “per capita” de fertilizantes no ano de 2000. ....	17
Tabela III.3 - Situação mundial do consumo de fertilizantes por hectare (kg/ha). .....	17
Tabela III.4 – Evolução do consumo de fertilizantes “per capita” no Brasil.....	19
Tabela III.5 – Evolução do consumo aparente de fertilizantes no Brasil (em $10^3$ t). ....	20
Tabela III.6 – Distribuição regional do consumo de fertilizantes (FOSFERTIL, 2004).21	
Tabela III.7 – Panorama da produção mundial de concentrado fosfático, toneladas x $10^3$ (Anda, 2003 <i>apud</i> FOSFERTIL, 2003). .....	23
Tabela III.8 – Balanço oferta x demanda de concentrado fosfático (em $10^2$ t $P_2O_5$ ) (Anda, 2003 <i>apud</i> FOSFERTIL, 2003). .....	24
Tabela III.9 – Projeção do Balanço oferta x demanda de $P_2O_5$ (em $10^3$ t $P_2O_5$ ) .....	24
Tabela III.10 – Coluna estratigráfica da região do Alto Paranaíba (Barbosa <i>et alii.</i> 1970, <i>apud</i> Melo <i>et alii.</i> , 1997). .....	30
Tabela III.11 – Grupos das apatitas. ....	37
Tabela III.12 – Classificação das apatitas com ocorrência nos depósitos brasileiros (Murta, 1996 <i>apud</i> Barros, 1997). .....	40
Tabela III.13: Resultados de microflotação em tubo de Hallimond. ....	54
Tabela III.14: Grau de alteração e flotabilidade. ....	55
Tabela III.15 – Desempenho do amido como depressor de alguns minerais de ganga, na presença dos coletores ácido graxos, sulfossuccinato de alquila e sarcosinato de alquila (Leal Filho, 2002). .....	63
Tabela III.16 – Valores de IEP e PZC para os minerais calcita, dolomita e apatita (Hanna e Somasundaran, 1976 <i>apud</i> Fuerstenau <i>et alii.</i> 1985). .....	63
Tabela III.17 – Classificação estrutural dos silicatos e suas respostas à flotação com ácidos graxos e amins (Leal Filho, 2002). .....	66
Tabela III.18 – Concentrações máximas de cálcio (pCa), magnésio (pMg) e hidrogênio (pH) capazes de reverter o sinal do potencial zeta de alguns minerais silicatados (Leal Filho, 2002). .....	72

Tabela IV. 1 - Relação das amostras selecionadas de intervalos de furos de sonda para os estudos de caracterização mineralógica das apatitas.....	76
Tabela IV.2 – Relação dos minerais utilizados nos estudos de microflotação com seus respectivos furos de sonda de origem. ....	77
Tabela IV.3 – Composição da amostra apatitito (APAT).....	81
Tabela IV. 4 – Composição da amostra foscorito intemperizado (FIT). ....	82
Tabela IV. 5 – Composição da amostra foscorito silicificado (FST). ....	82
Tabela IV. 6 – Composição da amostra zona de mistura (ZMT). ....	82
Tabela IV. 7- Composição da amostra piroxenito intemperizado (PIT).....	82
Tabela IV. 8 – Composição da amostra piroxenito (PT). ....	83
Tabela IV.9 – Planejamento fatorial $2^3$ para ensaio de flotação - amostra piroxenito intemperizado (PIT). ....	90
Tabela IV.10 – Planejamento fatorial $2^3$ para ensaio de flotação – amostra piroxenito (PT). ....	90
Tabela IV.11 – Planejamento fatorial $2^3$ para ensaio de flotação – amostra apatitito (APAT). ....	90
Tabela IV.12 – Planejamento fatorial $2^3$ para ensaio de flotação – amostra foscorito intemperizado (FIT). ....	90
Tabela IV.13 – Planejamento fatorial $2^3$ para ensaio de flotação – amostra foscorito silicificado (FST). ....	91
Tabela IV.14 – Planejamento fatorial $2^3$ para ensaio de flotação – amostra zona de mistura (ZMT). ....	91
Tabela IV.15 – Condições para realização dos ensaios de flotação com os reagentes fornecidos pela Akzo Nobel (MD). ....	92
Tabela IV.16 – Condições de operação dos rolos, em cada etapa de separação magnética. ....	94
Tabela V.1 - Assembléia mineralógica estimada dos vários tipos litológicos.....	121
Tabela V.2 – Resultados de análises químicas, em fórmula unitária, obtidas através de microsonda (EDS) das apatitas primárias dos vários tipos litológicos. ....	131
Tabela V.3 – Resultados de análises químicas, em fórmula unitária, obtidas através de microsonda (EDS) das apatitas secundária dos vários tipos litológicos. ....	132

Tabela V.4 - Resultados de análises químicas, em fórmula unitária, obtidas através de microsonda (EDS) das apatitas com alta birrefringência dos vários tipos litológicos.	133
Tabela V.5 – Tabela com as bandas características de absorção para os grupos $\text{PO}_4^{-3}$ , $\text{OH}^-$ e $\text{CO}_3^{-2}$ , presentes nos espectros de infravermelho das amostras de apatitas e concentrados apatíticos.	142
Tabela V.6 – Valores de potencial zeta em função do pH, pCa e pMg para as apatitas de Salitre.	149
Tabela V.7 – Valores de potencial zeta em função do pH, pCa e pMg para os minerais de ganga.	151
Tabela V. 8 – Composição química global das amostras (ROM).	164
Tabela V.9 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra apatitito (APAT).	169
Tabela V.10 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra apatitito (APAT).	171
Tabela V.11 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra piroxenito (PT).	172
Tabela V.12 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra piroxenito (PT).	173
Tabela V.13 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra foscorito intemperizado (FIT).	175
Tabela V.14 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra foscorito intemperizado (FIT).	176
Tabela V.15 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra foscorito silicificado (FST).	178
Tabela V.16 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra foscorito silicificado (FST).	179
Tabela V.17 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra piroxenito intemperizado (PIT).	180
Tabela V.18 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra piroxenito intemperizado (PIT).	182
Tabela V.19 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra zona de mistura (ZMT).	183



Tabela V.20 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra zona de mistura (ZMT).....	184
Tabela V.21 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra apatitito (APAT), composição dos finos naturais e produto de moagem .....	188
Tabela V.22 - Resultados dos ensaios de separações minerais – amostra piroxenito (PT), composição dos finos naturais e produto de moagem .....	191
Tabela V.23 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra foscorito intemperizado (FIT), composição dos finos naturais e produto de moagem.....	194
Tabela V.24 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra foscorito silicificado (FST), composição dos finos naturais e produto de moagem .....	197
Tabela V.25 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra piroxenito intemperizado (PIT), composição dos finos naturais e produto de moagem.....	200
Tabela V.26 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra zona de mistura (ZMT), composição dos finos naturais e produto de moagem .....	203
Tabela V.27 – Estimativa da composição mineralógica – amostra apatitito (APAT)..	204
Tabela V.28 - Estimativa da composição mineralógica – amostra piroxenito (PT).....	209
Tabela V.29 – Estimativa da composição mineralógica – amostra foscorito intemperizado (FIT).....	212
Tabela V.30 – Estimativa da composição mineralógica – amostra foscorito silicificado (FST).....	215
Tabela V.31 - Estimativa da composição mineralógica – amostra piroxenito intemperizado (PIT).....	219
Tabela V.32 – Estimativa da composição mineralógica – amostra zona de mistura (ZMT).....	221
Tabela V.33 - Comparação entre as principais características das amostras estudadas. ....	226
Tabela V.34 – Resultados da caracterização tecnológica da amostra de apatitito (APAT).....	229
Tabela V.35 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra zona de mistura (ZMT) .....	231
Tabela V.36 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de foscorito silicificado (FST).....	233

Tabela V.37 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de foscorito intemperizado (FIT).....	235
Tabela V.38 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de piroxenito intemperizado (PIT).....	238
Tabela V.39 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de piroxenito (PT). .....	239
Tabela V. 40 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra global. ....	241
Tabela V.41 – Quadro resumo dos rendimentos em massa e recuperação $P_2O_5$ para as tipologias minerais.....	242
Tabela V.42 – Análises granulométricas e de balanço de massas de ensaio de flotação – amostra apatitito (APAT).....	244
Tabela V.43 – Recuperação em massa, $P_2O_5$ e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra apatitito (APAT).....	245
Tabela V.44 – Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra apatitito (APAT).....	247
Tabela V.45 - Análises granulométricas de balanço de massas de ensaio de flotação – amostra foscorito intemperizado (FIT). ....	249
Tabela V.46 - Recuperação em massa, $P_2O_5$ e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra foscorito intemperizado (FIT).....	250
Tabela V.47 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra foscorito intemperizado (FIT). ....	251
Tabela V.48 - Análises granulométricas e de balanço de massas de ensaio de flotação – amostra foscorito silicificado (FST). ....	254
Tabela V.49 - Recuperação em massa, $P_2O_5$ e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra foscorito silicificado (FST). ....	255
Tabela V.50 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra foscorito silicificado (FST).....	256
Tabela V.51 - Análises granulométricas e ajuste balanço de massas de ensaio de flotação – amostra piroxenito (PT). ....	258
Tabela V.52 - Recuperação em massa, $P_2O_5$ e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra piroxenito (PT). ....	259

Tabela V.53 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra piroxenito (PT). .....	260
Tabela V.54 - Análises granulométricas e balanço de massas de ensaio de flotação – amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	262
Tabela V.55 - Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	263
Tabela V.56 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	265
Tabela V.57 - Análises granulométricas e balanço de massas de ensaio de flotação – amostra zona de mistura (ZMT). .....	267
Tabela V.58 - Recuperação em massa, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra zona de mistura (ZMT). .....	269
Tabela V.59 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra zona de mistura (ZMT). .....	270
Tabela V.60- Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra foscorito intemperizado (FIT). .....	272
Tabela V.61 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra apatitito (APAT). .....	274
Tabela V.62 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra foscorito silicificado (FST). .....	275
Tabela V.63 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra piroxenito (PT). .....	276
Tabela V.64 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	278
Tabela V.65 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra zona de mistura (ZMT). .....	279
Tabela V.66 – Tabela comparativa dos resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira com o produto concentrado, para as diversas tipologias. ....	280

Tabela V.67 – Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois nível ( $2^3$ ), para a amostra apatitito (APAT).....	282
Tabela V.68 – Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra apatitito (APAT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta a recuperação de $P_2O_5$ . ....	283
Tabela V.69 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra foscorito intemperizado (FIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor, e, como resposta, o teor de $P_2O_5$ .....	285
Tabela V.70 – Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois nível ( $2^3$ ), para a amostra foscorito intemperizado (FIT). ....	286
Tabela V.71 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra foscorito intemperizado (FIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta a recuperação de $P_2O_5$ . ....	287
Tabela V.72 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra foscorito intemperizado (FIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor, e, como resposta, o teor de $P_2O_5$ .....	289
Tabela V.73 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis ( $2^3$ ), para a amostra foscorito silicificado (FST).....	290
Tabela V.74 – Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra foscorito silicificado (FST), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, a recuperação de $P_2O_5$ . ....	292
Tabela V.75 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra foscorito silicificado (FST), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta o teor de $P_2O_5$ . ....	293
Tabela V.76 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis ( $2^3$ ), para a amostra piroxenito (PT). ....	294
Tabela V.77 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito (PT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, recuperação de $P_2O_5$ . ....	296
Tabela V.78 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito (PT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta o teor de $P_2O_5$ . ....	297

Tabela V.79 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis ( $2^3$ ), para a amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	300
Tabela V.80 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito intemperizado (PIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, recuperação de $P_2O_5$ .....	301
Tabela V.81 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito intemperizado (PIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta o teor de $P_2O_5$ ...	302
Tabela V.82 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis ( $2^3$ ), para a zona de mistura (ZMT). .....	303
Tabela V.83 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra zona de mistura (ZMT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, recuperação de $P_2O_5$ .....	304
Tabela V.84 - - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial $2^3$ dos ensaios de flotação para a amostra zona de mistura (ZMT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, o teor de $P_2O_5$ . .....	305
Tabela V.85 – Tabela comparativa entre os valores das respostas dos ensaios fatoriais. ....	306
Tabela V.86 – Resultados dos testes de flotação para a tipologia de apatitito (APAT). ....	310
Tabela V.86 – Continuação dos resultados dos testes de flotação para a tipologia de apatitito (APAT). .....	311
Tabela V.87 – Resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito intemperizado (FIT). .....	314
Tabela V.87 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito intemperizado (FIT). .....	315
Tabela V.88 – Resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito silicatado (FST). .....	318
Tabela V.88 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito silicatado (FST). .....	319

Tabela V.89 – Resultados dos testes de flotação para tipologia da zona de mistura (ZMT). .....	322
Tabela V.89 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia da zona de mistura (ZMT). .....	323
Tabela V.90 – Resultados dos testes de flotação para tipologia do piroxenito intemperizado (PIT). .....	326
Tabela V.90 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia do piroxenito intemperizado (PIT). .....	327
Tabela V.91 – Mineralogia dos concentrados. ....	329
Tabela V.92 – Resultados da classificação das amostras nas frações (-2,0+0,150) mm e -0,150 mm, com os teores e distribuições dos principais elementos. ....	330
Tabela V.93 – Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra apatitito (APAT). .....	332
Tabela V.94 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra foscorito intemperizado (FIT). .....	334
Tabela V.95 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra foscorito silicificado (FST). .....	336
Tabela V.96 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra zona de mistura (ZMT). .....	338
Tabela V.97 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra piroxenito (PT). .....	340
Tabela V.98 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra piroxenito intemperizado (PIT). .....	342
Tabela V.99 – Resultados de separação magnética a úmido dos produtos magnéticos a seco obtidos no Ree-Roll e fração finos (-0,150 mm), amostra apatitito (APAT). .....	344
Tabela V.100 – Sumário dos resultados de separação magnética, envolvendo os produtos da separação magnética a seco em rolos de terras raras (Ree-Roll) e separação magnética de alta intensidade (Whims), para a amostra apatitito (APAT). .....	345
Tabela V.101 - Resultados de separação magnética a úmido dos produtos magnéticos a seco obtidos no Ree-Roll e fração finos (-0,150 mm), amostra foscorito intemperizado (FIT). .....	346

Tabela V.102 - Sumário dos resultados de separação magnética, envolvendo os produtos da separação magnética a seco em rolos de terras raras (Ree-Roll) e separação magnética de alta intensidade (Whims), para a amostra foscorito intemperizado (FIT). .....	347
Tabela V.103 – Resultados dos valores de partição em massa dos produtos AN3, com os resultados de análises químicas e distribuição dos elementos, nos produtos AN3, Mag+lamas e ROM.....	349
Tabela V.104 – Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra apatitito (APAT).....	349
Tabela V.105 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra foscorito intemperizado (FIT). ....	351
Tabela V.106 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra foscorito silicificado (FST).....	353
Tabela V.107 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra zona de mistura (ZMT).....	355
Tabela V.108 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra piroxenito (PT). ....	356
Tabela V.109 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra piroxenito intemperizado (PIT). ....	358
Tabela V.110 – Resultados dos ensaios de britabilidade.....	362
Tabela V.111 - Distribuição dos tipos litológicos na reserva mineral.....	365
Tabela V.112 – Composição química das amostras S1 Global 01 e S1 Global 10. ....	367
Tabela V.113 – Distribuição dos teores por fração granulométrica para amostra S1 Global 01.....	369
Tabela V.114 - Distribuição dos teores por fração granulométrica para amostra S1Global 01 – produto da moagem. ....	370
Tabela V.115 - Distribuição dos teores por fração granulométrica para amostra S1 Global 01 – produto composto (finos naturais + produto da moagem).....	371
Tabela V.116 – Distribuição de teores por fração nos produtos de separação mineral – amostra S1Global 01 (finos naturais + produto moagem).....	374
Tabela V.117 – Estimativa da composição mineralógica – amostra S1 Global 01 (finos naturais + produto moagem).....	375

Tabela V.118 – Distribuição de teores por fração granulométrica – amostra S1 Global 10. ....	379
Tabela V.119 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto da moagem. ....	380
Tabela V.120 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto composto. ....	381
Tabela V.121 – Distribuição de teores por fração nos produtos de separação mineral (finos naturais + produto moagem) – amostra S1 Global 10. ....	383
Tabela V.122 – Estimativa da composição mineralógica – amostra S1 Global 10. ....	384
Tabela V.123 – Comparação entre as principais características das amostras. ....	389
Tabela V.124 – Resultado da caracterização tecnológica da amostra S1 Global 01. ...	392
Tabela V.125 - Resultado da caracterização tecnológica da amostra S1 Global 10. ....	394
Tabela V.126 – Quadro resumo dos rendimentos em massa e recuperações em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> para as tipologias de minérios. ....	396
Tabela V.127 - Quadro resumo dos rendimentos em massa e recuperações em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> para as amostras blendadas. ....	396
Tabela V.128 – Solubilidade em Malha -150+200 malhas Tyler. ....	398
Tabela V.129 – Solubilidade em Malha -150+325 malhas Tyler. ....	399
Tabela V.130 – Solubilidade em malha 100% abaixo de 325 malhas Tyler. ....	399
Tabela V.131 - Rocha passante na malha 150 e retido na malha 200 (-150+200), Tyler. ....	400
Tabela V.132 - Rocha passante na malha 150 e retido na malha 325 (-150+325), Tyler. ....	400
Tabela V.133 - Rocha passante na malha 325 (-325), Tyler. ....	401
Tabela V.134 – Análises químicas dos concentrados fosfáticos. ....	404
Tabela V.135 – Resultados das análises dos concentrados fosfáticos proveniente de apatitito (APAT) e foscorito intemperizado (FIT). ....	405
Tabela V.136 – Tabela com os critérios básicos de projeto. ....	409
Tabela V.137 – Tabela com as estimativas de horas / ano trabalhadas no circuito de britagem, na primeira e segunda fase. ....	409
Tabela V.138 – Capacidades dos circuitos. ....	410



## **LISTA DE FOTOMICROGRAFIAS.**

Fotomicrografia 5.1 - Apatitas primárias euédricas a subédricas com inclusões, sendo corroída (fraturada, dissolvida e reprecipitada em granulometria muito fina). .....	98
Fotomicrografia 5.2 - Grãos de apatita e flogopita envoltos por carbonatos.....	99
Fotomicrografia 5.3 - Agregado de apatitas primárias sem inclusões de granulação média.....	100
Fotomicrografia 5.4 - Apatita primária média com inclusões. ....	101
Fotomicrografia 5.5 - Diferentes tipos de apatita: 1) primária com inclusões; 2) borda sobrecrecida amarela de apatita; e 3) cristais finos de preenchimento (cimento). .....	101
Fotomicrografia 5.6 - Rosetas e semi-rosetas de apatita secundária grossa e/ou muito fina e um cristal residual de apatita primária prismática. ....	102
Fotomicrografia 5.7 - Detalhe de roseta de apatita secundária radial prismática acicular. ....	102
Fotomicrografia 5.8 - Apatita com diferentes estágios de crescimento da borda/auréola sobre o grão central. Detalhe das formas triangulares, evidenciando preenchimento de vazios. ....	103
Fotomicrografia 5.9 - Apatita e olivina circundadas por carbonatos. Aparentemente grãos de apatita absorvidos por carbonatos. ....	104
Fotomicrografia 5.10 - Faixa “intercumulus” de foscorito médio a grosso com olivina, apatita, magnetita e carbonatos.....	105
Fotomicrografia 5.11 - Apatita primária prismática, límpida, grossa, com olivina.....	106
Fotomicrografia 5.12 - Apatita com muitas inclusões e perovskita.....	106
Fotomicrografia 5.13 - Apatita arredondada envolta por carbonato de preenchimento, intersticial à magnetita. ....	107
Fotomicrografia 5.14 - Apatita sendo substituída por carbonato.....	107
Fotomicrografia 5.15 - Restos de olivina sendo substituídos por serpentina. ....	108
Fotomicrografia 5.16 - Grãos de apatita com serpentina.....	109
Fotomicrografia 5.17 - Apatita primária, fraturada, com duas bordas de preenchimento, a primeira imediata fina e a outra mais grossa, preenchendo os espaços, da borda em direção ao centro do fraturamento. ....	110
Fotomicrografia 5.18 - Roseta grande de quartzo.....	111
Fotomicrografia 5.19 - Rosetas de apatita secundária supérgena. ....	112

Fotomicrografia 5.20 - Grão de apatita primária com borda de maior birrefringência, devido sobre crescimento de apatita hidrotermal. ....	113
Fotomicrografia 5.21 - Apatita de alta birrefringência (hidrotermal) sobre crescida na apatita primária prismática.....	114
Fotomicrografia 5.22 - Grãos de apatita e piroxênio, fraturados e cortados por vênulas de óxidos/hidróxidos de ferro e carbonatos. ....	115
Fotomicrografia 5.23 - Apatita primária com muitas inclusões. ....	116
Fotomicrografia 5.24 - Apatita e clorita cortado por veio carbonático. ....	117
Fotomicrografia 5.25 - Apatita secundária preenchendo vazios, posterior aos carbonatos que substituem a flogopita. ....	117
Fotomicrografia 5.26 - Piroxenito intemperizado com apatita primária e secundária..	118
Fotomicrografia 5.27 - Apatita primária fraturada, límpida, grossa. ....	119
Fotomicrografia 5.28 - Apatita secundária radial entre grãos de perovskita e magnetita. ....	120
Fotomicrografia 5.29 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,297+0,210 mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se partículas mistas de apatita, quartzo e oxi-hidróxido de ferro. ....	205
Fotomicrografia 5.30 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,297+0,210 mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se partículas mistas de piroxênio com apatita, quartzo e dolomita.....	206
Fotomicrografia 5.31 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,210+0,150 mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se partículas livres de apatita (liberadas), com impregnação de oxi-hidróxido de ferro. ....	207
Fotomicrografia 5.32 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,149+0,074 mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se que a maioria das partículas livres de apatita está liberada, com impregnação de oxi-hidróxido de ferro. ....	208

Fotomicrografia 5.33 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,297+0,210 mm, amostra piroxenito (PT). .....	210
Fotomicrografia 5.34 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,149+0,074 mm, amostra piroxenito (PT). Observa-se que a maioria das partículas livres de apatita está liberada, contudo nota-se a presença de apatita formando partículas mista com quartzo.....	211
Fotomicrografia 5.35 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,297+0,210 mm, amostra foscorito intemperizado (FIT). Nota-se a presença de apatitas liberadas, com algumas partículas mistas com quartzo (centro da foto). .....	213
Fotomicrografia 5.36 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,297+0,210 mm, amostra foscorito intemperizado (FIT). Nota-se a presença de apatitas liberadas, com algumas partículas mistas com quartzo (centro da foto), assim, como a presença de oxi-hidróxido de ferro. ....	214
Fotomicrografia 5.37 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,149+0,074 mm, amostra foscorito silicificado (FST). Nota-se a presença de apatitas liberadas e a presença de fosfatos secundários, além de oxi-hidróxido de ferro.....	217
Fotomicrografia 5.38 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,297+0,210 mm, amostra foscorito silicificado (FST). Nota-se a presença de partícula mista de apatita com quartzo sendo recoberta parcialmente por oxi-hidróxidos de ferro. ....	218
Fotomicrografia 5.39 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,210+0,150 mm, amostra piroxenito intemperizado (PIT). Nota-se a presença de partícula mista de apatita com quartzo, apatita com oxi-hidróxido de ferro e ilmenita. ....	220

Fotomicrografia 5.40 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,149+0,074 mm, amostra zona de mistura (ZMT). A apatita, em sua maioria, está liberada, contudo é formada por apatita, quartzo, vermiculita e oxi-hidróxidos de ferro.....	222
Fotomicrografia 5.41 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, amostra S1Global 01. Observam-se partículas de apatita em sua maioria liberadas; ocorre ainda mista com quartzo, holandita e alumino silicato de bário e manganês (ao centro).....	377
Fotomicrografia 5.42 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, amostra S1 Global 01. Observam-se partícula mista de apatita, ilmenita e óxi-hidróxidos de ferro.....	378
Fotomicrografia 5.43 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, eletro retroespalhado. Nota-se apatita na forma de grãos livres ou envolta por alumino-fosfatos; ocorre ainda em pequenas proporções associadas a feldspato e a óxidos-hidróxidos de ferro.....	386
Fotomicrografia 5.44 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, eletro retroespalhado (imagem à direita), amostra S1 Global 10; à esquerda com sensor de catodoluminescência.....	387

## **RESUMO.**

Este trabalho descreve os estudos de caracterização tecnológica do minério fosfático do Complexo Alcalino-Carbonatítico de Salitre, localizado na região oeste do Estado de Minas Gerais, nas proximidades da cidade de Patrocínio.

A caracterização do minério fosfático de Salitre foi realizada aplicando uma metodologia conceitual básica da caracterização tecnológica. Cabe ressaltar a importância da caracterização tecnológica para a exploração mineira, em todos os seus aspectos: técnicos, econômicos e industriais.

Os resultados apresentados mostram a grande variabilidade e as diferenças de comportamento tecnológico entre as tipologias de minérios, para a reserva mineral de Salitre. Tal variabilidade ocorre desde os tipos morfológicos das apatitas, como no comportamento dos mesmos tipos das apatitas, nas diversas operações unitárias do beneficiamento de minérios, notadamente a flotação por espumas. Identificaram-se os parâmetros críticos em relação à concentração das apatitas. Com base nos estudos realizados, pode-se verificar a importância da tipologia dos minérios para os resultados do processo e, por decorrência, para os resultados industriais. Após os primeiros resultados das amostras estudadas, planejou-se e realizou-se uma caracterização tecnológica mais profunda, buscando, em cada tipo tecnológico, através de estudos fundamentais, as razões básicas dos seus problemas de processo, bem como as causas, que promovem vantagens ou ganhos, a serem obtidos no seu possível processamento industrial. Com isto, buscam-se informações mais amplas, de forma a permitir e estabelecer “blending” de minérios mais vantajoso, para a concentração, possibilitando um aumento da recuperação de fósforo e a redução de custos industriais levando a um melhor aproveitamento do bem mineral.

A busca por indicadores técnicos, características das apatitas, guias mineralógicos associados a ensaios padrão de flotação, permitiu uma análise técnica mais profunda e confiável como sendo a via de mais fácil execução do planejamento do aproveitamento da reserva mineral.

A caracterização tecnológica das diferentes tipologias do minério fosfático de Salitre possibilitou que se realizasse um plano de aproveitamento técnico e econômico, de forma a estabelecer um fluxograma de processo, definir um balanço de massa e água, dimensionar os equipamentos de beneficiamento, bem como estabelecer um nível de investimento para a implantação de uma unidade industrial.

## **ABSTRACT.**

This investigation describes the technological characterization of the phosphate ore from Salitre's Alkaline-Carbonatite Complex, located in the west of Minas Gerais state, near the town of Patrocínio.

The characterization of Salitre's phosphate ore was performed with the help of a basic conceptual methodology of technological characterization. It is worthwhile stressing the relevance of the technological characterization for the mining exploitation in all its aspects: technical, economic and industrial.

The results presented show the variability and differences in the technological behavior among the ore types in Salitre's reserve. Such variability is observed in the morphological types of apatite and in the unit operations of mineral processing, especially froth flotation.

This study aimed at identifying the critical parameters related to the concentration of apatite. Based on these studies it was possible to realize the importance of ore types on the process responses and thus on expected industrial results. Next to exploratory experiments, a deeper technological characterization of each ore type was performed, involving fundamental studies, searching for the basic reasons of process problems, as well as the causes that might represent advantages or gains in the industrial processing. The goal was collecting a broader range of pieces of information, aiming at ore blendings more adequate for the concentration process, resulting in enhanced phosphorus recovery and reduction in industrial costs.

The search for technical indicators characteristic of apatites, mineralogical guides associated with standard flotation tests provided a deeper and more reliable technical analysis as the easiest route for planning the utilization of the ore reserve.

The results of the technological characterization performed on the different ore types from Salitre's deposit rendered feasible a technical and economical plan to establish the

process flowsheet, defining mass and water balances and designing the concentrator, as well as establishing the investment level for building the industrial unit.



## **1 – INTRODUÇÃO.**

A agricultura brasileira está em evidência no contexto tecnológico e econômico nacional. Com excelentes resultados, graças a uma verdadeira revolução tecnológica, o setor aumentou a sua produtividade, tornando-se competitivo e eficiente, comparativo aos outros setores da economia nacional. Segundo estimativas do Instituto de Pesquisa Econômica Aplicada – IPEA, a produtividade agrícola cresceu 68,0% entre os anos de 1989 e 2002.

A safra agrícola de 2003/2004 deveria ter atingido valores superiores a 130 milhões de toneladas de grãos, com um aumento de 36,0% em relação à safra anterior, segundo o IBGE (Veja, 2004), que, por problemas climáticos, não se pôde realizar, porém ultrapassando a 118 milhões, contudo sinalizando a potencialidade de ultrapassar esse valor, para os próximos anos.

A contribuição do agronegócio para a balança comercial é indiscutível. O superávit subiu de US\$17,8 bilhões em 2002 para US\$25,8 bilhões em 2003, atingindo-se um patamar de US\$28 bilhões para o ano de 2004, o que representa valores superiores a um terço do PIB nacional (Veja, 2004).

Para que esse resultado fosse possível, o Brasil necessitou de um aumento de sua fronteira agrícola, com uma elevação de sua capacidade de produção de grãos, para sua agroindústria. Estimativas mostraram um aumento de 6,1% da área plantada na safra 2002/2003, em relação à safra 2001/2002 (CONAB, 2002). Em relação à produção de grãos, o aumento na safra 2002/2003, comparado à safra 2001/2002, foi de 19,0%, em média, atingindo valores na ordem de 20,0% para a cultura da soja e 50,0% para a cultura de sorgo (CONAB, 2003). Para a safra 2003/2004, as estimativas, realizadas pelo Ministério da Agricultura, também, indicavam um aumento na produção de grãos na ordem de 5,5% em relação à safra 2002/2003. Esta previsão, somente não foi possível, por problemas climáticos adversos ocorrentes, principalmente, na região sul do país.

No último ano, o agrônomo Norman Borlaug (Veja, 2004), prêmio Nobel da Paz, em 1970, declarou que o trabalho produtivo da agricultura brasileira permitiu a incorporação de grande extensão de terras, até então consideradas improdutivas para o cultivo, transformando-as em regiões produtoras. Em sua opinião, caberá ao Brasil, o papel de maior destaque na agricultura mundial nos próximos anos. A razão dessa afirmativa, além do desenvolvimento tecnológico atingido pelo país, associa-se ao fato de que o Brasil possui a maior reserva de terras adequadas para a agricultura, ainda disponível, no planeta. O maior produtor de alimentos do mundo, hoje os Estados Unidos, não consegue ampliar mais a sua produção, porque sua tecnologia agrícola já foi incorporada e não há novas fronteiras para a ampliação. Na Europa, as áreas agrícolas, também, já estão completamente ocupadas. Índia, Rússia e Canadá, outros três países com grande extensão de terra, enfrentam severas limitações climáticas e geográficas para ampliar a produção de grãos. A China possui 10,0% da área agrícola do mundo e um grande potencial para desenvolver sua produção, porém, possui duas barreiras: alimentar sua população, que representa 20,0% da população mundial e elevados investimentos para preparação de suas reservas, para a produção agrícola.

Assim, resta o Brasil, como o único país do mundo com longa extensão de terra para plantio, disponível para o uso imediato. Estima-se, hoje, a disponibilidade global de 282 milhões de hectares utilizados na agropecuária, sendo 220 milhões para a pecuária e 62 milhões, para a agricultura. Desses 62 milhões, apenas 40 milhões de hectares possuem bons índices de produtividade. Além desses 282 milhões de hectares citados, existe outra parcela, onde ainda não se realizou nada e que poderá ser incorporada à produção. Trata-se de uma área de 106 milhões de hectares, no cerrado brasileiro, com características semelhantes às áreas ora em produção (Veja, 2004).

É por este pedaço de terra, que o mundo olha e pensa em quem poderá alimentar esse mesmo mundo, nos próximos anos.

Além do aumento de sua fronteira agrícola, esse aumento na capacidade produtiva, também, é reflexo de ganho de produtividade, através do uso de novas tecnologias e, dentre essas, inclui-se o uso de fertilizante. Assim, segundo Borlaug (2004), o uso de

fertilizantes nacionais propiciou a restauração das terras fracas e degradadas para cultivos e pastagens, em áreas com alta produtividade, bem como, o desenvolvimento de novas áreas, como o “Cerrado Brasileiro”.

Dessa forma, destaca-se o desenvolvimento do setor de fertilizantes do Brasil, incluindo a produção de matérias-primas básicas, como o concentrado fosfático, fator preponderante, de maneira a garantir essa produtividade. Esses concentrados fosfáticos produzidos a partir de rochas nacionais têm permitido a produção de fertilizantes com qualidade e custos competitivos, com a indústria mundial, para a agricultura. Essa matéria-prima básica constitui-se no elemento primário, que alavanca todo o restante da cadeia do agronegócio e que, sem este efeito, não se teria atingido a situação atual do setor agrícola brasileiro.

Estudos realizados pela ANDA (Associação Nacional para Difusão de Adubos) mostram uma projeção de consumo de fertilizantes fosfatados, para o ano de 2010, da ordem de 4.750.000 toneladas de  $P_2O_5$ , enquanto a projeção de oferta para esse mesmo período é de 2.140.000 toneladas de  $P_2O_5$ . Portanto, esse estudo mostra um déficit entre a oferta e o consumo, indicando, assim, a necessidade do desenvolvimento de novas unidades produtoras, otimização e expansão das unidades existentes e, ainda, a necessidade de importação de concentrado fosfático, para o suprimento das necessidades do mercado consumidor doméstico (Anda, 2003 *apud* FOSFERTIL, 2004).

Assim, os dados mostram que o aumento na capacidade produtiva das empresas brasileiras produtoras de concentrado fosfático e de fertilizantes e, como consequência, nas minerações de fosfatos, é de suma importância para suprir essa demanda. Nesse sentido, a companhia Fertilizantes Fosfatados S.A. – FOSFERTIL, empresa do Grupo Fertifos, vem desenvolvendo trabalhos no sentido de ampliar a sua capacidade de produção dos Complexos de Mineração de Tapira e Catalão, com objetivo de aumentar sua participação no mercado nacional de concentrado fosfático e de fertilizantes.

O desenvolvimento de um projeto de aproveitamento mineral para a reserva mineral da chaminé alcalina de Salitre vem, por demais, contribuir para a concretização desse importante crescimento. E, para iniciar essa etapa, a realização dos trabalhos de caracterização tecnológica e o desenvolvimento de processo de beneficiamento de minérios, para esse minério fosfático, bem como os estudos do aproveitamento industrial da reserva desses minérios, do Complexo Alcalino-Carbonatítico de Salitre, uma das últimas áreas virgem remanescente de minérios fosfáticos na região central do Brasil, será de suma importância, para permitir uma avaliação da viabilidade técnica e econômica, de forma a possibilitar a abertura de um novo empreendimento mineiro no Brasil Central. Além de estar suprindo essa demanda de mercado, a qual representa, nos valores atuais, 75,2% do consumo brasileiro de fertilizantes (Anda, 2003 *apud* FOSFERTIL, 2004), o Complexo Alcalino-Carbonatítico de Salitre tem, como vantagem, a sua localização próxima da região Centro-Oeste brasileira, região essa, que vem apresentando elevados índices de aumento da produtividade agrícola, podendo, também, apresentar ótimos índices técnicos e econômicos, comparativos aos valores das outras unidades, ora em operação, nesta mesma região.

Esse é o valor de Salitre para o panorama futuro, técnico, político e econômico para o nosso país. Portanto, o futuro passa pelo aproveitamento do minério fosfático de Salitre.

## **2 – OBJETIVOS.**

Para possibilitar a extensa caracterização tecnológica dos minérios e servir como base para os estudos técnicos, de forma a viabilizar e permitir o aproveitamento industrial desse imenso recurso mineral realiza-se este trabalho, considerando, como fatores básicos, os seguintes objetivos:

a – Realização da caracterização tecnológica das diversas tipologias de minérios com ocorrência na área de Salitre;

b – Realização de uma caracterização mineralógica dos minerais constituintes das diversas tipologias;

c – Estudo de concentração mineral, com enfoque na flotabilidade destes minerais, ao nível de escala laboratorial, com correlação de suas propriedades interfaciais;

d – Conhecimento das características das apatitas, de forma a permitir o seu beneficiamento e solubilização química;

e – Estudos de flotação em bancada com diferentes tipos de reagentes;

f – Estudo de processo de concentração mineral das tipologias via separação magnética;

g – Verificação, em análise prévia, de um possível projeto conceitual de aproveitamento industrial.

### **3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.**

#### **3.1 – Caracterização Tecnológica de Minérios.**

A expressão caracterização tecnológica de um modo geral pressupõe um estudo do grupo de propriedades físicas e químicas dos recursos minerais, tendo em vista as tecnologias usuais de processamento destes recursos, bem como a adequação e desenvolvimento de novas tecnologias (Sant' Agostino, 1996).

Para minérios, as aplicações tecnológicas se vinculam ao seu aproveitamento, e se reportam a dois segmentos tecnológicos distintos: um deles às técnicas de exploração mineira ou lavra, e o outro se vincula às técnicas de beneficiamento / processamento ou de adequação para a indústria de transformação e de seu aproveitamento industrial.

O primeiro segmento é fundamental para obtenção de qualquer recurso mineral, o segundo é importante para grande maioria dos bens minerais, e é imprescindível para significativa parcela deles.

A caracterização tecnológica para fins de atividade de lavra, desmonte e manuseio do material desmontado tratam, essencialmente, do levantamento de parâmetros geomecânicos / geotécnicos, campo de estudo da geotecnia ou geologia de engenharia, da mineralogia e tipologia mineral.

A caracterização tecnológica para fins do beneficiamento, se volta à avaliação de parâmetros básicos do depósito mineral relacionado às alternativas tecnológicas de tratamento dos minérios, assim, envolve o conhecimento do minério, naqueles aspectos que nelas interferem, portanto, aspectos relativos aos seus componentes minerais, desde que o beneficiamento tenha, por objeto, a separação dos constituintes minerais.

O termo caracterização tecnológica de minérios tem sido aplicado no Brasil para denominar o estudo do minério para fins de beneficiamento, abrangendo tanto o estudo das características do minério, como o levantamento de índices tecnológicos. Este

levantamento de índices tecnológicos, a partir de simulações apoiadas em parâmetros do minério ou por determinação específica, trata-se de segmento estreitamente vinculado ao desenvolvimento de processo e, muitas vezes, funde-se com o mesmo.

Para conceituação deste tema, faz-se necessária uma exploração clara das terminologias, mesmo que possa ser redundante em alguns aspectos, especificamente o termo: minério, depósito mineral e jazida.

O termo **minério**, com o sentido amplo de minerais, para os quais se vislumbra desenvolvimento de mina, não obrigatoriamente com viabilidade de aproveitamento econômico já comprovada. Esta terminologia, que engloba termos como materiais geológicos, minerais potenciais e matérias primas minerais, visa simplificar as conceituações sobre **caracterização de minérios**, mantendo-se fiel a uma expressão difundida na prática. Segundo os mesmos critérios, assume-se, aqui, a expressão **tipologia de minérios** incluindo-se como minérios, aquilo que se reporta ao corpo mineralizado, sem, necessariamente, vinculação com o aspecto econômico.

A caracterização tecnológica de minérios em sua expressão mais básica compreende o estudo das suas propriedades físicas, químicas, físico-químicas e mineralógicas, vinculando-se às associações minerais, os comportamentos das espécies úteis e do elenco de minerais existentes.

Está inserida no contexto das investigações tecnológicas para exploração do bem mineral, significando, em seu objetivo primário, etapa prévia aos estudos de concentração ou de processo propriamente ditos, visando avaliar recursos minerais como matéria-prima para indústrias de transformação (metalúrgica, química ou outras aplicações) ou, menos freqüentemente, para aplicação direta.

Trata-se de um estudo orientado pelas exigências do processo, cujos objetivos e finalidades são definidos face às especificidades de cada situação. Este estudo é conduzido de forma a fornecer informações sobre as características do bem mineral correlacionando-as com o comportamento no beneficiamento mineral, de forma a gerar

dados para avaliar as possibilidades e condições de adequação do minério às especificações desejadas, para sua utilização industrial. O conhecimento do minério permite melhorar o direcionamento do processo, bem como indica a qualidade esperada dos produtos, orientando para as aplicações industriais possíveis, bem como o desenvolvimento da engenharia de projetos.

Além da interação com os conceitos básicos de **tratamento de minérios**, o estudo de caracterização se norteia, também, pelos requisitos das aplicações, que utilizam o produto mineral, na medida que estes definem a qualidade necessária destes insumos, balizando o beneficiamento a ser aplicado, tanto no aspecto técnico como econômico.

Sendo realizada em escala laboratorial utiliza técnicas e análises tradicionais de mineralogia, devidamente associadas a técnicas de beneficiamento, ou mesmo ensaios tecnológicos específicos, em escala de bancada. As amostras utilizadas são normalmente pequenas, com massas variáveis de centenas de gramas a dezenas de quilos, em função das características do material em estudo, podendo em casos extremos utilizar centenas de quilos ou até quantidades maiores, para o caso de estudos em escala piloto contínuo ou semi-industrial.

Destaca-se como um estudo que, além de possibilitar a definição de metas para o aproveitamento do bem mineral, promove sensível redução de prazos e custos na fase de desenvolvimento do processo e nos trabalhos de engenharia e implementação industrial. Conjugando agilidade decorrente da escala de trabalho, e nível de conhecimento fornecido sobre a matéria prima, constitui-se em ferramenta imprescindível para a avaliação, exploração e utilização adequadas de um recurso mineral, bem como para a avaliação técnica e econômica para um projeto industrial.

A caracterização tecnológica, em seu objetivo mais amplo, integra a pesquisa com o beneficiamento mineral e, muitas vezes, também, com a metalurgia. Sendo idealmente desenvolvida de forma conjugada, com inter-relações e interdependências dos três segmentos de especialização, possibilita ampliação do conhecimento sobre o minério, agregando informações de cunho geológico e tecnológico, e fornece importantes



subsídios para sua exploração econômica e o desenvolvimento da engenharia de detalhamento de projetos industriais.

Inclui-se no âmbito da caracterização, o estudo da variação das características do minério ao longo do corpo mineralizado, com vistas ao reconhecimento de tipos com comportamento tecnológico distinto, bem como à verificação de sua distribuição no depósito mineral, o que se constitui na etapa de caracterização tecnológica voltada para conhecimento do corpo mineralizado.

A variabilidade dessas características ao longo do corpo de minério e as decorrentes implicações no processo de beneficiamento geram o conceito de tipologia do minério, ou variedades com comportamento diferenciado, nas alternativas tecnológicas de processo, que devam ser devidamente consideradas nas etapas de modelagem / parametrização das reservas, plano de aproveitamento econômico e planejamento operacional de uma mina.

A caracterização voltada para o conhecimento do corpo mineralizado, também conhecida no Brasil como Geometalurgia, é consolidada com o modelamento do depósito utilizando os parâmetros tecnológicos de processo para definir o que se denomina de **reserva tecnológica**. Esta última significa a reserva de minério, para a qual existem condições tecnológicas e econômicas ideais de aproveitamento, sendo uma evolução do conceito da reserva geológica baseada em modelo definido apenas a partir dos teores do minério.

Os recursos usados para a caracterização são extremamente variados, constituindo-se a sua escolha / programação adequadas à base de um estudo criterioso e objetivo, cuja meta é o fornecimento de resultados necessários atendendo ao compromisso custo benefício do mesmo.

Os procedimentos aplicados na investigação dependem do bem mineral a ser estudado e do porte do corpo mineralizado, sendo que eles são condicionados pelos modelos de mineralização, e seu planejamento requer conhecimento básico de geologia econômica.

Por outro lado, é essencial o conhecimento de fundamentos dos processos usuais de beneficiamento do minério em questão, para o adequado direcionamento dos estudos de caracterização, visando obter os parâmetros críticos para seu processamento. Em alguns casos, tornam-se, também, necessárias noções incipientes dos processos de extração / transformação do produto mineral, para o devido equacionamento da questão tecnológica, seja para as aplicações metalúrgicas ou químicas.

Avaliando-se a caracterização tecnológica sob a ótica de modelos de mineralização, é possível esboçar algumas generalizações quanto à complexidade / nível de detalhamento exigido e, também, quanto a procedimentos e métodos da caracterização tecnológica, embora peculiaridades de cada minério requeiram detalhes específicos de procedimentos.

A complexidade dos estudos está estreitamente relacionada com a complexidade da mineralização ou processos de sua formação geológica.

Mineralizações primárias associadas a rochas, via de regra, pressupõem caracterização mais detalhada, exigindo procedimentos mais elaborados, enquanto as mineralizações residuais podem apresentar média a baixa complexidade de estudos, já as aluvionares, na outra ponta, necessitam de estudos mais simplificados.

As mineralizações associadas a processos de intemperismo, com concentrações residuais somadas a neoformação de minerais, particularmente aquelas associadas a complexos alcalinos, costumam se destacar como mineralizações complexas e seu estudo envolve procedimentos e métodos próprios, requerendo familiaridade com o assunto. Este é o caso específico dos minérios fosfáticos.

Em uma outra aproximação, mais ampla e que se prende basicamente a aspectos tecnológicos, a complexidade dos procedimentos usados na caracterização é diretamente proporcional a distância entre a qualidade do material *in natura* e a qualidade do produto desejado, ou o grau de pureza necessário neste produto e a flexibilidade das

especificações. Numa abordagem prática simplificada, esta distância aquilata a extensão do beneficiamento a ser aplicado para adequar o produto mineral.

A caracterização constitui-se em ferramenta extremamente útil nos diferentes estágios do desenvolvimento de um empreendimento mineiro.

Aplica-se desde as etapas iniciais de descoberta da mineralização, em apoio às atividades de prospecção, durante o estudo e equacionamento das reservas de minério nas atividades de pesquisa, fornecendo subsídios para o projeto e planejamento de implantação de uma mina, e, no acompanhamento da operação industrial de exploração mineira, para otimização de processos e produtos.

O detalhamento dos estudos é, então, modulado pela fase do empreendimento na qual são efetuados, como decorrência do nível de conhecimento do depósito mineral e do acesso físico a este depósito, ou a amostragem, mantendo o propósito de um estudo criterioso, com a meta de atender ao compromisso custo-benefício. Em cada etapa, os objetivos ou as informações que se deseja obter na caracterização são compatíveis com o grau de aproximação da investigação geológica/econômica realizada, os quais moldam o próprio desenvolvimento dos estudos da caracterização.

A caracterização tem maior aplicação, em termos de volume de trabalho, nas fases de pesquisa mineral de detalhe e planejamento do empreendimento mineiro, quando são definidas as tecnologias a serem empregadas para exploração de jazida. Durante a exploração da mina cresce em importância o estudo dos produtos da usina de beneficiamento.

Para minérios com beneficiamento e/ou processos de transformação complexa, com muitas operações envolvidas, o desenvolvimento tecnológico, na forma de ensaios contínuos em escala piloto ou semi-industrial, estende-se durante o período inicial de projeto do empreendimento, situação característica quando o acesso físico é mais restrito nas fases de pesquisa, como para minérios não aflorantes a serem explorados por minas subterrâneas.

É de fundamental importância o papel da caracterização em produtos concentrados e rejeitos dos ensaios realizados, visando fornecer subsídios para melhor desempenho dos mesmos. Tais situações propiciam o aprofundamento do desenvolvimento tecnológico, buscando melhor aproximação da correlação de parâmetros do minério com comportamento no processo.

Cumprir destacar que, em função do tipo mineral, porte do corpo mineralizado e filosofia empresarial de abordagem da questão, a pesquisa de detalhe é realizada durante o projeto e planejamento para implantação do empreendimento, após uma decisão de investir recursos na exploração da jazida.

## **3.2 – Fertilizantes.**

### **3.2.1 – O fósforo.**

O **fósforo** foi extraído pela primeira vez em 1699 da urina humana, pelo químico alemão Henning Brandt. Recebeu esse nome devido à sua incandescência e sua ignição espontânea, pois, fósforo deriva do grego “Phosphoros” que significa luz brilhante (Slansky, 1980).

O fósforo é um dos macronutrientes imprescindível ao crescimento das plantas, pois estimula o crescimento das raízes durante a floração, bem como a formação de sementes e aceleração da maturação.

Sua distribuição na crosta terrestre é relativamente baixa, participando somente de 0,2% da composição química da crosta terrestre. Mesmo assim, esse elemento é de suma importância, tanto do ponto de vista geoquímico quanto econômico. Esse elemento pertence ao grupo V da tabela periódica e apresenta as seguintes características: número atômico igual a 15, peso atômico 30,9, ponto de fusão igual a 44,2 °C e números de oxidação iguais a +1, +/- 2, +/- 3, +/- 4 e +5. Entretanto, o estado de oxidação mais estável desse elemento na natureza é o pentavalente  $(PO_4)^{-3}$  (Slansky, 1980).

Devido à sua elevada atividade, esse elemento não é encontrado livre na natureza, apresentando-se na forma de seus compostos, sais, denominados fosfatados, sendo o magma uma fonte primária do fósforo. Esse elemento irá cristalizar-se na forma do mineral apatita, durante a diferenciação magmática (Amaral, 1997). O mesmo mostrou que o teor de fósforo nas rochas ígneas diminui com aumento da acidez da rocha, tornando-se fator decisivo para a concentração e aproveitamento deste mineral.

### 3.2.2 – Uso de fertilizantes.

Dados da FAO mostram que a contribuição dos fertilizantes e corretivos agrícolas (calcário), para ganhos em produtividade agrícola, atinge no mínimo um valor de 50%, sendo que os outros fatores de produção (sementes melhoradas, controle de pragas e doenças, práticas culturais, etc.) representam os outros 50,0%. A legislação brasileira define fertilizantes, como sendo substâncias minerais ou orgânicas, naturais ou sintéticas, fornecedoras de um ou mais nutrientes para as plantas. Os macronutrientes primários são o **Nitrogênio**, o **Fósforo** e o **Potássio**, expressos nas formas de; nitrogênio (N), pentóxido de fósforo ( $P_2O_5$ ) e óxido de potássio ( $K_2O$ ) (FOSFERTIL, 2004).

Os principais macronutrientes secundários são o Cálcio, Magnésio e Enxofre, expressos em suas formas elementares (Ca, Mg e S).

Os principais micronutrientes são Boro, Cobalto, Cobre, Cloro, Ferro, Manganês, Molibdênio e Zinco, também expressos em suas formas elementares.

Os estados físicos mais comuns dos fertilizantes são, na maioria, sólidos (granulados ou farelados) e o restante, no estado líquido e gasoso.

O mercado de fertilizantes, em nosso país, direciona-se, majoritariamente, para as formulações sólidas de “NPK”, as quais são classificadas em: misturas fareladas, misturas de grânulos e misturas granuladas; sendo que essas misturas são formuladas com o objetivo de fornecer nutriente, aos vegetais, em quantidades e proporções

adequadas aos diferentes tipos de solo e às necessidades particulares das culturas, nas diversas fases do seu desenvolvimento.

Em consonância com as tendências e projeções futuras de uso de fertilizantes no Brasil, as misturas sólidas “NPK”, são obtidas, basicamente, através de matérias-primas e produtos listados a seguir:

- Matérias-Primas Básicas: Amônia, Ácido Sulfúrico, Ácido Fosfórico, Concentrado Fosfático e Enxofre;
- Fertilizantes Intermediários Nitrogenados: Uréia, Nitrato de Amônio e Sulfato de Amônio;
- Fertilizantes Intermediários Fosfatados: Superfosfato Simples, Superfosfato Triplo, Fosfatos de Monoamônio e de Diamônio;
- Fertilizantes Intermediários Potássicos: Cloreto de Potássio e Sulfato de Potássio.

As sínteses dos processos industriais de obtenção das matérias-primas e fertilizantes intermediários básicos são resumidas a seguir:

O composto básico utilizado na fabricação dos principais adubos nitrogenados, no Brasil, atualmente, é a amônia, um gás que utiliza em sua preparação o nitrogênio do ar e o hidrogênio, sob elevada pressão e temperatura. Sequencialmente, a esta preparação dos adubos nitrogenados tendo como base a Amônia, obtém-se a Uréia, Nitrato de Amônio e Sulfato de Amônio.

Os fertilizantes fosfatados são produzidos a partir do **concentrado fosfático**, também conhecido no jargão do setor como “rocha fosfática”, após o seu beneficiamento e concentração mecânica, nas minas a partir dos minérios fosfáticos. Para transformar o obtido “**Fosfato Tricálcico**”, de pouca solubilidade, em compostos mais solúveis, submetem-se, os concentrados fosfáticos, dentre dos processos industriais, a exemplo, a processos térmicos, com emprego de altas temperaturas ou processos químicos, pelo ataque de ácidos fortes. Os fosfatos naturais podem, também, pela simples concentração e moagem, serem utilizados como adubos, para aplicação direta em diversos tipos de solo e culturas.

Os fertilizantes potássicos são encontrados em diversos minerais, sendo as principais fontes de potássio os minerais silvinita, selenita, carnalita e langbeinita. O Cloreto de Potássio é o fertilizante potássico de mais largo consumo no mundo, sendo obtido a partir de separação da silvinita e carnalita por dissolução, cristalização ou flotação. O Sulfato de Potássio pode ser preparado a partir da langbeinita ou pela reação do ácido sulfúrico com o cloreto de potássio. Seu emprego é mais limitado, restringindo-se às culturas onde o cloreto é desaconselhado, como na cultura do fumo. Outras fontes desse nutriente, de menor importância, são o Sulfato Duplo de Potássio e Magnésio e o Nitrato de Potássio.

A tabela III.1 apresenta a evolução das relações entre os macronutrientes primários no Brasil, considerando o período de 1992 a 2003, sendo que, atualmente, a relação desses nutrientes na agricultura brasileira situa-se dentro do posicionamento  $N=1,00: P_2O_5=1,55: K_2O=1,68$ , diferindo da relação em nível mundial, a qual apresenta-se na posição  $N=1,00: P_2O_5=0,40: K_2O=0,27$ . Esta diferença é explicada em função das características particularizadas de nossas práticas agrícolas e dos perfis dos solos brasileiros (Anda, 2003 *apud* FOSFERTIL, 2004).

Tabela III.1 - Evolução das relações entre os macronutrientes primários no Brasil (em  $10^3$  t).

ANO	N	$P_2O_5$	$K_2O$
1992	1,00	1,56	1,59
1993	1,00	1,52	1,57
1994	1,00	1,48	1,54
1995	1,00	1,32	1,48
1996	1,00	1,43	1,62
1997	1,00	1,49	1,72
1998	1,00	1,46	1,55
1999	1,00	1,41	1,49
2000	1,00	1,40	1,54
2001	1,00	1,51	1,66
2002	1,00	1,55	1,68
2003	1,00	1,54	1,71

Fonte: ANDA - Associação Nacional para Difusão de Adubos (2003) (FOSFERTIL, 2004).

### **3.2.3 - Demanda de fertilizantes.**

O estabelecimento de metas realistas de produtividade agrícola, com a correspondente proteção ambiental, é um ponto crítico para otimizar as doses de fertilizantes e eficiência do uso destes nutrientes, pelas culturas.

O uso de doses adequadas e balanceadas de fertilizantes ocupa lugar de destaque entre os diferentes fatores de produção e produtividade. Para que a vocação agrícola brasileira possa ser realmente exercitada, há necessidade, não apenas, de se aumentar o consumo de fertilizantes (hoje 44,13 kg de nutrientes para cada um dos 170 milhões de habitantes) como, também, utilizá-los de maneira mais eficiente possível, refletindo em aumentos sensíveis de produtividade e, por conseqüência, da produção e dos lucros, para o agricultor.

Considerando a produção brasileira de dezesseis principais produtos agrícolas para consumo interno e para exportação, a produtividade média de nossas culturas em kg/ha evoluiu, passando de 1.917 kg/ha no triênio 1980/1981 a 1982/1983 para 3.404 kg/ha no triênio 2000/2001 a 2002/2003.

Apesar da produtividade média brasileira ter aumentado, a agricultura ainda tem grande espaço para crescer, em função direta do incremento tecnológico, onde o fertilizante ocupa lugar de destaque, para que seja possível, essa otimização.

A tabela III.2 apresenta a situação mundial do consumo “per capita” de fertilizantes em 2000 e a tabela III.3 a situação do consumo por hectare da área cultivada.



Tabela III.2 - Situação mundial do consumo “per capita” de fertilizantes no ano de 2000.

1.	Austrália	120	13.	China	27
2.	Canadá	80	14.	Vietnã	27
3.	França	70	15.	Tailândia	25
4.	E.U.A	65	16.	Paquistão	21
5.	Malásia	64	17.	Irã	19
6.	Espanha	54	18.	Egito	19
7.	Brasil	44	19.	México	18
8.	Polônia	39	20.	Índia	17
9.	Alemanha	33	21.	Indonésia	12
10.	Turquia	31	22.	Japão	11
11.	Itália	30	23.	Bangladesh	10
12.	Reino Unido	28	24.	Federação Russa	10

Fonte: Food and Agriculture Organization on the United Nations (FOSFERTIL, 2003).

Tabela III.3 - Situação mundial do consumo de fertilizantes por hectare (kg/ha).

1.	Egito	386	13.	Brasil	114
2.	Japão	301	14.	Polônia	106
3.	Reino Unido	286	15.	E.U.A	103
4.	Vietnã	285	16.	Índia	99
5.	China	256	17.	Tailândia	86
6.	Alemanha	228	18.	Irã	81
7.	França	212	19.	Turquia	78
8.	Malásia	188	20.	Indonésia	74
9.	Itália	159	21.	México	67
10.	Bangladesh	156	22.	Canadá	54
11.	Paquistão	135	23.	Austrália	45
12.	Espanha	118	24.	Rússia	11

Fonte: Food and Agriculture Organization on the United Nations (FOSFERTIL, 2003)

### **3.2.4 - Demanda nacional de fertilizantes.**

Não obstante, a situação do consumo de fertilizantes em nosso país, ainda se encontra em estágio inferior ao consumo ideal, porém, o crescimento experimentado nas últimas décadas pode ser considerado significativo.

De acordo com os dados comparativos de 1993 a 2002, observa-se que o consumo “per capita” cresceu de 30,30 kg NPK em 1993, para 44,13 kg NPK no ano de 2002. Ou seja, um aumento percentual de 46,0% nesse período.

As tabelas III.4 e III.5 demonstram a evolução do consumo aparente de fertilizantes no Brasil, em nutrientes NPK e na forma de produtos, sendo que este consumo está calculado considerando o somatório da produção nacional e das importações.

Através de uma análise dos dados na tabela III.5 e figura 3.1, verifica-se que no período o consumo aparente de fertilizantes cresceu, em nutrientes totais, de 4.571 mil toneladas em 1993 para 7.806 mil toneladas em 2002, o que representa 71,0% de aumento no consumo em dez anos. Esse aumento reflete diretamente as condições de nossa agricultura, principalmente ao se relevar o aspecto do Brasil representar a maior fronteira agrícola do planeta. Nesse sentido, somente os solos da região do cerrado representam cerca de 106 milhões de hectares em áreas, com uma expansão do plantio de culturas altamente consumidoras de fertilizantes. Dentre essas culturas, citam-se o milho e a soja, as quais têm alta demanda de formulações fosfatadas, responsáveis diretas pelo grande aumento de produtividade nas áreas cultivadas. A soja chega a atingir médias acima de 3,5 toneladas por hectare e o milho 10 toneladas por hectare, valor este suficiente para um excelente resultado técnico e econômico. (Anda – 2004; FIBGE – 2003; Fórum Brasileiro de Fertilizantes – 2004).

É importante destacar também o incremento da produção de grãos em nosso país atingindo valores superiores aos 100 milhões de toneladas no ano agrícola 2002/2003, influenciando diretamente na otimização do agronegócio com reflexos na própria

balança comercial brasileira, cujos resultados positivos, têm, nos produtos agrícolas, um peso considerável.

É altamente relevante também, dentre os aspectos relacionados, a geração de tecnologia pela pesquisa genuinamente brasileira, nesses últimos anos, o que permitiu um grande acervo de informações práticas de manejo sustentável do recurso do solo, muitas delas simples, mas de grande efeito para o aumento da produtividade da agricultura.

Tabela III.4 – Evolução do consumo de fertilizantes “per capita” no Brasil.

ANO	CONSUMO TOTAL (t de nutrientes)	POPULAÇÃO BRASILEIRA (mil hab.)	CONSUMO "PER CAPITA" (kg NPK/hab.)	ÍNDICE
1993	4.571	150.840	30,30	100
1994	5.044	152.889	32,99	109
1995	4.563	154.965	29,45	97
1996	5.084	157.070	32,37	107
1997	5.932	160.160	37,04	122
1998	5.721	163.311	35,03	116
1999	5.955	166.523	35,76	118
2000	7.468	169.799	43,98	145
2001	7.102	172.559	41,16	136
2002	7.806	176.875	44,13	146

Fonte: SIACESP/IBGE – Sindicato da Indústria de Adubos e Corretivos Agrícolas do Estado de São Paulo e Fundação Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística.

Tabela III.5 – Evolução do consumo aparente de fertilizantes no Brasil (em 10<sup>3</sup> t).

ANO	NITROGENADOS		FOSFATADOS		POTÁSSICOS		TOTAL NPK	
	PROD.	N	PROD.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	PROD.	K <sub>2</sub> O	PROD.	N, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , K <sub>2</sub> O
1993	2.874	1.183	5.437	1.646	2.993	1.742	11.304	4.571
1994	2.996	1.261	6.228	1.910	3.194	1.873	12.418	5.044
1995	3.003	1.216	5.178	1.583	3.028	1.764	11.209	4.563
1996	3.311	1.282	5.521	1.733	3.439	2.069	12.271	5.084
1997	3.790	1.495	6.525	2.022	4.012	2.415	14.327	5.932
1998	3.895	1.467	6.753	2.005	3.832	2.249	14.480	5.721
1999	4.094	1.690	6.422	1.976	3.779	2.289	14.295	5.955
2000	5.014	2.034	8.090	2.514	4.845	2.920	17.949	7.468
2001	4.205	1.732	7.948	2.487	4.785	2.883	16.938	7.102
2002	4.616	1.929	8.731	2.809	5.020	3.068	18.367	7.806

Fonte: SIACESP – Sindicato da Indústria de Adubos e Corretivos Agrícolas do Estado de São Paulo.

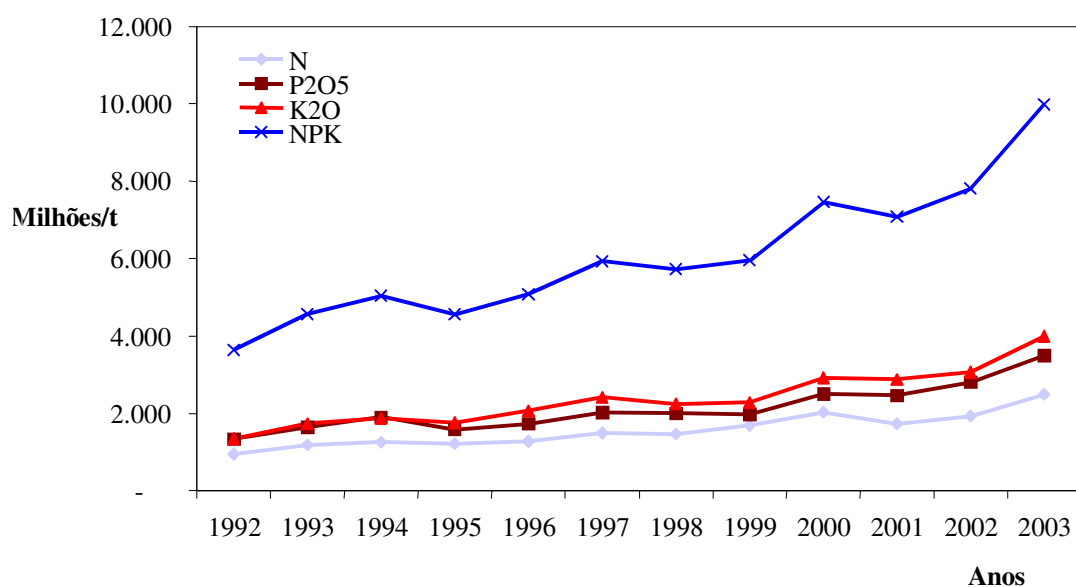


Figura 3.1 – Crescimento do consumo de fertilizantes no período de 1992 a 2003 (FOSFERTIL, 2004).

Assim, há necessidade de que, futuramente, essas informações sejam facilmente acessíveis aos técnicos de extensão rural e aos produtores rurais, na adoção imediata das novas tecnologias.

### **3.2.5 - Distribuição regional do consumo de fertilizantes.**

O consumo regional de fertilizantes no Brasil segue as características de dualidade da agricultura brasileira, apresentando bolsões que utilizam a mais alta tecnologia, obtendo médias de produtividade, para algumas culturas, comparáveis e, em alguns casos, superiores às melhores marcas do mundo (3,5 t de soja/ha, 10 t de milho/ha, 6 t de arroz/ha, 2,8 t feijão/ha), convivendo, por outro lado, com uma agricultura com níveis baixos de produtividade, insuficiente para sequer bem alimentar o povo brasileiro, obrigando, o país, a recorrer às importações. Nesse contexto, a distribuição de fertilizantes está ligada, diretamente, à otimização de disponibilidade regional das matérias primas e à racionalização da logística dos transportes rodoviário, ferroviário e fluvial.

O país é dividido, para o setor de fertilizantes em três grandes regiões de consumo, apresentando distribuição percentual, em 2001, conforme abaixo (tabela III.6 e figura 3.2). Vale ressaltar que a região centro representa os estados do sudeste mais os estados do centro-oeste.

Tabela III.6 – Distribuição regional do consumo de fertilizantes (FOSFERTIL, 2004).

<b>Norte / Nordeste</b>	com cerca de 9,4% do consumo global.
<b>Centro</b>	com aproximadamente 75,2% do consumo total.
<b>Sul</b>	com cerca de 15,4% do consumo brasileiro.

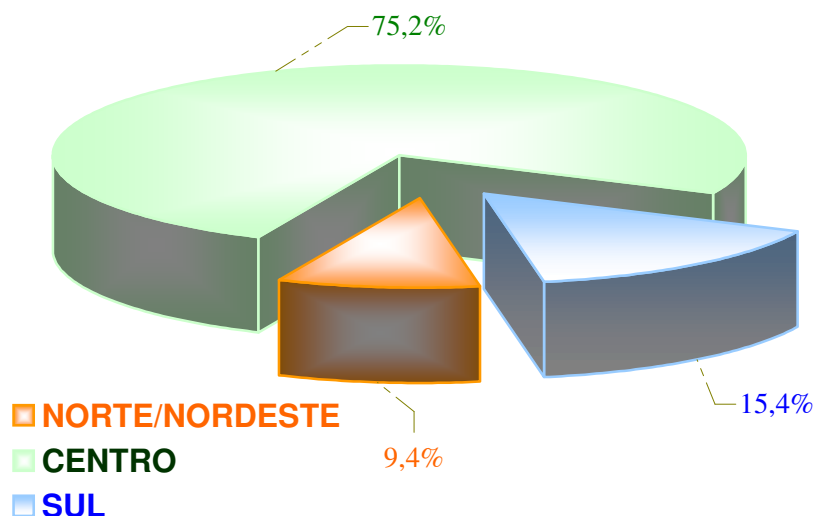


Figura 3.2 – Distribuição regional do consumo de fertilizantes (FOSFERTIL, 2004).

### 3.2.6 - Concentrado fosfático.

O **concentrado fosfático**, também conhecido como “rocha fosfática” no jargão popular do setor, é a fonte básica de fósforo para a industrialização de fosfato e produção de fertilizantes fosfatados.

Esses concentrados são obtidos, na grande maioria dos casos, através do beneficiamento dos minérios fosfáticos, sejam de origem sedimentar, que se caracterizam na maior parte das reservas mundiais e do aproveitamento industrial, ou aqueles de origem magmática, que caracterizam as reservas minerais e a produção nacional.

A produção mundial de concentrado fosfático está em torno de 135 milhões de toneladas, conforme mostra a tabela III.7. Esse quadro mostra um pequeno crescimento da produção nacional face à realidade de consumo, indicando a necessidade de importação de compostos de fósforo para o atendimento da demanda nacional.

Tabela III.7 – Panorama da produção mundial de concentrado fosfático, toneladas x 10<sup>3</sup> (Anda, 2003 *apud* FOSFERTIL, 2003).

Produtores	1999		2000		2001		2002	
	t	Participação (%)	t	Participação (%)	t	Participação (%)	t	Participação (%)
Estados Unidos	40.867	30,3	39.161	29,7	31.704	25,2	36.200	26,6
Marrocos	21.986	16,3	21.568	18,4	21.766	17,3	23.028	16,9
China	20.763	15,4	19.347	14,7	21.008	16,7	23.008	16,9
Rússia	11.200	8,3	11.052	6,4	10.488	8,4	10.763	7,9
Tunísia	8.006	5,9	8.304	6,3	8.109	6,5	7.566	5,6
Jordânia	6.014	4,5	5.526	4,2	5.843	4,7	7.179	5,3
<b>Brasil</b>	<b>4.344</b>	<b>3,2</b>	<b>4.725</b>	<b>3,6</b>	<b>4.805</b>	<b>3,8</b>	<b>5.027</b>	<b>3,7</b>
Israel	4.128	3,1	4.110	3,1	3.511	2,8	3.476	2,6
Soma	117.328	87,0	113.820	86,4	107.234	85,4	116.247	85,5
Outros	17.577	13,0	17.842	13,6	16.421	14,6	19.742	14,5
Total Mundial	134.905	100,0	131.662	100,0	123.655	100,0	135.989	100,0

Fonte: (Anda, 2003 *apud* FOSFERTIL, 2003)

### 3.2.7 - Balanço oferta e demanda de concentrado fosfático.

A tabela III.8, a seguir, demonstra o balanço de oferta e demanda de concentrado fosfático no Brasil, em P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, dentro do período 1993/2002, evidenciando um déficit significativo nos anos 2000/2002.

A tabela III.9 apresenta a projeção do balanço oferta x demanda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, a ser fornecido pelos produtos nacionais e importados de 2003 a 2010, onde verifica-se um déficit na ordem de 50,0% para o ano de 2010.

Tabela III.8 – Balanço oferta x demanda de concentrado fosfático (em 10<sup>2</sup> t P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)  
(Anda, 2003 *apud* FOSFERTIL, 2003).

<b>Ano</b>	<b>Demanda de conc. fosfático</b>	<b>Oferta de conc. Fosfático</b>	<b>Balanço (Déficit) / Superávit</b>	<b>Quantidade Equivalente de Concentrado com 35,5% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>
<b>1993</b>	1.212	1.211	(1)	3
<b>1994</b>	1.422	1.387	(35)	99
<b>1995</b>	1.329	1.364	35	(99)
<b>1996</b>	1.353	1.353	-	-
<b>1997</b>	1.480	1.510	30	(85)
<b>1998</b>	1.512	1.561	49	(138)
<b>1999</b>	1.551	1.543	(8)	23
<b>2000</b>	1.727	1.687	(40)	113
<b>2001</b>	1.739	1.707	(32)	90
<b>2002</b>	1.829	1.787	(42)	118

Tabela III.9 – Projeção do Balanço oferta x demanda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (em 10<sup>3</sup> t P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)  
(Anda, 2003 *apud* FOSFERTIL, 2003).

<b>Discriminação Ano</b>	<b>Demanda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>Oferta de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>Balanço (Déficit) / Superávit</b>	<b>Quantidade Equivalente de Concentrado com 35,5% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>
<b>2003</b>	2.946	2.110	(836)	2.389
<b>2004</b>	3.091	2.141	(950)	2.715
<b>2005</b>	3.244	2.141	(1.103)	3,152
<b>2006</b>	3.404	2.141	(1.263)	3.609
<b>2007</b>	3.573	2.141	(1.432)	4.091
<b>2008</b>	3.749	2.141	(1.608)	4.594
<b>2009</b>	3.935	2.141	(1.794)	5.126
<b>2010</b>	4.129	2.141	(1.988)	5.680



### **3.3 – Complexo Alcalino Carbonatítico de Salitre.**

#### **3.3.1 – Localização e clima.**

O **Complexo Alcalino-Carbonatítico de Salitre** está localizado na região oeste do Estado de Minas Gerais, nas proximidades da cidade de Patrocínio, situada ao norte dos povoados de Salitre de Minas e São Benedito e acha-se limitado pelas coordenadas 19°00' S e 46°45' W. A cidade está distante 120 km da cidade de Araxá e 280 km de Belo Horizonte, como mostram as figura 3.3 e 3.4 (Barbosa *et alii.* 1970). Associado ao Complexo Alcalino-Carbonatítico de Salitre, distante aproximadamente 3 km, está o Complexo de Serra Negra, o qual possui um diâmetro duas vezes maior que Salitre, como mostra a figura 3.4, outra importante reserva mineral de fósforo, também, em estudos e desenvolvimento.

A cidade de Patrocínio é servida pelas rodovias BR-462, que liga Patrocínio a Araxá e MG-230, que liga à cidade de Ibiá e BR 262. Também, a região possui uma malha ferroviária que permite o acesso às principais regiões do Brasil, com ligações entre Belo Horizonte e o Triângulo Mineiro, chegando até Brasília, através da Ferrovia Centro-Atlântica. Esse ramal ferroviário permite, ainda, o acesso ao litoral do Espírito Santo e Rio de Janeiro e, também, acesso ao interior de São Paulo e ao porto de Santos, através da antiga FEPASA.

O clima da região é quente e seco, temperatura média anual é de 20°C, podendo ultrapassar 30°C, durante o verão. Dados pluviométricos da região mostram uma média anual de 1.755 milímetros.

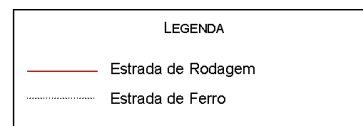
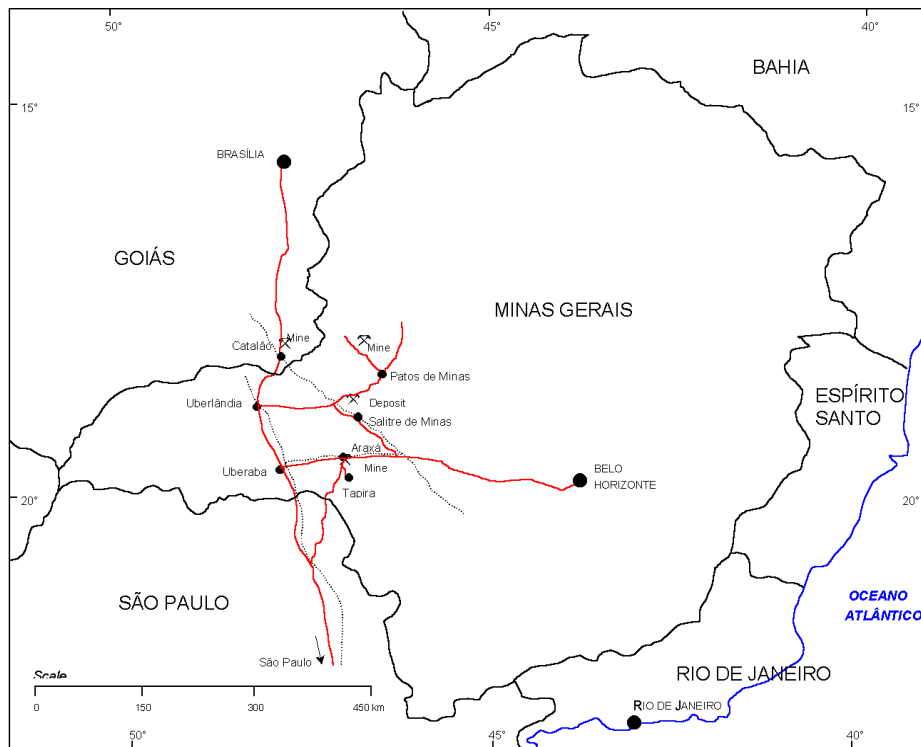


Figura 3.3 – Localização do Complexo Alcalino-Carbonatítico de Salitre

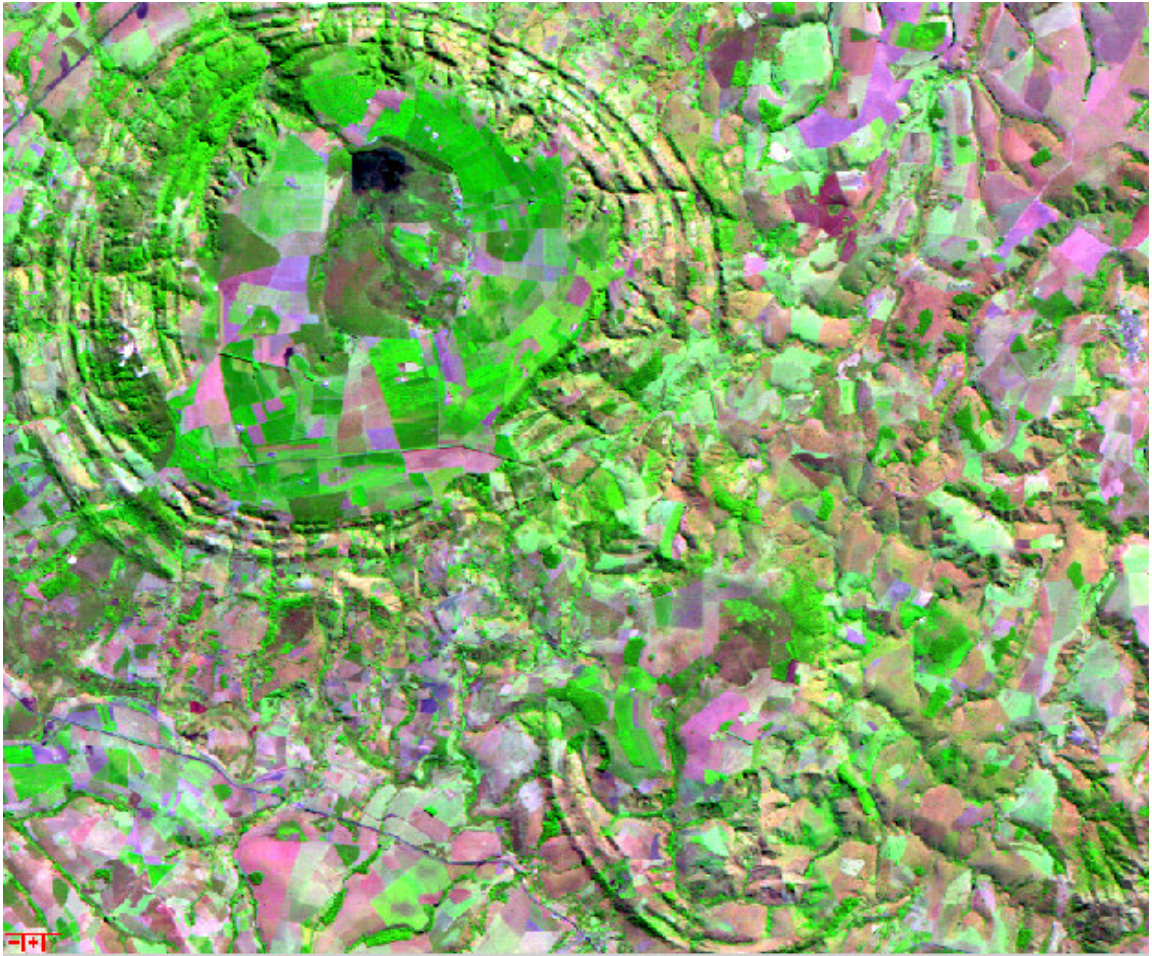


Figura 3.4 – Imagem de satélite mostrando os Complexos de Serra Negra e Salitre.

### 3.4 – Geologia regional.

Segundo Barbosa *et alii.* (1970), as rochas mais antigas da região do Alto Paranaíba são constituídas por granodioritos, granitos e gnaisses, as quais datam do período Pré-cambriano. Sobre essas rochas, durante esse período, foram depositadas as rochas pertencentes ao grupo Araxá, grupo Canastra, formação Ibiá e grupo Bambuí.

As rochas do grupo Araxá englobam metamorfitos de fácies epidoto-anfibolito, com litologias do tipo micaxistos e quartzitos, intercalada de anfibolito (Barbosa *et alii.* 1970). Melo *et alii.* (1997) descrevem essa intercalação como sendo de leitos e/ou lentes de quartzitos muscovíticos, quartzitos hematíticos, bem como hematita-sericita xistos e, raramente, anfibolitos. Os principais minerais são muscovita e quartzo e, como minerais acessórios, granada, biotita, estauroлита, rutilo, zircão e turmalina.

Por sua vez, o grupo Canastra é também um grupo de metamorfitos, onde são encontrados quartzitos e filitos, com intercalações na forma de lâminas. O filito apresenta uma granulacão muito fina e siltica; já, os quartzitos, em alguns casos, apresentam-se ferruginosos, tornando-se fibrosos ou silicificados (Barbosa *et alii.* 1970; Melo *et alii.* 1997).

No caso da formação Ibiá, essa denominação deveu-se à falta de dados para uma precisa classificação de uma peculiar faixa de calcioxistos. Essa formação apresenta uma mineralogia composta por muscovita, quartzo, albita, clorita e calcita (Barbosa *et alii.*, 1970; Melo *et alii.* 1997).

O grupo Bambuí foi dividido em três formações, Paranoá, Paraopeba e Três Marias, apresentando as rochas com incipiente metamorfismo, compostas por calcários, arenitos quartzíticos, arcósios, conglomerados, siltitos, margas e filitos ardosianos. A área de Salitre apresenta somente rochas características das formações Paranoá e Paraopeba, as quais mostram uma litologia formada por calcários, ardósias, siltitos, quartzitos e filitos. As bordas do Complexo de Salitre e Serra Negra são constituídas por metassiltitos escuros intercalados nos quartzitos, com quartzo, albita, sericita, clorita e minerais

opacos. Em alguns pontos os quartzitos foram fenitizados (Barbosa *et alii.* 1970; Melo *et alii.* 1997).

Em relação às rochas provenientes do período Cretáceo, na região elas estão representadas pelo grupo São Bento e Formação Bauru, em contato discordante com as formações anteriores. O grupo São Bento apresenta litologias constituídas por arenitos (formação Botucatu) e basaltos (Formação Serra Geral). Na Formação Bauru têm-se argilitos e conglomerados (Formação Uberaba); arenitos calcíferos e calcários (Formação Ponte Alta) e arenitos argilosos (Formação Bauru).

No final do Cretáceo ocorreu um intenso magmatismo básico-alcálico, estando representado pelos Complexos de Tapira, Salitre, Araxá e Serra Negra em Minas Gerais, bem como Catalão I e II em Goiás.

Sobre as rochas do período Cretáceo ocorreram as deposições de solos lateríticos, os quais apresentam uma canga, composta por quartzo e magnetita, cimentados por limonita. Sobre essa canga foi depositado um solo marron, formando uma cobertura característica dos domos de Serra Negra e Salitre.

Tabela III.10 – Coluna estratigráfica da região do Alto Paranaíba (Barbosa *et alii.* 1970, *apud* Melo *et alii.*, 1997).

<b>Idade</b>	<b>Grupo</b>	<b>Formação</b>	<b>Membro / Fáceis</b>	<b>Litologia</b>
Quartenário			Aluvial	
Terciário				Solo laterítico
Cretáceo Superior		Bauru	F. Bauru	arenitos argilosos
			F. Ponte Alta	arenitos calcíferos e calcáreos conglomeráticos
			F. Uberaba	tufitos, argilitos e conglomerado
Cretáceo		Areado	M. Três Barras	arenitos
Cretáceo Inferior	São Bento	Botucatu		arenitos
		Serra Geral		basaltos
Pré-cambriano	Bambuí	Três Marias		arcóseos, siltitos e arenitos arcoseanos
		Paraopeba		calcários, ardósias e siltitos
		Paranoá		quartzitos e filitos
Pré-cambriano		Ibiá		cálcio-xistos
Pré-cambriano	Canastra			quartzitos e filitos
Pré-cambriano	Araxá			micaxistos e quartzitos
Pré-cambriano	Complexo Granito Gnáissico			granodioritos, granitos e gnaisses

### 3.5 – Geologia do Complexo de Salitre.

As rochas características do Complexo de **Salitre** e Serra Negra datam do período pré-cambriano, incluindo o Grupo Bambuí, com rochas das Formações Paraopeba e Paranoá, Formação Ibiá e Grupo Canastra, como mostra a figura 3.5.

Nessa figura, observa-se que a rocha que envolve todo o complexo é constituída por quartzitos, folhelhos argilosos, folhelhos sílticos e sericita-muscovita. Essas rochas metassedimentares apresentam um fraturamento radial, típico de zonas de contatos.

De acordo com Chaban (2003), as principais litologias presentes em Salitre são: silicocarbonatito, carbonatito, peridotitos e piroxenitos. Esses tipos litológicos podem transicionar um ao outro, dependendo da proporção entre os minerais olivina, diopsídio, flogopita, calcita, perovskita, magnetita-ilmenita e apatita.

A litologia sílico-carbonatítica é composta por rochas que possuem predominância silicatos, de 50,0 a 70,0%, porém, com carbonatos.

No caso do carbonatito, sua ocorrência é predominantemente sovítica, constituído essencialmente por calcita, com granulação média a grossa, ocorrendo na área sul do complexo, como veios e diques de pequena expressão, cortando peridotitos e piroxenitos. Também, há presença de apatita, magnetita-ilmenita, flogopita, augita diopsídica e perovskita.

Os peridotitos, por sua vez, possuem uma maior distribuição em área, podendo estar fenitizado e em forma de corpos tabulares. Quando na rocha fresca, apresentam uma coloração verde e, após decomposição, sua coloração se torna marrom. Essa tipologia é constituída pelos seguintes minerais: olivina, diopsídio, apatita, perovskita, magnetita-titanita e flogopita.

A rocha mica peridotito possui uma textura granular média e grosseira, com uma presença maior do mineral flogopita, além dos minerais citados anteriormente.

Já, a tipologia piroxenítica é bastante abundante no complexo, com uma ampla gama de variedades, com predominância das variedades apatita piroxenito, magnetita piroxenito, calcita piroxenito e flogopita piroxenito, com uma transição entre estes tipos de rochas. Esses tipos apresentam, ainda, tipos de minerais varietais, onde se destacam a apatita-magnetita, apatita-calcita, apatita-perovskita, apatita-flogopita, magnetita-perovskita.

Melo *et alii.* (1997), descrevem as rochas piroxeníticas como rochas inequigranulares, de granulação média a grossa e, texturalmente, são rochas hidiomórficas e uma estrutura homófana e foliada. Essa foliação é devida à segregação do piroxênio e flogopita, a qual apresenta-se em placas alongadas.

Durante campanha de sondagem realizada pela Companhia Vale do Rio Doce, no ano de 2001, Schubert *et alii.* (2001), em relatório de reavaliação das reservas de minério de titânio e fosfato para o DNPM (Departamento Nacional de Produção Mineral), descreveram as litologias interceptadas pelos furos de sondagens. Além das litologias piroxenito e carbonatito, foram observados foscorito, apatitito, glimerito, silixito e argilito.

De acordo com esses autores, a rocha foscorítica corresponde a uma variedade de piroxenito onde a apatita representa mais de 25,0% do volume da rocha, apresentando tonalidades esverdeadas a levemente castanhas, com cristais xenomórficos. Esses mesmos autores, também, durante essa campanha de sondagem, observaram uma variedade rara dessa rocha, com uma textura orbicular e esferolítica, com uma estrutura de circular a elíptica. Segundo Schubert *et alii.* 2001, tratam-se de intervalos forsterítico-magnetítico-flogopíticos e calcítico-apatíticos. E, tal estrutura foi formada pelo processo de cristalização fracionada de um magma de composição sovito-foscorítica, devido à imiscibilidade dos líquidos nas frações resultantes.

Segundo Chaban (2003), o termo foscorito engloba rochas magmáticas, ricas em apatitas, magnetita e olivina, tendo como minerais subordinados mica, piroxênio e carbonatos. No caso de predominância dos minerais apatita e magnetita, a rocha recebe o nome de nelsonito. Outros termos, como apatitito, magnetitito e olivinito são



empregados, onde se têm como minerais predominantes apatita, magnetita e olivina, respectivamente.

No Complexo de Salitre, há ocorrência dessa litologia, como afloramento, na parte do desaguadouro e borda sul da lagoa Campestre, capeada por uma rocha que aparenta ser uma canga limonítica, mas que na realidade trata-se de um produto de intemperismo tropical, que atuou sobre a rocha foscorito (Chaban, 2003). No afloramento, a coloração da rocha é cinza-marron claro, com aspecto grosseiro, muito rico em magnetita fresca. Também, foram encontradas pequenas cavidades de dissolução, as quais foram preenchidas por fosfatos secundários, o mais comum sendo a wavelita. De acordo com Chaban (2003), o intemperismo, na faixa superficial, sobre essa rocha provoca a remoção de carbonatos e apatita, restando uma rocha com coloração de ferrugem, porosa e muito rica em magnetita. Essa remoção ocorre até a profundidade aproximada de 15 metros. Após essa profundidade, a rocha passa a ser constituída por uma “areia” de magnetita e apatita, cimentada por argilominerais e apresenta uma cor preta a cinza.

O apatitito, litologia descrita por Schubert *et alii.* (2001), constitui uma particularidade da rocha foscorítica, como exposto anteriormente, onde o mineral apatita constitui 70,0% do volume da rocha. Essa litologia apresenta uma coloração amarelada a creme-claro e uma textura sacaroidal. Sua estrutura é maciça com pequenas cavidades vazias, devido, provavelmente, à dissolução de carbonatos.

O glimerito é uma rocha composta quase exclusivamente por flogopita, com uma textura equigranular, com pequenos “livros” de mica distribuídos caoticamente na rocha (Schubert *et alii.* 2001). Segundo esse autor, essa litologia resultou-se da alteração hidrotermal dos piroxenitos.

O silexito apresenta uma coloração amarelada, creme ou castanho-amarronzada, com uma textura fina, homogênea e estrutura maciça. Essa rocha ocupa uma faixa relativamente estreita, nas bordas sul, sudeste e leste da intrusão carbonatítica. Segundo Schubert *et alii.* (2001), essa litologia está relacionada a processos magmáticos tardios, constituindo uma frente de alteração hidrotermal.

Melo *et alii.* (1997), descrevem a presença da rocha bebedourito, a qual aparece apenas em zonas particulares na massa de peridotito e piroxenito essa rocha foi definida como piroxenito. Essa litologia possui uma granulação muito grosseira e, em alguns casos, pegmatítica.

Outra característica do complexo de Salitre é a presença de um enxame de diques de rocha alcalina, localizando-se fora do maciço intrusivo, os quais são representados por diques de traquitos, foyaitos, shonkinito e olivinito. Esses diques apresentam-se decompostos e, com fraturas, as quais dão origem a blocos com núcleos frescos.

Em relação ao manto de intemperismo, Melo *et alii.* (1997) classificaram os vários tipos de depósitos superficiais que ocorrem sobre a área do Complexo de Salitre em aluviões recentes, solos silto-argilosos laterizados, solo laterítico granular, cascalheiras e cangas. Os solos silto-argilosos laterizados desenvolveram-se através dos folhelhos superiores do Grupo Bambuí e apresentam solos avermelhados, tons claros, ricos em grãos de quartzo. Os solos lateríticos constituem-se em um manto residual originado pela meteorização dos silicocarbonatitos e carbonatitos. Nesse solo encontram-se concentrações relativamente altas de titânio. Já, as cascalheiras constituem-se em um material eluvio-coluvial, com ocorrência na porção meridional. No caso das cangas do Complexo de Salitre, essas são limoníticas e englobam fragmentos do quartzito, folhelhos, rochas ígneas, magnetita-ilmenita, perovskita, anatásio, entre outros.

Já, uma observação criteriosa sobre as análises químicas e dos testemunhos de sondagem, campanha realizada pela FOSFERTIL em 2002, levou Kahn (2003) a sugerir que a tipologia foscorita fosse subdividida nas seguintes sub tipologia: foscorito apatítico cimentado, foscorito alterado e foscorito silicificado. Também, foi sugerida a subdivisão da tipologia piroxenítica em piroxenito de alto magnésio e baixo magnésio.

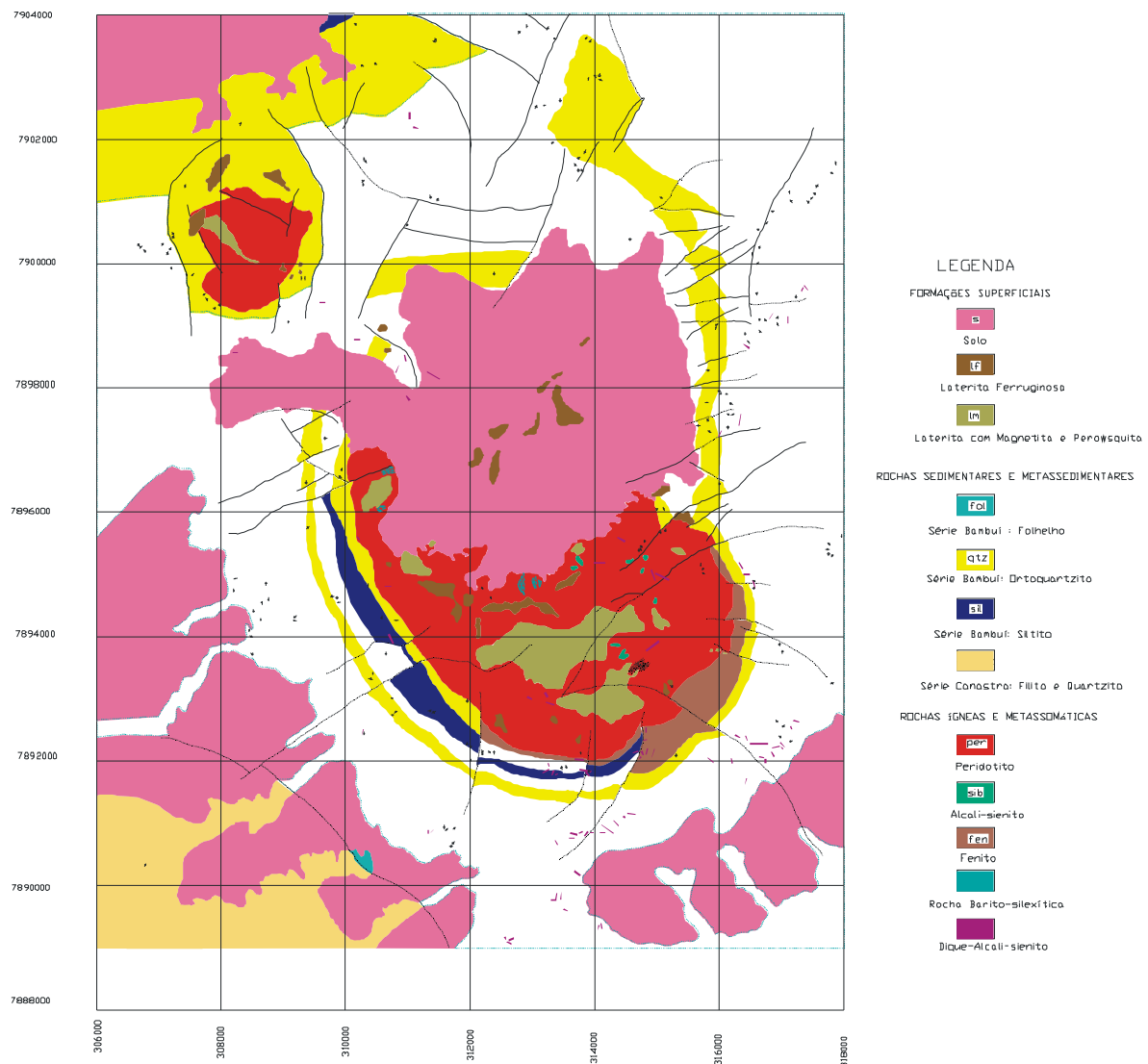


Figura 3.5 – Mapa geológico dos Complexos de Salitre e Serra Negra (FOSFERTIL, 2003).

Em relação às sub tipologias foscoríticas, essas apresentam as seguintes características:

- 1 - foscorito apatítico, denominado de “apatitito”, formado por um material compacto, bitolado e com conteúdo de  $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 20,0\%$ ;
- 2 – foscorito intemperizado, material ferruginoso e friável, contendo alguns fragmentos de foscorito apatítico;
- 3 – foscorito silicificado, material com níveis de silexito bitolado (fragmentos na ordem de alguns centímetros) e bastante compacto, também com ocorrência de material foscorito apatítico cimentado;
- 4 – transição foscorito-piroxenito, denominado de “zona de mistura”, material friável com maiores teores de  $\text{SiO}_2$  e  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Após o início dos ensaios de caracterização, como os novos resultados de composição mineralógica das amostras, determinados através do estudo de microscopia óptica, bem como difração de raios-X, Lenharo (2004), sugeriu uma nova sistemática de classificação para essas tipologias, a qual foi adotada, tendo as seguintes modificações: a amostra foscorito apatítico foi denominada apatitito, devido ao seu alto percentual de apatita, apresentando um material compacto e bitolado; no caso da amostra foscorito alterado, essa foi classificada como foscorito intemperizado, a qual possui material ferruginoso e friável; já o foscorito silicificado manteve sua mesma classificação.

Para as amostras denominadas de piroxenitos de alto e baixo magnésio, adotou-se a classificação de piroxenito para a amostra piroxenito de alto magnésio, para a qual o processo de intemperização não foi acentuado; para a amostra com baixo magnésio, os estudos de microscopia óptica mostraram que o processo de intemperização desta amostra foi bastante acentuado, ocasionando, assim, um maior enriquecimento no mineral apatita. Portanto, para tal amostra, adotou-se a classificação como piroxenito intemperizado.

No caso da amostra denominada de transição, a qual denota a existência das duas principais tipologias (piroxenito e foscorito) e, de forma a evitar qualquer confusão com os aspectos geológicos, adotou-se uma nova classificação como sendo uma amostra de zona de mistura. Ou seja, há a existência das duas tipologias nessa amostra. Durante a campanha de sondagem realizada pela FOSFERTIL, no ano de 2003, na área de Salitre, os principais tipos litológicos descritos pela equipe de geologia da empresa foram o piroxenito, foscorito e peridotito. Destes, a tipologia piroxenítica predominou sobre as demais.

### 3.6 – Apatita.

#### 3.6.1 – Grupo da apatita.

O grupo da **apatita** identifica uma ampla família de minerais fosfatos, arsenatos e vanadatos, os quais possuem estruturas bastante similares, hexagonais ou pseudo-hexagonal. Este grupo possui a fórmula geral  $A_{10}(XO_4)_6Z_2$ , onde: A pode ser alguns dos vários íons: Ca, Pb, Sr, Zn, Na, Be, Cd, Elementos de Terras Raras (ETR), Sc, Mg, Mn; Já, o cátion X pode ser o P, V, S, C, Si, Cr ou As; e, Z pode ser F, OH, Cl, Br. A tabela III.11 apresenta o grupo das apatitas.

Tabela III.11 – Grupos das apatitas.

Minerais	Composição química
Fluorapatita	$Ca_5(PO_4)F$
Cloroapatita	$Ca_5(PO_4)_3Cl$
Hidroxiapatita	$Ca_5(PO_4)_3OH$
Carbonatohidroxiapatita	$Ca_5(PO_4CO_3)_3(OH)$
Carbonatofluorapatita	$Ca_5(PO_4CO_3)_3F$
Esvabita	$Ca_5(AsO_4)_3F$
Turneaureita	$Ca_5[(As,P)O_4]_3Cl$
Johnbaumita	$Ca_5(AsO_4)_3(OH)$
Fermorita	$(Ca,Sr)_5(AsO_4,PO_4)_3(OH)$
Fuorcafita	$(Ca(Sr,Na,Ca)(Ca,Sr,Ce)_3(PO_4)_3F$
Estrôncioapatita	$(Sr,Ca)_5(PO_4)_3(OH,F)$
Belovita-(Ce)	$Sr_3Na(Ce,La)(PO_4)_3(F,OH)$
Belovita-(La)	$Sr_3Na(La,Ce)(PO_4)_3(F,OH)$
Alforsita	$Ba_5(PO_4)_3Cl$
Morelandita	$(Ba,Ca,Pb)_5(AsO_4,PO_4)_3Cl$
Hedifana	$Pb_3Ca_2(AsO_4)_3Cl$
Piromorfita	$Pb_5(PO_4)_3Cl$
Mimetita	$Pb_5(AsO_4)_3Cl$
Clinonilmetita	$Pb_5(PO_4)_3Cl$
Vanadinita	$Pb_5(VO_4)_3Cl$

Fonte: Athena Mineralogy, <http://www.un2Sg4.unique.ch/athena/mineral/mimppc17.html>

Salienta-se que, na tabela acima, mostram-se minerais do grupo dos arsenatos, como morelandita e mimetita e vanadatos, como a vanadinita que, por possuírem propriedades químicas semelhantes aos dos minerais do grupo dos fosfatos, foram agrupados e apresentados juntos, para efeito de entendimento e agrupamento mineral.

Esses minerais estão presentes nas rochas eruptivas ou magmáticas e também em rochas sedimentares (Deer, 1981). Dentre esses minerais, fluorapatita, clorapatita, hidroxiapatita e carbonato apatita são os mais freqüentes, sendo que a fluorapatita é usada como sinônimo de apatita. De acordo com Toledo e Pereira (2001), o conteúdo aniônico do sítio monovalente, ocupado por F<sup>-</sup>, OH<sup>-</sup> ou Cl<sup>-</sup>, definirá esses principais tipos. Também, tem-se a presença dos minerais dahlita e francolita, os quais constituem-se de quantidades razoáveis de carbonato, sendo que o mineral francolita possui, além de carbonato, mais que 1,0% de flúor e a seguinte fórmula química (Ca,Na,Mg)<sub>10</sub>(PO<sub>4</sub>,CO<sub>3</sub>)<sub>6</sub>(F,OH)<sub>2</sub>). Já, o mineral dahlita, uma carbonatohidroxiapatita (Ca<sub>10</sub>(PO<sub>4</sub>,CO<sub>3</sub>)<sub>6</sub>(OH)<sub>2</sub>), possui teores de flúor inferiores a 1,0% (Slansky, 1980 e Deer, 1981).

A estrutura cristalina da apatita é hexagonal (P6<sub>3</sub>/m), com dois planos paralelos de simetria ao plano (001) e tetraedros PO<sub>4</sub> associados aos agrupamentos Ca-O, mostrando, assim uma estrutura em colméia, figura 3.6 (Slansky, 1980). Sua estrutura cristalina é caracterizada pelos parâmetros cristalinos “a” e “c”, figura 3.7. Para o mineral fluorapatita, o parâmetro “a” é igual 9,3684 Å e o parâmetro “c” é igual a 6,8841 Å (NáRay-Szabó, 1930 *apud* McClellan e Lehr, 1969). Murta, *apud* Barros (1997), quantificou os parâmetros cristalinos de diversas apatitas brasileiras, classificando-as de acordo com a relação c/a, como mostra a tabela III.12. A cloroapatita apresenta uma relação c/a igual a 0,7088; para a hidroxiapatita esta relação é igual a 0,7302 e, para a carbonatoapatita, esta relação é igual a 0,7403. Esses valores estão em relativa concordância com os valores determinados por Deer (1981).

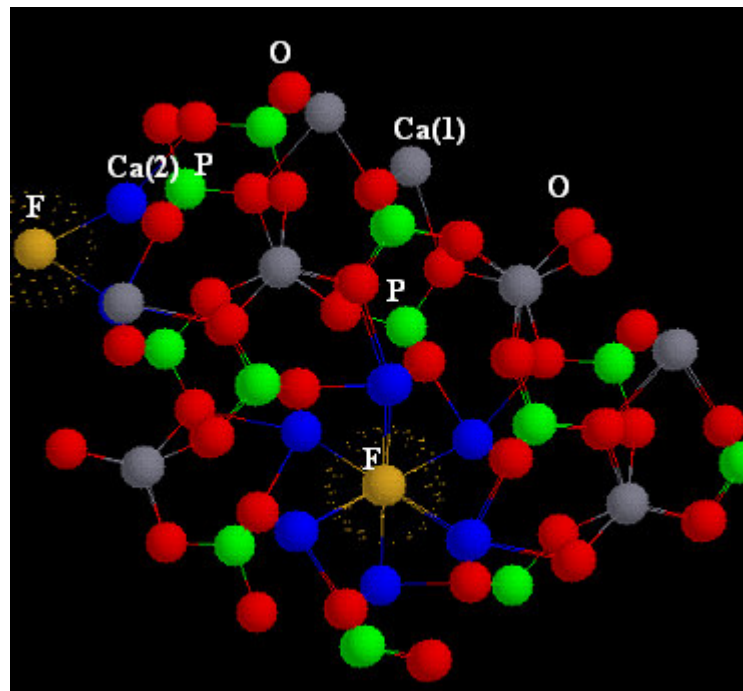


Figura 3.6 – Estrutura hexagonal da fluorapatita, grupamento  $P6_3/m$ , mostrando os tetraedros ( $PO_4$ ), com a coordenação do íon  $F^-$  com o íon  $Ca$  e os dois tipos de coordenação do cálcio (Lenharo, 2002).

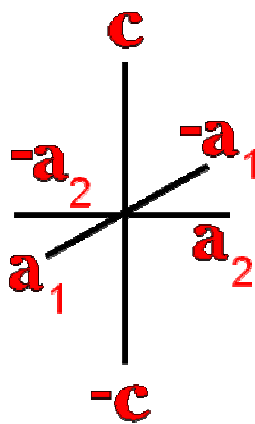


Figura 3.7 – Parâmetros da estrutura cristalina do grupo da apatita.

Tabela III.12 – Classificação das apatitas com ocorrência nos depósitos brasileiros (Murta, 1996 *apud* Barros, 1997).

<b>Tipo de apatita</b>	<b>Relação c/a</b>
Cloroapatita	0,7088
Hidroxiapatita	0,7302
Fluorapatita	0,7345
Carbonoapatita	0,7403
Estroncioapatita	0,7450

Segundo Lenharo (1994), a característica principal da estrutura da apatita é a formação de dois tipos de túneis perpendiculares ao plano (001), figura 3.8. O primeiro túnel refere-se aos eixos ternários da estrutura, que são bordejados pelos íons  $\text{Ca}^{2+}$ , denominado Ca (1), associados a nove átomos de oxigênio. O segundo túnel refere-se aos eixos helicoidais “c”, onde são abrigados os íons Z (F, OH, Cl), sendo os íons  $\text{Ca}^{2+}$ , denominado Ca (2). O diâmetro desses túneis será função do tipo de substituição ocorrida nas apatitas. Esses túneis, observados por McClellan e Lehr (1969), foram confirmados por Lenharo (1994), para um grupo de apatitas provenientes de diferentes depósitos brasileiros.

A composição química das apatitas depende do meio de sua formação, rochas ígneas (ambiente magmático, pós-magmático, tardio ou hidrotermal e supérgeno), bem como pelas substituições de cátions e ânions em sua rede cristalina (Toledo e Pereira, 2001).

As substituições de cátions e íons na rede cristalina das apatitas acontecem com grande facilidade e com as mais diversas espécies. De acordo com McClellan (1980), essas substituições são normais, a ponto de serem consideradas como uma regra e não uma exceção, as quais ocorrem substituindo os íons constituintes da posição A, X ou Z (fórmula geral).



As substituições na posição A consistem em substituir o íon constituinte  $\text{Ca}^{2+}$  por um dos seguintes íons:  $\text{Na}^+$ ,  $\text{Sr}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Bi}^{4+}$ ,  $\text{U}^{4+}$ ,  $\text{Ba}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{ETR}^{2+,3+}$ ,  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Al}^{3+}$ ,  $\text{Ag}^+$ ,  $\text{Zn}^{2+}$ ,  $\text{Cd}^{2+}$ ,  $\text{Y}^{3+}$  e  $\text{Sc}^{3+}$ . Apesar da preferência pelos íons de diâmetros menores, tais como  $\text{Mg}^{2+}$  (0,66 Å),  $\text{Mn}^{2+}$  (0,80 Å), no entanto, as permutações mais importantes são as do íon  $\text{Ca}^{2+}$  por ETR e  $\text{Sr}^{2+}$ . No caso da troca do íon  $\text{Ca}^{2+}$  por cátions maiores há um aumento nos parâmetros cristalinos “a” e “c” (Lenharo, 1994; Toledo e Pereira, 2001; Slansky, 1980).

A substituição do íon  $\text{Ca}^{2+}$  por ETR nas apatitas de carbonatitos reflete a composição do magma e sua evolução, além disso, essa troca é acompanhada pela entrada de sódio e silício no lugar de fósforo, mantendo, assim, a neutralidade (Toledo e Pereira, 2001). Segundo Hoggarth (1989 *apud* Santos 1998), o teor de ETR nas apatitas de carbonatitos varia de próximo de 1,0% até mais de 8,0% em peso. Já, no caso das apatitas supérgenas, os teores de ETR são menores, devido ao efeito da lixiviação preferencial destes.

Na posição X, as substituições consistem na permuta do íon  $\text{P}^{5+}$  por  $\text{CO}_3^{2-}$ ,  $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{SiO}_4^{4-}$ ,  $\text{AsO}_4^{3-}$ ,  $\text{VO}_4^{3-}$  e  $\text{CrO}_4^{2-}$ . Dentre essas, a mais importante refere-se à troca do íon  $\text{P}^{5+}$  por íon  $\text{CO}_3^{2-}$ .

Segundo Gulbrandsen (1966 *apud* Santos 1998), a substituição do  $\text{PO}_4^{3-}$  por  $\text{CO}_3^{2-}$ , também conhecida como carbonato-apatita do tipo B, pode levar à incorporação dos íons  $\text{F}^-$  e  $\text{OH}^-$  e/ou a um déficit em  $\text{Ca}^{2+}$ , o qual poderá ser compensado pela entrada de  $\text{SiO}_4^{4-}$ . Esta substituição ocasionará uma diminuição do parâmetro “a” da rede cristalina de 9,37 Å para 9,32 Å. Segundo Lenharo (1994), essa diminuição também dependerá do valor da razão  $\text{F}/\text{P}_2\text{O}_5$ . Para uma fluorapatita  $\text{F}/\text{P}_2\text{O}_5 = 0,089$ , valores  $< 0,089$  indicam uma substituição do  $\text{F}^-$  por  $\text{OH}^-$ .

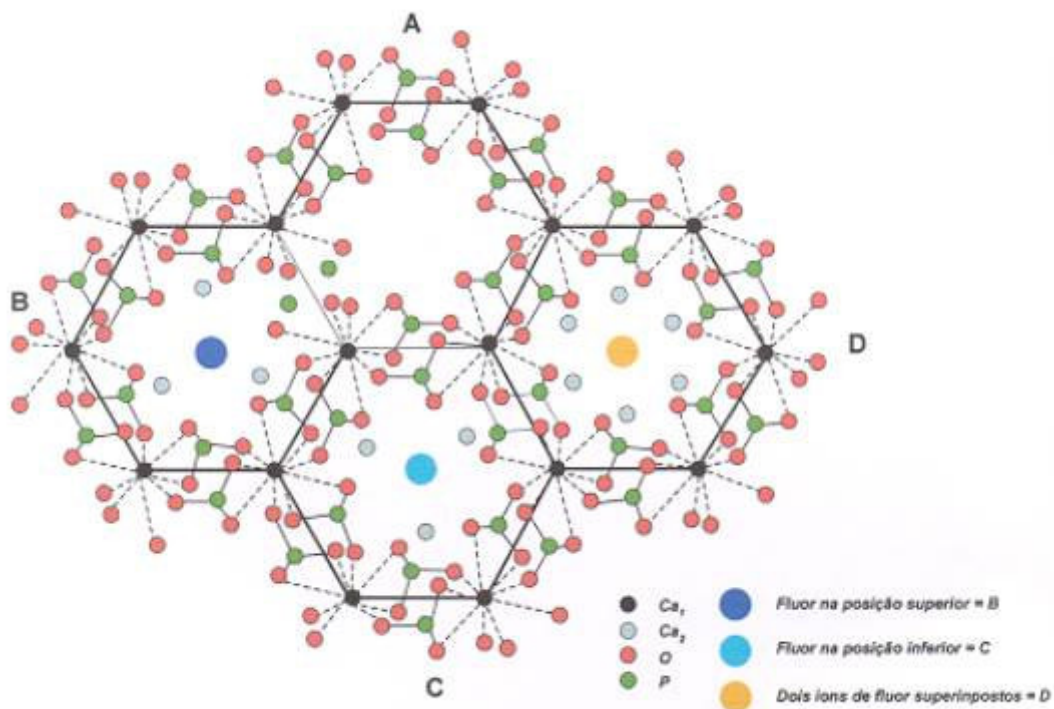


Figura 3.8 – Projeção da estrutura hexagonal das apatitas sobre o plano cristalográfico (001), evidenciando os túneis formados por esta estrutura hexagonal (Lenharo, 2002).

Montel *et alii*. 1977, *apud* Lenharo, 1994 classificaram as carbonato-apatitas em dois tipos: tipo A, quando o  $\text{CO}_3^{2-}$  substitui o íon  $\text{F}^-$  e, tipo B, quando o íon  $\text{CO}_3^{2-}$  substitui o íon  $\text{PO}_4^{3-}$ . Uma forma de distinguir essas tipologias é através da espectrometria de infravermelho, pois as bandas de absorção do infravermelho são diferentes para cada tipo. O tipo A possui bandas características de absorção para os comprimentos de ondas iguais a  $883, 1465/1542\text{cm}^{-1}$ ; já o tipo B, suas bandas características de absorção são  $864, 1430/1455\text{cm}^{-1}$  (Lenharo, 1994).

Já, na posição Z, poderá haver a substituição dos íons  $\text{O}^{2-}$  por  $\text{F}^-$  ou  $\text{OH}^-$ . Entretanto, esse tipo de permuta poderá ocorrer simultânea às outras substituições, com um menor efeito sobre os valores da cela unitária, causando variações anisotrópicas (Lenharo, 1994).

### 3.6.2 – Substituições nas apatitas.

As características morfológicas, químicas e físicas das apatitas determinam seu comportamento durante a concentração e o beneficiamento dos minerais apatíticos. A concentração das apatitas, nas usinas de beneficiamento é, usualmente, realizado pelo processo de flotação, com a utilização de reagentes com propriedades de possibilitarem a obtenção de superfícies hidrofóbicas e/ou hidrofílicas (coletoras e depressoras), sendo as suas proporções ajustadas em função das propriedades e quantidades dos minerais de ganga e das características da apatita presente. Assim, quando mais homogêneo um minério, mais eficientes e produtivos poderão ser estes processos. Alguns maciços, como o de Catalão, chegaram a apresentar várias gerações distintas de apatita, associados num mesmo volume micrométrico, resultado numa heterogeneidade de difícil controle no momento do beneficiamento (Toledo *et alii*. 1998).

Além das ocorrências de diferentes gerações de apatita, a modificação de tipos já formados pela superposição de novos ambientes pode aumentar a heterogeneidade, como o caso de alteração por dissolução incongruente, troca de íons ou por dissolução parcial durante o intemperismo de apatita não supérgena (Toledo *et alii*. 1998). Estas transformações modificaram a densidade, o comportamento mecânico dos grãos apatíticos e sua solubilidade, com conseqüências nos processos industriais de concentração e processamento da apatita.

A demonstração da variabilidade de composição da apatita encontrada nos maciços carbonatíticos aponta para a necessidade de um controle tipológico estreito nas minerações de fosfato, em que esta heterogeneidade já foi detectada, como é o caso da maioria dos depósitos brasileiros desta origem (Catalão I, Tapira, Juquiá, Jacupiranga, Araxá e Angico dos Dias, estudados por Alcover Neto 1991, Walter 1991, Alcover Neto e Toledo 1993, Lenharo 1994, Torres 1996, Barros 1997, Toledo *et alii*. 1997, Santos 1998, Toledo *et alii*. 1998, Toledo 1999, Ferrari 2000, Santos 2001).

A composição da apatita depende do meio de formação, mas é também influenciada pela necessidade de compensação de cargas quando ocorrem substituições entre íons de

carga diferente em relação à apatita ideal. A variabilidade de composição, admitindo várias substituições (tabela 1), resulta em diferenças de densidade, índices de refração, birrefringência, susceptibilidade magnética, solubilidade, etc. O conteúdo aniônico pode incluir, no sítio  $\text{XO}_4^{3-}$ ,  $\text{CO}_3^{2-}$ ,  $\text{XO}_4^{3-}$ ,  $\text{SiO}_4^{4-}$ ,  $\text{SO}_4^{4-}$ ,  $\text{VO}_4^{3-}$ ,  $\text{AsO}_4^{3-}$ ,  $\text{CrO}_4^{2-}$ , e ainda outros; o sítio do ânion monovalente  $\text{F}^-$  pode também ser ocupado principalmente por  $\text{OH}^-$ ,  $\text{Cl}^-$  ou  $\text{CO}_3^{2-}$ . O conteúdo catiônico pode conter, substituindo o  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Na}^+$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Sr}^{2+}$ ,  $\text{Ba}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{3+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{U}^{4+}$ ,  $\text{U}^{6+}$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Cd}^{2+}$ ,  $\text{ETR}^{2+}$ ,  $\text{ETR}^{3+}$ ,  $\text{Zn}^{2+}$ ,  $\text{Pb}^{2+}$ ,  $\text{Be}^{2+}$  e ainda outros.  $\text{Al}^{3+}$  poderia substituir tanto  $\text{Ca}^{2+}$  como  $\text{P}^{5+}$ , segundo Fischer e McConnell (1969).

### 3.6.2.1 – Evolução da composição da apatita.

A apatita, embora sendo, freqüentemente, um mineral apenas acessório, representa, a partir de sua alteração em superfície, a grande fonte de fósforo para os processos biológicos, pedogenéticos e sedimentares. O estudo dos seus mecanismos de alteração é fundamental para a compreensão do ciclo geoquímico. Muitos estudos já foram efetuados, principalmente sobre a alteração de materiais apatíticos de fosforitos de origem marinha, e, em menor quantidade, sobre a alteração de apatita em carbonatitos, guano e, ainda menos, em outros tipos de rochas (metamórficas e ígneas pobres em apatita).

A alteração da apatita pode ser considerada sob dois aspectos principais: a modificação de sua composição antes da dissolução, e o destino do P e demais elementos constituintes da estrutura original após a dissolução total, com eventual formação de outros fosfatos. A evolução supérgena dos fosfatos primários, com lixiviação ou fixação do fósforo e a subsequente neoformação de estruturas supérgenas depende das condições locais, que incluem os aspectos climáticos e topográficos, além das características texturais, estruturais, mineralógicas e geoquímicas da rocha original, que determinam as condições físico-químicas dos meios e, conseqüentemente, o comportamento dinâmico do fósforo.

- **Alteração da apatita primária.**

Normalmente, a apatita dos mantos de alteração sobre os complexos carbonatíticos é apontada como idêntica à apatita inicial, ou seja, não são apresentadas modificações químicas tipo dissolução incongruente ou troca de íons (Altschuler 1973); esta constatação está obviamente limitada pela escala de observação e técnicas analíticas utilizadas, sendo compreensível que outros estudos posteriores a contrariem. Neste sentido, convém lembrar que a apatita pode sofrer difusão iônica mesmo no estado sólido (Montel 1968).

Gusev *et alii.* (1976) observaram que apatita primária tratada com ácido cítrico apresenta remoção ordenada de F, Ca e P. Altschuller (1973) também observou a ocorrência de dissolução incongruente com maior liberação de Ca que de P em experimentos de ataque em apatita a 25 e 70°C, diminuindo a relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Este mesmo autor mostrou a reação de carbonato-fluorapatita com argilominerais, produzindo fosfatos aluminosos com Ca, Na e K e fosfatos de Al ou de Fe, dependendo da composição da rocha original e do grau de intemperismo. Análises químicas semiquantitativas pontuais, apresentadas por Florêncio e Toledo (1997), mostram a ocorrência de Al nas bordas de apatita em alteração em perfil laterítico sobre as rochas glimmeríticas e carbonatíticas de Ipanema (Brasil). Toledo *et alii.* (1998) verificaram a remoção de substituintes catiônicos e aniônicos na apatita ígnea de Catalão I, decorrentes do intemperismo.

McArthur (1978 e 1985), estudando carbonato-fluorapatita sedimentar em diversas situações de exposição após a deposição, concluiu que o intemperismo reduz as concentrações em Na<sup>+</sup>, Sr<sup>2+</sup>, SO<sub>4</sub><sup>2-</sup> e CO<sub>3</sub><sup>2-</sup>. O mesmo autor sugere que é provável que pequenas quantidades de substituintes confirmam maior estabilidade à carbonato-fluorapatita. Além de certo ponto, não indicado pelo autor, parece que o intemperismo não remove mais os substituintes, até que a estrutura seja destruída. Ressaltou ainda que o Sr, tendo a mesma carga do Ca, parece ter maior liberdade de entrada e saída da estrutura, não dependendo de substituições acopladas, sendo, por isso, mais afetado pelo intemperismo. Durante o metamorfismo também pode haver mudanças composicionais,

sendo que McArthur (1985) foi um dos poucos autores a estudar estas modificações, citando diminuição das razões  $\text{Na}_2\text{O}/\text{P}_2\text{O}_5$  e  $\text{CO}_2/\text{P}_2\text{O}_5$ . Estas mudanças de composição da carbonato-fluorapatita em direção à fluorapatita também ocorrem, segundo este autor, no intemperismo e na diagênese. Observou ainda que há, normalmente, diminuição de  $\text{Sr}^{2+}$ ,  $\text{Na}^+$  e  $\text{SO}_4^{2-}$ , mas que a razão  $\text{F}/\text{P}_2\text{O}_5$  permanece indistinguível em relação à apatita inicial e verificou, ainda, que, durante o intemperismo,  $\text{Na}^+$  e  $\text{SO}_4^{2-}$  são igualmente móveis e que  $\text{Sr}^{2+}$  é mais móvel que  $\text{Na}^+$  e  $\text{SO}_4^{2-}$  são igualmente móveis e que  $\text{Sr}^{2+}$  é mais móvel que  $\text{Na}^+$  e  $\text{SO}_4^{2-}$ . Lucas e Flicoteaux (1984) também mostraram que, durante o intemperismo, a carbonato-fluorapatita sofre descarbonatação e modifica sua composição para fluorapatita.

A modificação da composição da carbonato-fluorapatita por alteração intempérica foi ainda observada por vários autores, embora sem o esclarecimento se trata de remoção de constituintes da estrutura ou de recristalização local ou dissolução seguida de transporte e recristalização (Bliskovsky *et alii.* 1967, Cook 1972, McArthur 1978, 1980, Lucas *et alii.* 1979, McClellan 1980, Lucas e Flicoteaux 1984).

De maneira geral, a literatura mostra que o teor em  $\text{CO}_3^{2-}$  pode diminuir (o que é observado geralmente na alteração de fosforitos marinhos, ou seja, depósitos de apatita rica em  $\text{CO}_3^{2-}$ ) ou, conforme Zanin (1989), umentar em apatita geralmente proveniente de rochas ígneas (o que tem sido observado nas alterações de apatita inicialmente pobre neste ânion).

Lucas e Flicoteaux (1984) notaram que condições ácidas e ausência de carbonatos promovem a desestabilização da apatita, freqüentemente levando à formação de fosfatos de Al e de fosfatos de Fe (por adsorção de P em argilominerais ou por lenta dissolução da estrutura do argilomineral acompanhada pela precipitação dos fosfatos secundários).

### 3.6.3 – Tipos de apatitas.

De acordo com o grau de cristalinidade e substituições na microestrutura da apatita, esta pode ser classificada em apatita primária e apatita secundária ou supérgena, conforme descrito nos trabalhos de caracterização tecnológica.

Segundo Lenharo (1994), em seu estudo de caracterização de diversas apatitas provenientes de diferentes depósitos brasileiros, as apatitas primárias ou magmáticas caracterizam-se por apresentarem formas granulares, ovóides e arredondadas, variando de vítreas a translúcidas, com hábito prismático, com inclusões e estrias de dissolução. Essas apatitas estão presentes nas rochas inalteradas, ocorrendo, também, no manto de intemperismo.

Além dessas características, as análises de espectrofotometria de infravermelho para estas apatitas primárias apresentaram uma ausência de  $\text{CO}_3$  e a presença de  $\text{OH}^-$ . No entanto, todas as apatitas primárias estudadas por Chula (2004), provenientes da Chaminé Alcalina de Tapira, mostraram a existência de  $\text{CO}_3$  em sua estrutura, porém esse estudo não envolveu a aplicação da técnica de catodo-luminescência. Essa técnica permite a distinção entre apatita primária e secundária, sendo as apatitas primárias mostradas na cor azul violeta.

No caso das apatitas secundárias, essas podem ser classificadas em apatitas prismáticas hexagonais radiais, microcristalinas e criptocristalinas. As apatitas prismáticas hexagonais formam agregados com uma estrutura em “leque”. As apatitas microcristalinas ocorrem em agregados semi-esféricos com aspecto “rugoso”, formados a partir do crescimento concêntrico de microprismas. Já, as apatitas criptocristalinas apresentam um aspecto “nebuloso”, em alguns casos formando estrias, podendo ocorrer associadas a óxido e hidróxido de ferro (Lenharo, 1994). Segundo a autora, essas apatitas tiveram sua origem em processos posteriores de recristalização e reprecipitação, considerados supérgenos. Em termos morfológicos, esse tipo possui uma baixa cristalinidade, associada com intercrescimento e recobrimento por óxi-hidróxidos de ferro.

### 3.6.4 – Características Gerais.

- **Microscopia Ótica.**

As observações em microscópio ótico para as apatitas revelam características óticas e morfológicas variadas nas apatitas dos diversos depósitos nacionais conhecidos, que fornecem uma base para a identificação das várias espécies deste mineral. Nas rochas sãs e nos materiais provenientes de intervalos muito poucos intemperizados estão presentes apatitas de granulometria média a grossa, vítreas, com superfícies lisas, em geral, com inclusões variadas, refletindo tratar-se de apatitas contidas nas rochas originais. Este grupo de apatitas é denominado como apatitas primárias.

Já as outras de granulometria mais fina constituídas por agregados, comumente sobre as apatitas primárias, associadas a produtos ferruginosos gerados por processos de alteração supérgena, e de ocorrências restrita em porções mais intemperizadas, são englobadas entre o grupo das apatitas reprecipitadas ou secundárias.

As várias feições observadas sugerem estágios na evolução do processo de alteração, mostrado pela seqüência:

- Apatitas primárias com faces lisas, sem alteração;
- Apatitas em processo inicial de alteração com superfície irregular, formada por fraturas conchoidas a sub-conchoidas com sulcos e estrias, características de dissolução;
- Apatitas em processo de alteração, caracterizadas por superfície “rugosa” com sulcos de dissolução e aspecto “turvo”, associado superficial e em fraturas de óxidos de ferro;
- Apatitas neoformadas, caracterizadas por cristais mais finos constituindo massas multicristalinas e agregados. Dentre essas apatitas, de reprecipitação, destacam-se 3 tipos básicos: prismática radical, microcristalina e criptocristalina.
- Apatitas primárias e secundárias: Apresenta a proporção relativa dos diversos tipos de apatitas e suas feições superficiais (sulcos de dissolução, inclusões, etc.)



Neste contexto, o hábito dos grãos de apatitas individualizados nos concentrados fosfáticos são definidos como granular, que diz respeito a grãos de apatita de forma arredondada com superfícies compostas por fraturas conchoidais e grãos representados por fragmentos de prismas; a forma e as superfícies são o resultado da quebra dos grãos durante as etapas de moagem e britagem. Grãos classificados como prismáticos referem-se àqueles que preservam várias faces e a forma do prisma.

- **Apatitas de Tapira e Catalão.**

As apatitas primárias de Tapira e Catalão apresentam hábito granular, subordinamente prismático, superfície lisa ou irregular com sulcos e estrias de dissolução, originando um aspecto “mamelonar”; a presença de inclusões é comum, havendo também intercrescimento com carbonatos e micas.

As apatitas secundárias se apresentam em prismas radiais concêntricos e constituem “leques” em camadas sobrepostas, sugerindo recorrência de reprecipitação.

As apatitas secundárias microcristalinas, geralmente mais finas, formam agregados com aspecto “rugoso” associados a óxido-hidróxidos de ferro. As apatitas secundárias criptocristalinas recobrem os grãos de apatita primária e apesar de seu caráter criptocristalino permitem reconhecer uma tendência de precipitação orientada em feixes paralelos alongados e perpendiculares produzindo um aspecto geral em “rede”.

As apatitas primárias de Catalão apresentam hábito geralmente granular, sendo suas superfícies, lisas ou irregulares, compostas por conjuntos de fraturas conchoidais com sulcos e estrias de dissolução, porém comumente sem impregnação superficial. Alguns prismas finos e longos ocorrem de maneira ocasional e dispersa. Inclusões fluidas ovóides e em “bastonetes” orientadas segundo o eixo maior do prisma são comuns. Grãos de apatita podem apresentar intercrescimento com carbonato e micas. As apatitas secundárias prismáticas hexagonais formam crostas com disposição radial e são de granulação nitidamente mais grossa; apresentam-se na forma de “leques” com extinção

ondulante concêntrica ou em aglomerados semi-esféricos, com o conjunto de planos basais conferindo uma extinção truncada e local.

As apatitas secundárias microcristalinas formam agregados irregulares, com aspecto “rugoso” e extinção irregular ou ausente, geralmente associados a crostas de óxidos de ferro. Por vezes apresentam distribuição concêntrica formando “micro-rosetas”.

As apatitas secundárias criptocristalinas ocorrem associadas as microcristalinas e a crostas de óxido de ferro, geralmente recobrimdo grãos de apatita primária. Apesar de seu caráter criptocristalino permitem reconhecer uma tendência de precipitação orientada em feixes ou massas paralelas. Apresentam-se como massas irregulares sobre os outros grãos exibindo aspecto de “névoa desfocada”.

Eventualmente, tem-se grãos de apatita primária com uma aureola de apatita secundária, que mantém a continuidade ótica, cortada por veios de outra apatita secundária hexagonal.

- **Dimensões da Cella Unitária das Apatitas.**

Em Tapira, são identificados dois tipos principais de apatitas, primárias e reprecipitadas. A variedade reprecipitada ocorre associada e subordinada à espécie primária, resultando em determinações de cela unitária pouco precisa.

As apatita primárias de Tapira apresentam dimensões de cela unitária com valores médios de “a”=9,406 Å e “c”=6,892 Å. As apatitas primárias de Araxá apresentam valores semelhantes a de Catalão, havendo apenas ligeiros aumentos dos eixos “a”, de 0,006 Å, e “c”, de 0,002 Å. A causa da expansão dos eixos deve ser associada à substituição do Ca por Sr, devido aos teores de SrO relativamente elevados, entre 0,7 e 1,1 %, encontrados nas análises químicas.

Estas análises da substituição do  $F^-$  por  $OH^-$ , devido à relação  $F/P_2O_5$  bastante inferior ao da flúor-apatita ideal. Esta indicação corrobora e justifica os valores de cela unitária, observando-se maior expansão do eixo “a” em relação a “c”. Além disso, destaca-se, nestes concentrados, a presença de elementos traços em quantidades relativas ligeiramente anômolas, como o vanádio com teores de 70 a 170 ppm. A variedade de apatita primária no depósito de Tapira é definida como estrôncio-hidróxi-flúor-apatita. Embora as apatitas secundárias de Tapira estejam intimamente associadas e muito subordinadas às apatitas primárias, gerando valores imprecisos de cela unitária com média de 9,371 e 6,873 Å.

A difração de raios-X permitiu definir em Catalão, tal como em Tapira, duas variedades de apatita, primária e secundária. As dimensões de cela unitária das apatitas primárias dos diversos concentrados de Catalão são bastantes semelhantes, com valores dos eixos “a” e “c” pouco variáveis, em torno de  $9,391 \approx 9,397$  e  $6,889 \approx 6,896$  Å, respectivamente.

Os valores médios dos eixos (9,394 e 6,892 Å) são próximos daqueles obtidos para as apatitas primárias de Tapira, apresentando apenas um ligeiro decréscimo do eixo “a”. Também, em Catalão, a expansão de ambos os eixos, em relação aos valores para a flúor-apatita ideal, pode estar associada à substituição do Ca por Sr, pois os teores de SrO são relativamente elevados em torno de 0,7 a 1,3 %. A expansão diferenciada do eixo “a” deve ser relacionada à substituição do  $F^-$  por  $OH^-$ , como indicado pela razão  $F/P_2O_5$  em torno de 0,4 a 0,7%. O valor mais baixo do eixo “a”, em relação às apatitas primárias dos depósitos de Araxá e Tapira, pode ser indicativo de diferentes proporções de substituição do  $F^-$  por  $OH^-$ .

As apatitas primárias presentes nos concentrados de Catalão podem ser definidas como estrôncio-hidróxi-flúor-apatita, como aquelas de Tapira.

A variedade de apatita secundária apresenta parâmetros de rede definidos, próximo aos da francolita ou lewistonita. Os resultados de análise química exibem em elevados teores relativos de  $CO_2$  e F e teores baixos de  $Na_2O$ , permitindo definir as apatitas

secundárias de Catalão, como sendo carbonato-flúor-apatita com contribuição de estrôncio.

- **Catodoluminescência.**

Nos concentrados de Tapira podem ser observados grãos de apatita com cor de luminescência azul-violeta, bordejados e/ou recobertos por apatitas secundárias com cor de luminescência rosa a amarelo pálido. Estas apatitas secundárias, que geralmente formam crostas ou auréolas de espessura variável, estão localmente dispostas de forma orientada, exibindo um aparente parelismo. A cor de luminescência rosa a amarelo pálido reforça a definição do ambiente de formação supérgeno, das apatitas secundárias. Nos concentrados de Catalão, são observados cores de luminescência azul-violeta, relativas a apatitas primárias, freqüentemente bordejadas ou recobertas por apatita secundária, de cor branca-amarelada a salmão, além de grãos com luminescência amarela distinta a laranja.

- **Microscopia Eletrônica de Varredura.**

Nas apatitas Tapira, a análise por microscopia eletrônica de varredura apresentam feições comuns as apatitas nacionais. Em Tapira destaca-se a presença de grãos de apatita primária associados a prismas de apatita reprecipitada, recobertos por material com hábito botrioidal. As duas variedades de apatita apresentam pequenas variações no conteúdo de C e Si.

- **Microflotação em tubo de Hallimond.**

Ensaio realizado por Lenharo (1994), em concentrados minerais onde as determinações dos níveis de flotabilidade foram realizadas utilizando a concentração de “tall-oil” de 5,0 ml de “solução-mãe” a 0,1% diluída para 1,0 litro em água. Os testes

realizados indicaram flotabilidade com resultados, apresentados na tabela III.13, mostrando níveis de flotabilidade diretamente relacionados com o grau de alteração intempérica das amostras coletadas, tipos de apatita presentes, superfícies lisa ou rugosa dos grãos e sua intensidade de impregnação por óxido-hidróxidos de ferro.

Tabela III.13: Resultados de microflotação em tubo de Hallimond.

Amostra	Tipo de Minério Rocha Orig./Grau de Alt.	Número de Ensaios	Flotabilidade (%)	Desvio Padrão
<b>Tapira</b>	Alc.Brech.-Intemperizado	5	8,9	0,97
	Alc.Brech.-Intemperizado	5	9,2	1,17
	Alc.Brech.-Intemperizado	2	6,8	0,85
	Alc.Brechóide – Rocha Sã	3	48,1	4,38
	Piroxenito – Semi-alterado	3	35,7	7,65
	Piroxenito – Intemperizado	3	11,6	0,48
	Piroxenito – Intemperizado	3	10,1	2,77
<b>Catalão</b>	Glim./Carb.-Intemperizado	3	60,3	5,86
	Glim./Carb.-Intemperizado	3	55,4	9,79
	Glim./Carb.-Intemperizado	3	6,9	2,00
	Glim./Carb.-Intemperizado	3	11,5	2,40
	Glim./Carb.- Semi-alterado	3	56,1	5,33
	Glim./Carb.- Intemperizado	4	9,4	1,74
	Glim./Carb.- Intemperizado	3	12,8	2,06
	Glim./Carb.- Intemperizado	3	18,0	4,08
	Glim./Carb.- Intemperizado	3	12,3	2,45
	Glim./Carb.- Intemperizado	3	13,0	3,49
	Glim./Carb.- Intemperizado	3	14,2	0,58
	Glim./Carb.- Intemperizado	3	20,9	3,79
	Glim./Carb.-Semi-alterado	3	18,7	2,80
	Glim./Carb.-Semi-alterado	3	12,2	1,68

Fonte: Lenharo (1994).

As apatitas provenientes de rocha sã apresentam os mais altos níveis de flotabilidade, comparadas às apatitas de rocha intemperizada. Em Catalão, os índices de flotabilidade mais elevados são observados em concentrados de materiais semi-alterados ou pouco-alterados, pois, estas apatitas, de rocha sã a semi-alterada, são constituídas, predominantemente, por apatitas primárias. Os concentrados constituídos por apatitas secundárias ou por misturas de apatitas primárias e secundárias, em geral, apresentam baixos índices de flotabilidade, como consequência do intenso recobrimento dos grãos primários por apatita secundária e da constante associação desta última variedade com óxido-hidróxidos de ferro. Além disso, existe o efeito da baixa cristalinidade aumentando a superfície aparente, requerendo, portanto, maiores concentrações de reagente para elevar os índices de flotabilidade.

Em Tapira, os níveis de flotabilidade estão diretamente relacionados ao grau de intemperismo das amostras iniciais, que também está relacionado à presença de apatitas secundárias. Os concentrados, ordenados segundo o grau de alteração, são apresentados na tabela III.14.

Tabela III.14: Grau de alteração e flotabilidade.

Amostra	Minério Tipo	Impregnação	Flotabilidade (%)
TA-FT-1	Alcalina Brechóide-Friável-Intemperizado	Média	8,9
TA-FT-1A	Alcalina Brechóide-Friável-Intemperizado	Média/Forte	9,2
TA-SC-2	Alc.Brech.-Semi-Compacto-Intemperizado	Média/Forte	6,9
TA-SC-6	Pirox.-Semi-Compacto – Intemperizado	Média/Forte	11,6
TA-SC-7	Pirox.-Semi-Compacto – Intemperizado	Média/Forte	10,1
TA-MP-5	Piroxenito - Semi-alterado	Média	35,7
TA-CC-3	Alcalina Brechóide – Rocha Sã	Fraca	48,1

Fonte: Lenharo (1994).

Os resultados de microflotação dos concentrados de Catalão são pouco coerentes, pois concentrados obtidos de material muito intemperizado, apresentam índices de flotabilidade superiores àqueles provenientes de materiais semi-alterados.

Os resultados dos ensaios tecnológicos de microflotação mostraram, de forma geral, que o nível de flotabilidade das apatitas depende principalmente do nível de intemperismo das amostras coletadas, que por sua vez está intimamente relacionado com variações composicionais e morfológicas das apatitas, além dos índices de impregnação superficial dos grãos de apatitas primárias por óxi-hidróxidos de ferro e intercrescimento destes com as apatitas secundárias.

A incorporação do  $\text{CO}_3$  na estrutura das apatitas, causando redução da cristalinidade e mudanças na morfologia para cristais prismáticos na forma de “agulhas” e “fibras”, ocorre em apatitas de origem primária e secundária. Apatitas carbonatadas de origem primária não são necessariamente associadas a impregnações e intercrescimentos com óxi-hidróxido de ferro e são relacionadas aos estágios finais de formação do corpo carbonatítico (ankerítico). Por outro lado apatitas carbonatadas de origem supérgena estão diretamente relacionadas aos produtos ferruginosos de alteração intempérica.

### **3.6.5 – Flotabilidade da apatita.**

O processo de concentração por flotação das apatitas tem como propriedade diferenciadora as características superficiais das partículas minerais constituintes. Esse processo consiste em tornar a superfície mineral com maior afinidade pelo ar, assumindo um caráter hidrofóbico. O mineral apatita, bem como a grande maioria dos minerais, apresenta-se naturalmente hidrofílico. Ou seja, esse mineral possui uma maior afinidade pela água, sua superfície é “molhada” pela água. Logo, o processo de concentração por flotação, desse mineral, implicará numa mudança das propriedades superficiais da apatita, de hidrofílica para hidrofóbica. Nesse último caso, a partícula mineral passará a ter afinidade pelo ar, portanto, aderindo-se à interface líquido/ar.



De forma a mudar o caráter da superfície da apatita utilizam-se reagentes químicos, denominados coletores, os quais são surfatantes que possuem uma cadeia hidrocarbônica, formada por grupos polares e apolares capazes de adsorverem na superfície da apatita, mudando seu caráter de hidrofílico para hidrofóbico. Especificamente, para o mineral apatita, um reagente bastante utilizado é o ácido carboxílico. Esses ácidos carboxílicos, com diferentes tamanhos de cadeia carbônica, adsorvem na superfície da apatita através do processo de quimissorção, ou seja, há precipitação na superfície, de um sal de ácido carboxílico. Rao e Forssberg (1991) avaliaram a adsorção de camada de oleato sobre o sítio de cálcio da superfície dos minerais semi-solúveis, calcita, apatita e fluorita, com a precipitação de oleato de cálcio para concentrações excessivas de oleato de sódio. Mishra *et alii.* (1980) observaram que a mobilidade eletroforética da apatita tornou-se negativa, com mudanças em seu ponto isoelétrico à medida que se aumenta a concentração de oleato de sódio em solução.

No caso da apatita proveniente de rochas ígneas, típica da grande maioria dos minérios fosfáticos brasileiros, o desenvolvimento de reagentes químicos capazes de separar o mineral apatita, a partir de um minério com diferentes minerais de ganga, principalmente de minerais carbonáticos, foi o grande marco do desenvolvimento da tecnologia mineral no Brasil, na década de 60. Nesse período o Prof. Paulo Abib Andery desenvolveu o processo de concentração de apatita a partir do uso de ácido graxo como coletor de apatita e a utilização de amido de milho como depressor dos minerais de ganga, para a chaminé de Cajati (Leal Filho, 2000).

A partir dessa época, diversos pesquisadores têm-se dedicado à pesquisa do desenvolvimento de reagentes, pois os minérios passaram a apresentar problemas bastante particulares. Enquanto o minério de Cajati, que apresenta uma composição relativamente simples e respondia razoavelmente ao processo desenvolvido pelo Prof. Paulo Abib Andery, os minérios das Chaminés Alcalinas de Tapira e de Catalão apresentaram problemas bastante complexos, devido principalmente às suas diversificadas composições mineralógicas (Leal Filho, 2002). Além disso, apresentando uma grande variedade de espécies minerais, na sua composição, sendo que os minerais de ganga apresentam suas propriedades superficiais bastante similares às da apatita.

Esses minerais possuem substituições e modificações em suas características físicas e químicas e, como consequência, em suas propriedades superficiais (Barros, 1997).

O desempenho da flotabilidade das apatitas também é uma característica intrínseca de cada apatita, de cada depósito mineral, o que está relacionado à sua origem, ao seu tipo (primária ou secundária), a suas substituições químicas e suas associações minerais. Mishra (1982) mostrou, através de ensaios de flotabilidade em tubo de Hallimond, que a apatita cristalina proveniente de Durango (México) teve uma maior facilidade em flotar, comparada à apatita amorfa proveniente de “Christmas Island”, a qual somente apresentou uma flotabilidade razoável a partir de uma dosagem relativamente elevada de oleato de sódio ( $10^{-4}$  moles/l).

Lenharo (1994), em seu estudo de caracterização de diferentes apatitas, avaliou a flotabilidade de diversas apatitas de depósitos nacionais, em tubo de Hallimond, usando como coletor, o reagente “tall-oil”, onde verificou-se que as apatitas primárias apresentam um melhor desempenho na flotação. Já, as apatitas secundárias tiveram um desempenho inferior devido à associação com óxido-hidróxido de ferro. Portanto, a autora concluiu que, de um modo geral, o nível de flotabilidade está relacionado às variações composicionais e morfológicas, bem como ao grau de impregnação e intercrescimentos com óxido-hidróxidos de ferro.

Os valores de potencial zeta para as apatitas primárias e secundárias dos Complexos de Mineração de Tapira e Catalão se apresentam bastante distintos, como mostram as figuras 3.9 e 3.10. Na figura 3.9 nota-se que os valores de potencial zeta da apatita primária apresentaram valores mais negativos quando comparados aos da apatita secundária dessa mesma jazida.

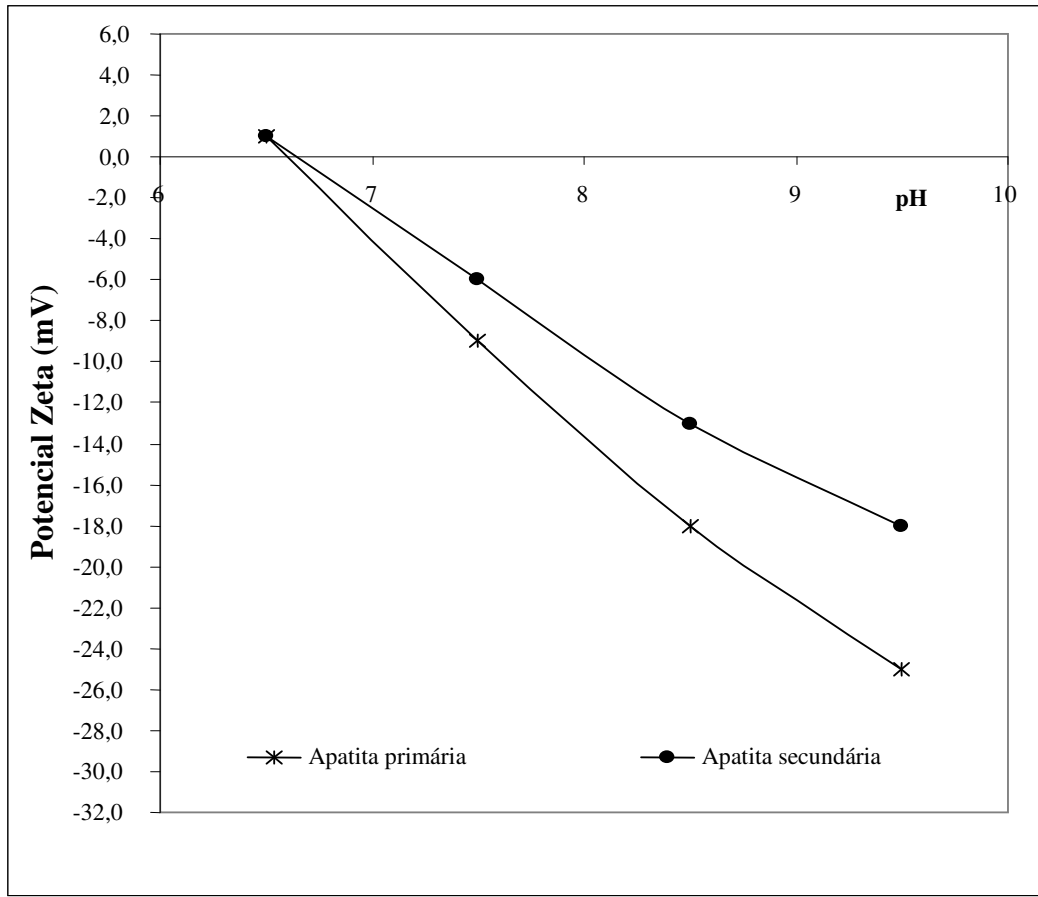


Figura 3.9 – Resultados de medidas de potencial zeta para as apatitas primárias e secundárias provenientes do Complexo de Mineração de Catalão (Barros, 1988).

Da mesma forma, a figura 3.10 mostra valores distintos de potencial zeta, em função do pH, para as apatitas primárias e secundárias, provenientes tanto do minério granulado quanto do friável do Complexo de Mineração de Tapira, da FOSFERTIL.

Observa-se um comportamento diferenciado para as apatitas primárias e secundárias, independentemente da tipologia mineral. No caso, os minérios granulados apresentam ganga carbonatada e os minérios friáveis ganga silicatada.

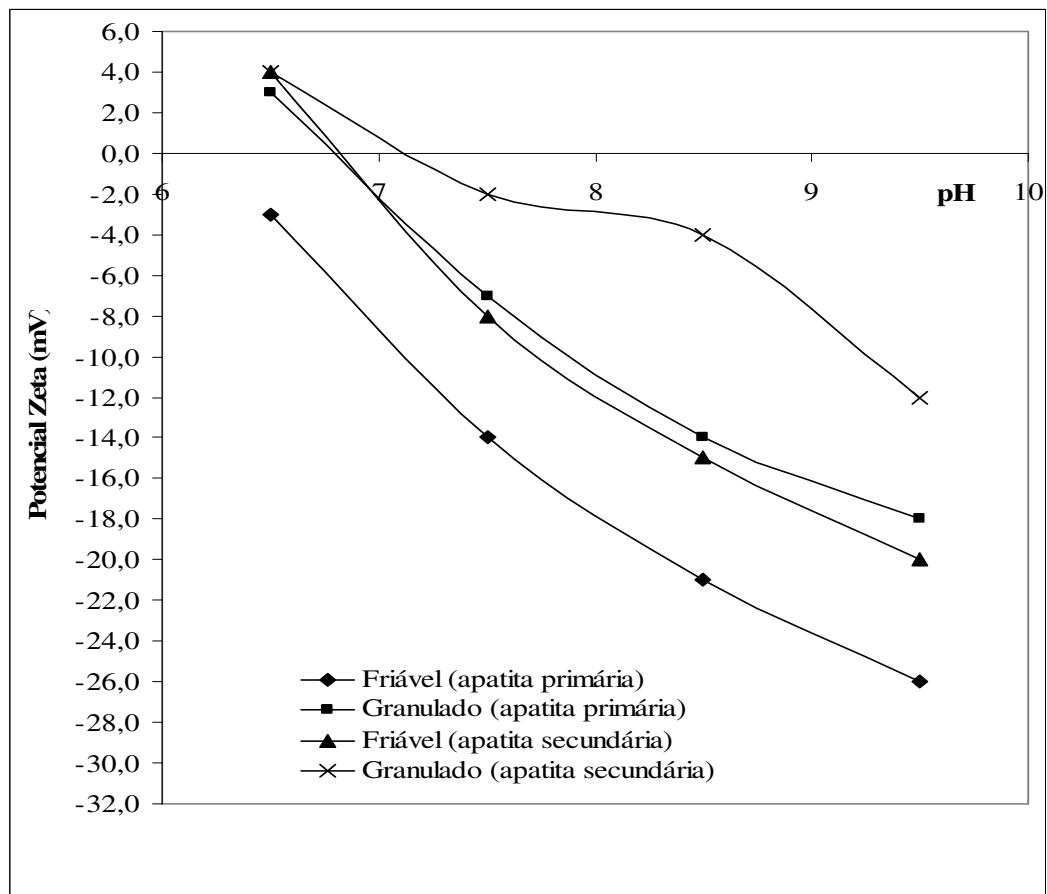


Figura 3.10 - Resultados de medidas de potencial zeta para as apatitas primárias e secundárias provenientes dos minérios granulados e friáveis do Complexo de Mineração de Tapira (Barros, 1988).

Salum *et alii.* (1990) avaliaram a flotabilidade, em tubo de Hallimond, de amostras do mineral apatita, provenientes de um minério alterado da mina de Tapira. Detectaram que a presença dos contaminantes Fe, Si e Ti na superfície das partículas de apatita reduziu a flotabilidade desse mineral, para uma mesma concentração de reagente coletor.

Rodrigues e Brandão (1993) correlacionaram o desempenho na flotabilidade com o grau de cristalinidade de diversas apatitas. Nesse caso, os autores utilizaram o ensaio de flotabilidade em tubo de Hallimond modificado, usando como coletor oleato de sódio. Eles verificaram que as apatitas com maior cristalinidade apresentaram melhores desempenhos na flotação. E, para as amostras de apatita com índices de cristalinidade menores, as dosagens de coletor foram maiores para que as mesmas atingissem os mesmos desempenhos das amostras com elevados índices de cristalinidade.

### 3.6.6 – Flotabilidade dos minerais de ganga.

Diversos minerais de ganga compõem os minérios de fosfatos, diferenciando de acordo com a origem do minério, sedimentar ou ígnea, bem como entre as diferentes reservas minerais, e como em diferentes graus de alterações e substituições químicas. É comum a ocorrência dos minerais silicatados e oxidados em diferentes condições, sendo os principais: magnetita, quartzo, calcita, dolomita, perovskita, micas, piroxênio e diopsídio. As micas apresentam-se na forma de vermiculita, biotita e flogopita, com os mais diversos graus de alteração, desde a sua origem fresca como em total estágio de decomposição.

Para qualquer processo industrial de concentração, espera-se a obtenção de um bom resultado metalúrgico, portanto, é desejável a existência de uma boa seletividade no processo de concentração da apatita, por flotação, em relação aos minerais de ganga, para se conseguir um bom desempenho do processo. No entanto, nem sempre tal objetivo é alcançado e diversos estudos têm sido realizados, ao longo dos anos, com o objetivo de desenvolver reagentes específicos, que possibilitem obter uma maior seletividade entre a apatita e os minerais de ganga.

O amido de milho é um reagente que apresenta uma aplicação muito ampla na depressão dos minerais de ganga, como magnetita, diopsídio, quartzo e perovskita (Leal Filho, 2000). Além disso, para algumas tipologias de calcita e dolomita, o amido é capaz de deprimi-las, como é o caso da calcita e dolomita da reserva de Cajati. Já, para o mineral calcita provenientes do minério carbonatado das reservas de Tapira, Catalão e Araxá (Barreiro), os estudos têm demonstrado que o amido não é capaz de deprimi-los, como seria desejável. Para o caso do mineral dolomita, os resultados são ainda mais inferiores. Salienta-se que a depressão das calcitas varia em função do tamanho dos cristais (Leal Filho, 2000 e Barros, 1988).

A molécula do amido é constituída por amilose e amilopectina. Estudos realizados por Pinto *et alii.* (1992) mostraram que o amido possui maior poder depressor tanto sobre a

calcita quanto sobre a apatita que seus componentes individuais amilopectina e amilose, nessa ordem.

Leal Filho (2002) investigou o desempenho do amido como depressor dos principais minerais de ganga de minérios de fosfato das chaminés de Tapira, Catalão e Araxá. Nesse trabalho, o autor relacionou o desempenho para três tipos de coletores, ácidos graxos, sulfossuccinato de alquila e sarcosinato de alquila, frente aos minerais de ganga citados. A tabela III.15 reproduz esse levantamento. Verifica-se que os minerais oxidados do elemento ferro, hematita e magnetita são deprimidos pelo amido, na presença dos três coletores, ácido graxos, sulfossuccinato e sarcosinato de alquila. Já, no caso dos minerais de titânio, a depressão do mineral anatásio é deficiente com amido, na presença dos coletores ácidos graxos e sulfossuccinato de sódio. Na presença de sarcosinato de alquila ainda não existe estudo conclusivo. Assim, também não existem estudos sobre a capacidade de depressão do mineral perovskita com o amido.

Para o mineral barita, há uma deficiência na depressão desse mineral com o amido, na presença dos coletores ácidos graxos e sulfossuccinato de alquila. Além dessa deficiência, quando a depressão ocorre, esta não é seletiva. Essa deficiência levou a sua flotação, em separado, com sulfatos de alquila, seguida de flotação da apatita. Esse processo é utilizado na usina da Bunge, em Araxá, (Guimarães e Peres, 1999) e, também, nas usinas da Mineração Catalão (Copebrás) e do Complexo de Mineração de Catalão (FOSFERTIL).

A separação seletiva entre os minerais carbonatados - calcita e dolomita – e apatita, por flotação, é bastante complexa, representando um dos grandes desafios para tecnologia brasileira, bem como no caso de outras minerações que trabalham com minério de origem sedimentar (Miller, 2002). No caso brasileiro, onde nossas reservas são de origem ígnea, a complexidade dessa separação está relacionada às similaridades das propriedades interfaciais desses minerais. A tabela III.15 apresenta alguns valores de IEP (ponto isoelétrico) e PCZ (ponto de carga zero). Verifica-se que em pH alcalino, onde se realiza o processo de flotação industrial da apatita, as cargas superficiais desses minerais são bastante negativas e próximas à da apatita. Somasundaran *et alii*. (1985)

relataram a dificuldade de se separar a apatita do minério carbonatado da Flórida, devido às similaridades nas propriedades superficiais da calcita e dolomita. Além disso, há solubilização parcial desses minerais, com a introdução de íons em solução.

Tabela III.15 – Desempenho do amido como depressor de alguns minerais de ganga, na presença dos coletores ácido graxos, sulfossuccinato de alquila e sarcosinato de alquila (Leal Filho, 2002).

Minerais	Coletor		
	Ácido graxos	Sulfossuccinato de alquila	Sarcosinato de alquila
Óxidos de ferro	Boa depressão		
Óxido de titânio	Depressão deficiente para anatásio; - desempenho desconhecido para o mineral perovskita		Desempenho não avaliado
Barita	Desempenho insuficiente		Desempenho não avaliado
Dolomita	Depressão deficiente		
Calcita	Razoável depressão	Boa depressão	
Silicatos	Baixo desempenho na depressão de quartzo e algumas micas (dependente do grau de alteração); - comportamento não conhecido para diopsídio e schorlomita	razoável depressão para o quartzo e vermiculita; - comportamento desconhecido para o diopsídio e schorlomita	

Tabela III.16 – Valores de IEP e PZC para os minerais calcita, dolomita e apatita (Hanna e Somasundaran, 1976 *apud* Fuerstenau *et alii*. 1985).

Mineral	pH (IEP ou PZC)
Calcita	IEP ( 8,3 - 10,8)
Dolomita	IEP < 7,0
Fluorapatita	IEP 5,6
Hidroxiapatita	PZC 8,5

Segundo esses autores, ao examinarem a estabilidade do sistema apatita/calcita/dolomita, verificaram que na condição em que a apatita está em equilíbrio com a calcita na presença de uma solução de  $Mg^{2+}$  igual a  $5 \times 10^{-4} \text{ kmol.m}^{-3}$ , em um sistema aberto, haverá a precipitação da dolomita, para pH acima de 8,2. Para um sistema fechado, também, haverá a precipitação da dolomita. No entanto, os autores são enfáticos em afirmar que a dificuldade em determinar uma rota para a flotação seletiva do fosfato dolomítico de outros fosfatos pode ser atribuída à dificuldade em entender o equilíbrio químico entre a apatita e a dolomita.

No entanto, o desenvolvimento de reagentes com maior seletividade tem permitido a separação entre dolomita e apatita, como mostra o trabalho desenvolvido por Miller (2002). Nesse trabalho, o autor, através do uso de ácido alquil-hidroxâmico como coletor da apatita, alcançou índices de recuperação e teor de  $P_2O_5$  compatíveis com os resultados obtidos através da rota tradicional de concentração. Nesses estudos foram realizados ensaios de microflotação, utilizando amostras de minerais puros de francolita, fluorapatita, dolomita e quartzo. Todos esses minerais foram provenientes de rochas de origem sedimentar. Os resultados mostraram que a flotabilidade da dolomita e quartzo foram bastante inferiores, abaixo de 10,0%, comparados aos valores alcançados para os minerais fluorapatita e francolita.

Assis *et alii*. (1996) avaliaram, em escala de laboratório, o efeito do uso de hidroxamato como coletor na microflotação de minerais puros, provenientes de dois tipos de minérios de fosfatos brasileiros. Segundo esses autores, a seletividade desse reagente está relacionada à solubilidade do mineral e à estabilidade dos complexos formados a partir dos cátions da rede cristalina desse mineral.

Portanto, conclui-se que há a necessidade de uso de um sistema de reagentes capaz de inibir a flotabilidade desses minerais carbonatados pelos ácidos graxos. E, para isso, utiliza-se como depressor o amido de milho e seus derivados. Na tabela III.15, conforme comentado, verifica-se que o amido não deprime, com eficiência, o mineral dolomita, tanto na presença de ácidos graxos, quanto na presença dos reagentes sulfossuccinato e sarcosinato de alquila.



Já para o mineral calcita, estudos também mostraram que esse mineral possui uma boa flotabilidade na presença de ácidos graxos (Mishra, 1982; Pugh e Stenius, 1985; Rao, 1991). Entretanto, diversos trabalhos têm mostrado que esse mineral pode ser deprimido pelo amido de milho, assim como por silicato de sódio e metasilicato de sódio (Rao *et alii*. 1989 e 1990; Mishra, 1982).

Salienta-se, entretanto, a diferença de comportamento das calcitas em diferentes frações granulométricas, para o caso da Chaminé de Tapira, conforme observado em estudos de diferentes depressores, realizados por Leal Filho (1998) e Barros (1997).

No caso das gangas silicatadas, as características cristalográficas e químicas desses minerais influenciarão os seus desempenhos durante a flotação. Fuerstenau e Fuerstenau (1982) e Manser (1975) relacionaram a classificação estrutural dos silicatos com as respostas à flotação, usando como coletores ácidos graxos e aminas, (tabela III.17). Nessa tabela, verifica-se que há diferenças no comportamento dos minerais silicatados na presença dos coletores aniônico e catiônico, o que demonstra, assim, o efeito das características cristalográficas e químicas sobre o desempenho da flotação.

Conseqüentemente, os tipos de superfícies geradas após o processo de fragmentação serão característicos de cada tipo de minerais silicatados, influenciando, também, a resposta à flotação desses minerais. Esses mesmos autores exemplificaram o efeito da fragmentação sobre as características de dois tipos de silicatos: ortossilicatos e tectossilicatos. Ao serem cominuídos, os ortossilicatos poderão gerar em superfícies cátions metálicos ( $\text{Al}^{3+}$ ,  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{3+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ;  $\text{Ca}^{2+}$ , etc.). Esses cátions funcionarão como sítios para a adsorção específica de coletores aniônicos, bem como, para as moléculas de amido. Já no caso dos tectossilicatos, espera-se que a quebra dos tetraedros  $\text{SiO}_4^{-4}$  não ocorra durante a cominuição e, sim, um rompimento das ligações Si-O ou Al-O. Isso resultará em que a superfície mineral, quando em meio alcalino, será rica em cargas negativas, com implicação direta na possibilidade de adsorção dos reagentes citados.

Leal Filho (2002) realizou estudos de microflotação com as quatro principais espécies de minerais silicatados que ocorrem em minérios fosfáticos brasileiros: quartzo (tectossilicato); mineral micáceo (filossilicato); diopsídio (inossilicato) e schorlomita (nesossilicato).

Os resultados mostraram que o quartzo e a mineral micáceo tiveram uma boa flotabilidade com o coletor catiônico éter-amina, como mostra a figura 3.11. Esses minerais apresentam uma superfície rica em sítios carregados negativamente e, nos valores de pH em que foram realizados os ensaios, as determinações de potencial zeta confirmaram essa característica. Os valores de potencial zeta obtidos para os valores de pH entre 9 e 11, foram: quartzo, na ordem de -50 mV; mineral micáceo, na ordem de -43 mV; schorlomita, na ordem de -32 mV e o diopsídio, em torno de -22 mV, como mostra a figura 3.12. Esses valores negativos de cargas superficiais propiciaram a interação entre esses minerais e o reagente catiônico.

Tabela III.17 – Classificação estrutural dos silicatos e suas respostas à flotação com ácidos graxos e aminas (Leal Filho, 2002).

<b>Classificação estrutural dos silicatos</b>		<b>Resposta à flotação</b>	
<b>Grupos</b>	<b>Arranjo estrutural</b>	<b>Com Ácido Graxos</b>	<b>Com Aminas</b>
Nesossilicatos	Tetraedros do tipo SiO <sub>4</sub> independentes	Boa	Ruim
Inossilicatos simples (piroxênios)	Cadeias unitárias contínuas de tetraedros que compartilham 2 oxigênios	Ruim	Ruim
Inossilicatos duplos (anfíbólios)	Cadeias duplas contínuas de tetraedros que compartilham alternadamente 2 e 3 oxigênios	Nula	Boa
Filossilicatos	Camadas contínuas de tetraedros compartilhando 3 oxigênios	Nula	Boa
Tectossilicatos	Arranjo tridimensional de tetraedros compartilhando 4 oxigênios	Nula	Muito Boa

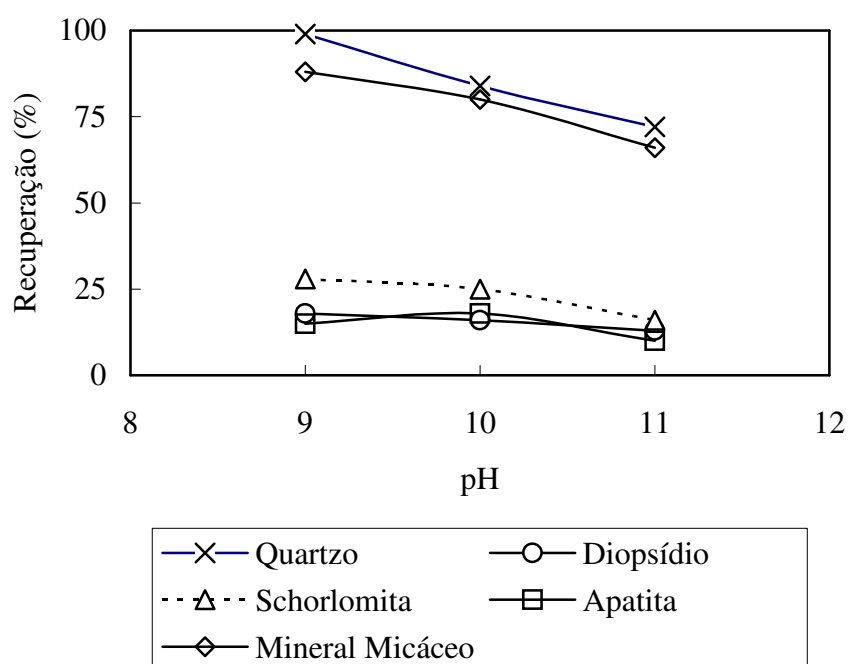


Figura 3.11 – Flotabilidade de alguns silicatos e apatita em função do pH na presença do coletor éter-amina (100 mg/l) (Leal Filho, 2002).

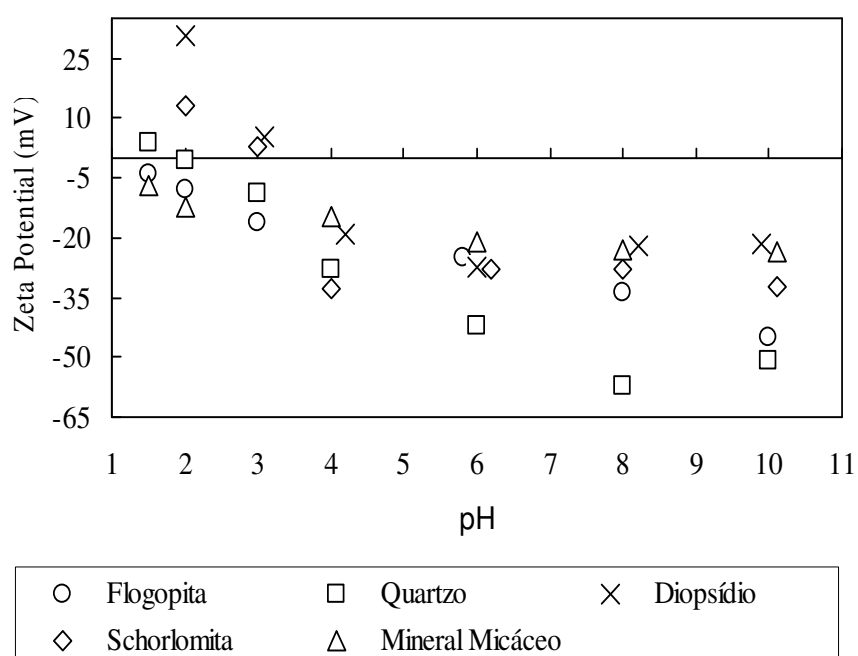


Figura 3.12 – Potencial zeta de alguns silicatos versus pH (eletrólito: NaCl  $1 \times 10^{-3}$  moles/l) (Leal Filho, 2002).

Já os minerais diopsídio e schorlomita apresentaram menores valores de potencial zeta (absoluto) (figura 3.12). Isso mostra que a quantidade de sítios negativos disponíveis para interação com o coletor catiônico é menor e, portanto, suas flotabilidades com o coletor catiônico foram menores (Leal Filho, 2002).

No caso da flotação aniônica, a figura 3.13 apresenta os resultados obtidos por Leal Filho (2002), utilizando como coletor o oleato de sódio. Os resultados mostraram que os minerais diopsídio e schorlomita tiveram uma elevada flotabilidade para valores de pH inferiores a 10,0. Essa elevada flotabilidade, nessa condição, deve-se aos sítios de cátions metálicos que favoreceram a interação com os ânions oleato. Para valores de pH superiores a 10,0, observa-se que a flotabilidade desses minerais decresceu drasticamente e, segundo o autor, essa queda na recuperação está relacionada à competição entre os íons hidroxila ( $\text{OH}^-$ ) e o ânion oleato ( $\text{RCOO}^-$ ).

Para os minerais micáceos e quartzo, verifica-se que o comportamento na flotação aniônica foi o oposto do que ocorre quando da flotação catiônica.

Estudos sobre a capacidade de depressão dos minerais silicatados através do amido de milho, em pH 10,0 e numa concentração de coletor igual a 100 mg/l, mostraram que o diopsídio é deprimido pelo amido de milho e, segundo Leal Filho (2002), essa depressão deve-se à adsorção das moléculas de amido de milho através da interação do grupo hidroxila ( $\text{OH}$ ) e os cátions metálicos hidroxilados na estrutura cristalina dos minerais. O mesmo ocorreu para o mineral schorlomita, entretanto, num grau menor de intensidade, como mostra a figura 3.14.

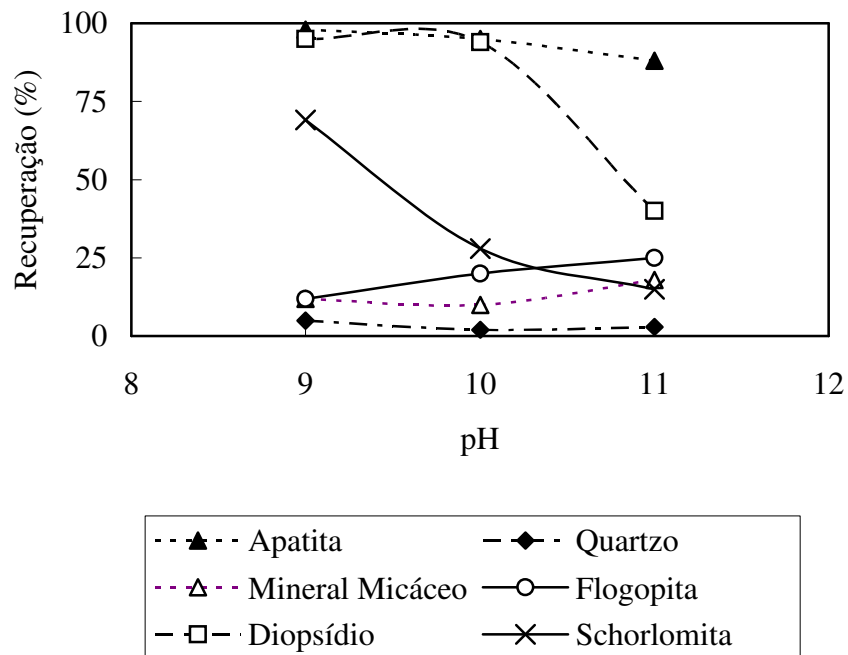


Figura 3.13 - Flotabilidade de alguns silicatos e apatita em função do pH, na presença do coletor oleato de sódio (100 mg/l) (Leal Filho, 2002).

Para os minerais quartzo, mineral micáceo e flogopita, o efeito do amido foi nulo, não ocorrendo a depressão desses minerais. Seus percentuais de recuperação permaneceram constantes, independentemente da concentração de amido (figura 3.14). Assis e Brandão (1999) também observaram que alguns minerais micáceos, provenientes da mina de Tapira, não sofreram depressão pelo amido. Segundo Leal Filho (2002), essa dificuldade apresentada pelo amido em deprimir os minerais micáceos está relacionada ao fato de que esses minerais somente possuem disponibilidade de interação com os grupos OH do amido, através das arestas das placas, não sendo, para esses, suficiente para garantir uma boa eficiência dessa interação e, conseqüentemente, do depressor.

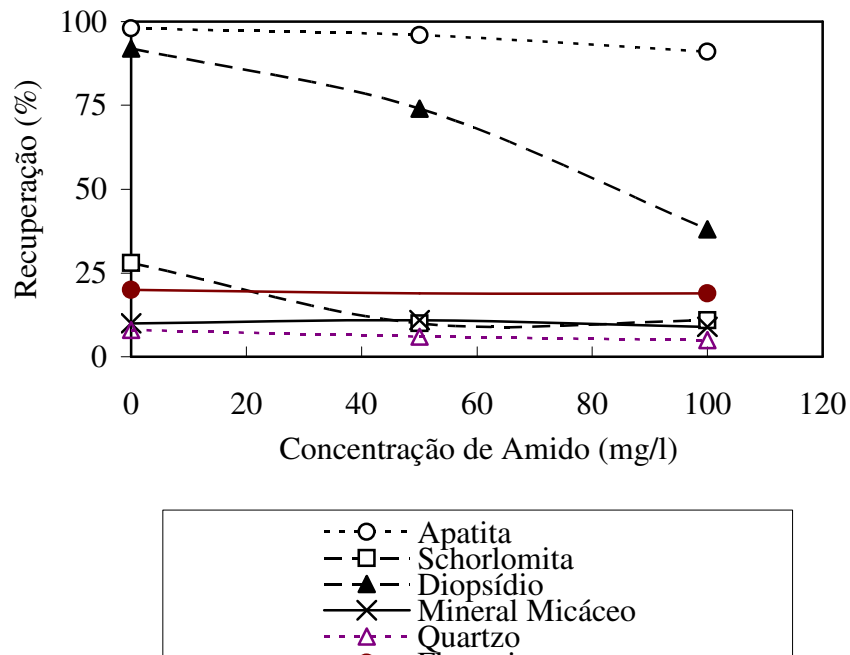


Figura 3.14 – Flotabilidade de alguns silicatos e apatita em função da concentração de amido, na presença de oleato de sódio (100 mg/l) e pH 10,0 (Leal Filho, 2002).

A flotabilidade dos minerais silicatados também será afetada pela presença dos cátions metálicos  $\text{Ca}^{2+}$  e  $\text{Mg}^{2+}$  em solução. Um aumento na concentração desses cátions em solução provocará uma ativação da flotação dos minerais silicatados, principalmente, para os minerais micáceos. As propriedades de superfície desses minerais serão alteradas devido, principalmente, à adsorção de hidroxí-complexos formados a partir desses cátions.

Determinações de potencial zeta versus concentração dos cátions  $\text{Mg}^{2+}$  e  $\text{Ca}^{2+}$  (medidos como pMg e pCa) para o mineral diopsídio mostraram a reversão de carga com o aumento da concentração desses cátions em solução, como mostram as figuras 3.15 e 3.16. Na figura 3.15 observa-se que houve a reversão de carga a partir do valor de pMg (pMg= $-\log[\text{Mg}^{2+}]$ ) igual a 2,9 para a suspensão com pH igual a 10,5. No caso da concentração do cátion  $\text{Ca}^{2+}$ , a figura 3.14 mostra que a reversão de carga, na superfície o mineral diopsídio, ocorreu para valor de pCa próximo a 2,3 (Leal Filho, 2002).

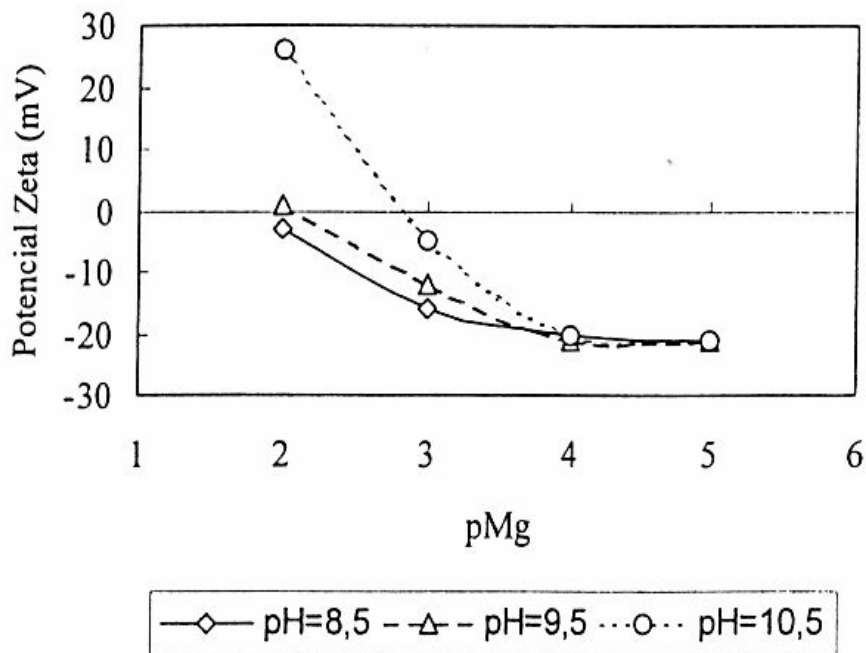


Figura 3.15 – Potencial zeta do dióxido de silício versus pMg e pH, na presença de  $1 \times 10^{-3}$  moles/l de NaCl (Leal Filho, 2002).

Segundo o autor, essa reversão de carga deve-se à presença da espécie  $MgOH^+$ , no caso da adição do cátion  $Mg^{2+}$  e  $CaOH^+$ , no caso da adição do cátion  $Ca^{2+}$ .

Tal explicação baseou-se nos diagramas de distribuição das espécies, ilustrados nas figuras 3.17 e 3.18 (Fuerstenau e Palmer, 1976), onde tem-se a distribuição das espécies em função do pH.

Essas mesmas medidas de potencial zeta em função da concentração dos cátions metálicos  $Ca^{2+}$  e  $Mg^{2+}$  foram realizadas para os demais minerais silicatados, schorlomita, mineral micáceo, flogopita e quartzo. Na tabela III.18 são apresentados os valores de pMg e pCa onde ocorreram as reversões de carga para os minerais silicatados.

Tabela III.18 – Concentrações máximas de cálcio (pCa), magnésio (pMg) e hidrogênio (pH) capazes de reverter o sinal do potencial zeta de alguns minerais silicatados (Leal Filho, 2002).

Mineral	Diopsídio	Schorlomita	Mineral Micáceo	Flogopita	Quartzo
pCa	~2,5	<2,0	~2,2	~2,2	~1,8
pH	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
pMg	~2,8	~2,8	~2,6	~3,1	~1,8
pH	10,5	10,5	10,5	10,5	10,5

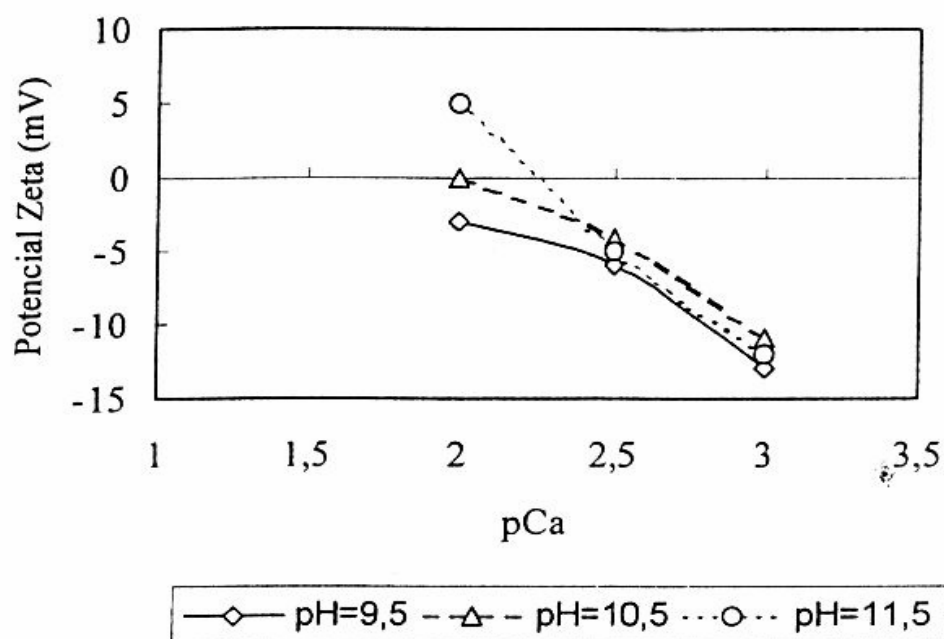


Figura 3.16 – Potencial zeta do diopsídio versus pCa e pH, na presença de  $1 \times 10^{-3}$  moles/l de NaCl (Leal Filho, 2002).

Estudos de flotabilidade, em tubo de Hallimond, com o mineral flogopita mostraram que ocorre um aumento na recuperação desse mineral com o aumento nas concentrações



de cálcio e magnésio em solução. Para o cátion  $Mg^{2+}$ , a partir de  $pMg < 4$ , a flotabilidade da flogopita aumentou drasticamente, o que demonstra o efeito ativador desse cátion na superfície desse mineral; já, o cátion  $Ca^{2+}$  também teve um efeito ativador sobre a superfície da flogopita, porém, sua dosagem foi maior,  $pCa < 3$ , sendo que, nesse caso, os valores de recuperação foram inferiores (figura 3.16) (Leal Filho, 2002).

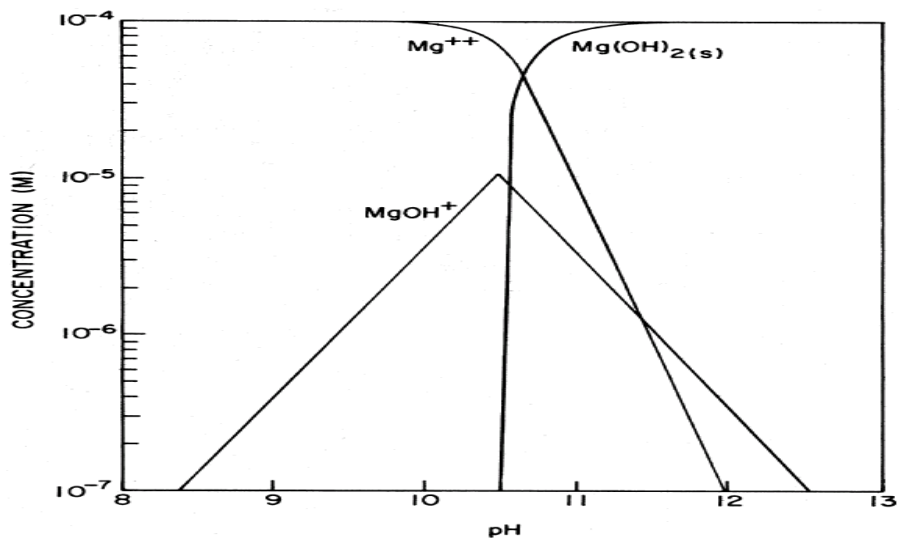


Figura 3.17 – Gráfico de distribuição das espécies de  $Mg^{2+}$ , numa concentração de  $1 \times 10^{-4}$  moles/l (Fuerstenau e Palmer, 1976).

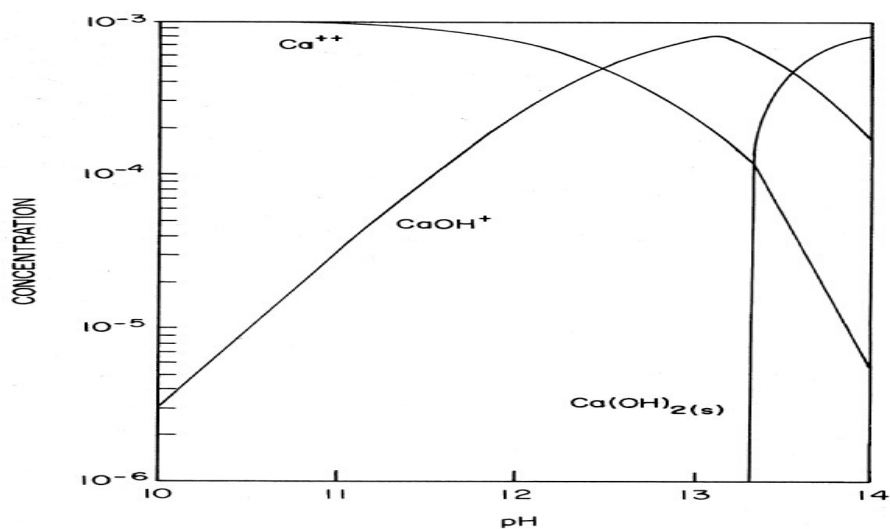


Figura 3.18 – Gráfico de distribuição das espécies de  $Ca^{2+}$ , numa concentração de  $1 \times 10^{-4}$  moles/l (Fuerstenau e Palmer, 1976).

## **4 – METODOLOGIA.**

Este capítulo descreve a metodologia utilizada durante os estudos de caracterização mineralógica e tecnológica das amostras de minérios provenientes de testemunhos de sondagens da área de Salitre.

### **4.1 – Caracterização mineralógica das apatitas.**

#### **4.1.1 – Procedimento.**

As amostras estudadas, que representam várias regiões do depósito de Salitre, foram selecionadas, de acordo com suas variações dentro de uma mesma litologia, ou seja, tipos diversos representativos de foscorititos e de piroxenitos, com suas combinações e respectivos produtos de alteração intempérica. Procurou-se, dessa forma, estudar as apatitas de diferentes tipologias, verificadas durante as composições das amostras, através de intervalos de furos de sonda, para os ensaios de caracterização tecnológica (preparação, separação magnética de baixa e alta intensidade, deslamagem e flotação em escala de bancada).

As amostras constituíram-se de fragmentos de testemunhos de sondagem, com cerca de 5 a 15 cm de comprimento. Após a observação macroscópica, foram selecionadas porções específicas e os fragmentos foram, então, cortados em serra elétrica e encaminhadas para confecção de lâminas delgadas polidas no Laboratório de Laminação do Instituto de Geociências da Universidade de Brasília - IG/UnB. Das 19 amostras representativas dos diferentes tipos litológicos foram selecionadas 30 porções, para confecção de lâminas delgadas-polidas.

Essas lâminas foram preparadas a partir da impregnação da rocha com resina e desbaste mecânico e manual, até atingir a espessura de cerca de 30  $\mu\text{m}$ .

Assim, as 30 seções delgadas-polidas foram sistematicamente estudadas por microscopia ótica e microsonda eletrônica com o objetivo de identificar e caracterizar as fases minerais presentes, definir a assembléia mineralógica (menores e traços), suas relações texturais e variações químicas dos diversos tipos de apatitas.

Os estudos petrográficos foram realizados utilizando-se microscópio petrográfico acoplado com sistema fotográfico digital. Os estudos envolveram observações tanto em condições de luz transmitida como de luz refletida.

O equipamento utilizado para as análises por microsonda eletrônica (MSE) foi a microsonda eletrônica, modelo Camebax SX-50, fabricante Cameca. As condições de operação foram: voltagem 15 kV, corrente 25 nA e diâmetro do feixe 10  $\mu$ m. O sistema de microanálise EDS acoplado à microsonda é Kevex Delta 8.000.

#### **4.1.2 – Amostras.**

As 19 amostras selecionadas para a caracterização das apatitas encontram-se assim classificadas e distribuídas por litologia (tabela IV.1), segundo o mapeamento resultante da pesquisa mineral e dos estudos iniciais do planejamento de lavra.

#### **4.2 - Estudos de microflotação e potencial zeta de minerais puros.**

As amostras de diferentes tipos minerais foram obtidas através de processo de fragmentação e de purificação em líquido denso e separação magnética. Essas amostras também foram coletadas em diferentes furos de sonda da área de Salitre, de forma a representar as tipologias indicadas nos estudos de caracterização.

#### 4.2.1 - Amostras de minerais puros.

Na tabela IV.2 apresenta-se a relação dos minerais com seus respectivos intervalos de furos de sonda de onde foram retirados e submetidos ao processo de purificação.

Tabela IV. 1 - Relação das amostras selecionadas de intervalos de furos de sonda para os estudos de caracterização mineralógica das apatitas.

<b>Tipologia</b>	<b>Sigla</b>	<b>Amostra</b>	<b>Profundidade (m)</b>
Apatitito	APAT	3	54,0
		23B	107,0
		24	15,0
		25	18,0
Zona de Mistura	ZMT	1	93,0
		08A	67,0
		9	72,0
		10	73,0
		14	86,0
		16	100,0
		19	82,7
Foscorito Intemperizado	FIT	08B	67,0
Foscorito Silicificado	FST	6	112,0
Piroxenito	PT	17	126,5
		18	78,8
		20	78,8
		26	130,0
		27	138,0
Piroxenito Intemperizado	PIT	22	95,0
		23A	107,0

Tabela IV.2 – Relação dos minerais utilizados nos estudos de microflotação com seus respectivos furos de sonda de origem.

Minerais	Furo de sonda	Intervalo (metros)
Apatita secundária (impregnada) - Piroxenito	FF6	28 a 29
Apatita secundária (límpida) – Foscorito	FF7	39 a 42
Apatita primária – Foscorito intemperizado	FF9	26 a 29
Apatita primária – Foscorito	SF23	92
Apatita primária – Piroxenito	FD03	95
Quartzo	SF40	80
Piroxênio	SF40	140
Vermiculita 01	FF5	36 a 38
Vermiculita 02	FF12	32 a 34
Vermiculita 03	FF12	51
Calcita	Sf35	90
Dolomita	FF6 e FF23/24	42 e 109

#### 4.2.2 – Determinações de potencial zeta.

Os valores de potencial zeta foram determinados em função do pH, bem como em função da concentração de cátions  $Mg^{2+}$  e  $Ca^{2+}$ , de acordo com os procedimentos descritos a seguir.

##### 4.2.2.1 – Determinação de potencial zeta em função do pH.

Amostras dos minerais contemplados nesse estudo de caracterização foram peneiradas a úmido, em peneira de 0,037 mm. O material passante foi submetido a determinações de potencial zeta, de acordo com os procedimentos:

- i. Água destilada (condutividade=2,4  $\mu\text{S}$  a 22°C) foi utilizada para preparação de soluções de NaCl ( $1 \times 10^{-3}$  mol/l);
- ii. Essas soluções foram utilizadas para a preparação de suspensões minerais, cujo pH foi ajustado para o valor desejado através da adição de NaOH ou HCl de pureza analítica;
- iii. Após correção do pH, as suspensões foram introduzidas no equipamento ZetaSizer da Malvern Instruments;
- iv. O equipamento executava 5 medidas, onde retirou-se a média destas medidas.

#### **4.2.2.2 – Determinação de potencial zeta em função da concentração do cátion $\text{Mg}^{2+}$ .**

Amostras dos silicatos e também de cinco tipos de apatitas (mencionados na tabela IV.2) foram peneiradas a úmido em peneira de 0,037 mm. O material passante foi submetido a determinações de potencial zeta, de acordo com os procedimentos:

- i. Água destilada (condutividade=2,4  $\mu\text{S}$  a 22°C) foi utilizada para preparação de solução de NaCl ( $1 \times 10^{-3}$  mol/l). A tal “solução-mãe” eram adicionadas massas de  $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  de modo a preparar “soluções-filhas” exibindo  $\text{pMg}=2$ ,  $\text{pMg}=3$ ,  $\text{pMg}=4$ ;
- ii. Essas “soluções-filhas” foram utilizadas para a preparação de suspensões minerais. Adicionava-se NaOH/HCl de pureza analítica para corrigir o valor de pH para 10,0;
- iii. Após correção do pH, as suspensões foram inseridas no equipamento ZetaSizer da Malvern Instruments; quando foram executadas 5 medidas.

#### 4.2.2.3 – Determinação de potencial zeta em função da concentração do cátion $\text{Ca}^{2+}$ .

Amostras dos silicatos e também de cinco tipos de apatitas (mencionados na tabela IV.2) foram peneiradas a úmido em peneira de 0,037 mm. O material passante foi submetido a determinações de potencial zeta, de acordo com os procedimentos:

- iv. Água destilada (condutividade=2,4  $\mu\text{S}$  a 22°C) foi utilizada para preparação de solução de NaCl ( $1 \times 10^{-3}$  mol/l). A tal “solução-mãe” foram adicionadas massas de  $\text{CaCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  de modo a preparar “soluções-filhas” exibindo  $\text{pCa}=2$ ,  $\text{pCa}=3$ ,  $\text{pCa}=4$ ;
- v. Essas “soluções-filhas” foram utilizadas para a preparação de suspensões minerais e para corrigir o pH foram adicionados os reagentes NaOH/HCl de pureza analítica;
- vi. Após correção do pH, as suspensões foram alimentadas no equipamento ZetaSizer da Malvern Instruments;

#### 4.2.3 – Ensaios de microflotação.

Para execução dos ensaios de microflotação, algumas modificações extras foram introduzidas no tubo de Hallimond modificado. Tais alterações foram:

- vii. Eliminação da parte superior do tubo, que recolhia o material flotado. Na nova versão, o material flotado era conduzido para fora do tubo através de uma pazinha, que promovia o transbordo;
- viii. Durante a flotação, o nível da solução, no tubo, era mantido constante através da adição contínua de solução nova (nas mesmas condições químicas do teste), através de uma bureta;
- ix. A agitação era promovida através de um agitador mecânico, dotado de tacômetro digital que indicava a rotação (~1370 rpm), impelidor de geometria cilíndrica de 15,5 mm de diâmetro.

O tubo utilizado nos ensaios de microflotação utilizou placa de vidro sinterizado com porosidade média, vazão de nitrogênio de 0,05  $\text{Nm}^3/\text{min}$ .

A razão para tais modificações foi baseada no anseio de melhorar a reprodutibilidade dos ensaios de microflotação que, na versão antiga do tubo de Hallimond modificado, apresentava problemas de reprodutibilidade em maior frequência.

#### **4.2.3.1 - Ensaios de microflotação em função da concentração de oleato de sódio, pH=10,0.**

Ensaios de microflotação com oleato de sódio obedeceram aos seguintes procedimentos:

- i. 1 grama do mineral de interesse era colocado no tubo;
- ii. Adição de 80 ml de solução de oleato de sódio, na concentração desejada e pH=10.0;
- iii. Condicionava-se por 1 minuto;
- iv. Após condicionamento, o nitrogênio alimentava o sistema (0,05 Nm<sup>3</sup>/min), promovendo a flotação por 1 minuto;
- v. Os produtos flotado (F) e afundado (A) eram filtrados, secados e pesados. A recuperação R era calculada através da seguinte equação  $R = [F / (F+A)] * 100$

#### **4.2.3.2 – Ensaios de microflotação em função do pH.**

Os ensaios de microflotação obedeceram aos seguintes procedimentos:

- i. 1 grama do mineral de interesse era colocado no tubo;
- ii. Adição de 80 ml de solução de oleato de sódio, na concentração de 50 mg/l e o pH corrigido para o valor desejado através da adição de NaOH/HCl de pureza analítica;
- iii. Condicionava-se por 1 minuto;
- iv. Após condicionamento, o nitrogênio alimentava o sistema (0,05 Nm<sup>3</sup>/min), promovendo a flotação por 1 minuto;

Os produtos flotado (F) e afundado (A) eram filtrados, secados e pesados. A recuperação R era calculada através da expressão  $R = [ F / (F+A) ] * 100$ .



### 4.3 – Caracterização tecnológica de amostras de minério da área de Salitre.

#### 4.3.1 – Composição das amostras.

As composições das amostras dos intervalos dos furos de sonda de Salitre foram realizadas, baseando-se nas descrições litológicas, resultados de caracterização mineralógica das apatitas e análises químicas. E, de acordo com estes critérios, os intervalos dos furos foram agrupados, formando as seguintes amostras:

- 1 – Apatitito, formado por um material compacto, bitolado e com conteúdo de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  menor que 20,0%;
- 2 – Foscorito intemperizado, material ferruginoso e friável;
- 3 – Foscorito silicificado, material com níveis de Silexito bitolado e bastante compacto;
- 4 – Zona de mistura, material friável com maiores teores de  $\text{SiO}_2$  e  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , com presença de foscorito e piroxenito;
- 5 – Piroxenito intemperizado, amostra com baixo teor de magnésio, apresentando-se bastante intemperizada;
- 6 - Piroxenito, amostra com baixo grau de intemperização e alto teor de magnésio.

As composições de cada amostra foram realizadas após a britagem, em britador de mandíbulas, primário, e quarreamento dos intervalos dos furos de sonda, quando retirou-se uma alíquota para composição das amostras. As composições de cada amostra, com seus furos de sonda e seus respectivos intervalos, são apresentadas nas tabelas IV.3, IV.4, IV.5, IV.6, IV.7 e IV.8.

Tabela IV.3 – Composição da amostra apatitito (APAT).

<b>Furos</b>	<b>Intervalos</b>
FF7	21 a 45
FF10	18 a 45

Tabela IV. 4 – Composição da amostra foscorito intemperizado (FIT).

<b>Furos</b>	<b>Intervalos</b>
FF3	15 a 38
FF7	0 a 21
FF10	0 a 18
FF9	21 a 50
FF2	18 a 41
FF13	27 a 45

Tabela IV. 5 – Composição da amostra foscorito silicificado (FST).

<b>Furo</b>	<b>Intervalos</b>
FF14	6 a 50

Tabela IV. 6 – Composição da amostra zona de mistura (ZMT).

<b>Furo</b>	<b>Intervalos</b>
FF8	15 a 42

Tabela IV. 7- Composição da amostra piroxenito intemperizado (PIT).

<b>Furos</b>	<b>Intervalos</b>
FF11	6 a 12
FF5	12 a 18
FF12	12 a 33
FF4	0 a 36
FF6	3 a 12

Tabela IV. 8 – Composição da amostra piroxenito (PT).

<b>Furos</b>	<b>Intervalos</b>
FF11	12 a 30
FF5	18 a 36
FF12	33 a 51
FF4	36 a 50
FF6	18 a 33
FF8	42 a 50
FF7	45 a 50

#### **4.3.2 – Caracterização mineralógica das amostras.**

A partir das amostras compostas dos furos de sondagem foram realizados ensaios de caracterização mineralógica do produto ROM, de acordo com o fluxograma apresentado na figura 4.1. Este estudo foi realizado no Laboratório de Caracterização Tecnológica da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo - USP.

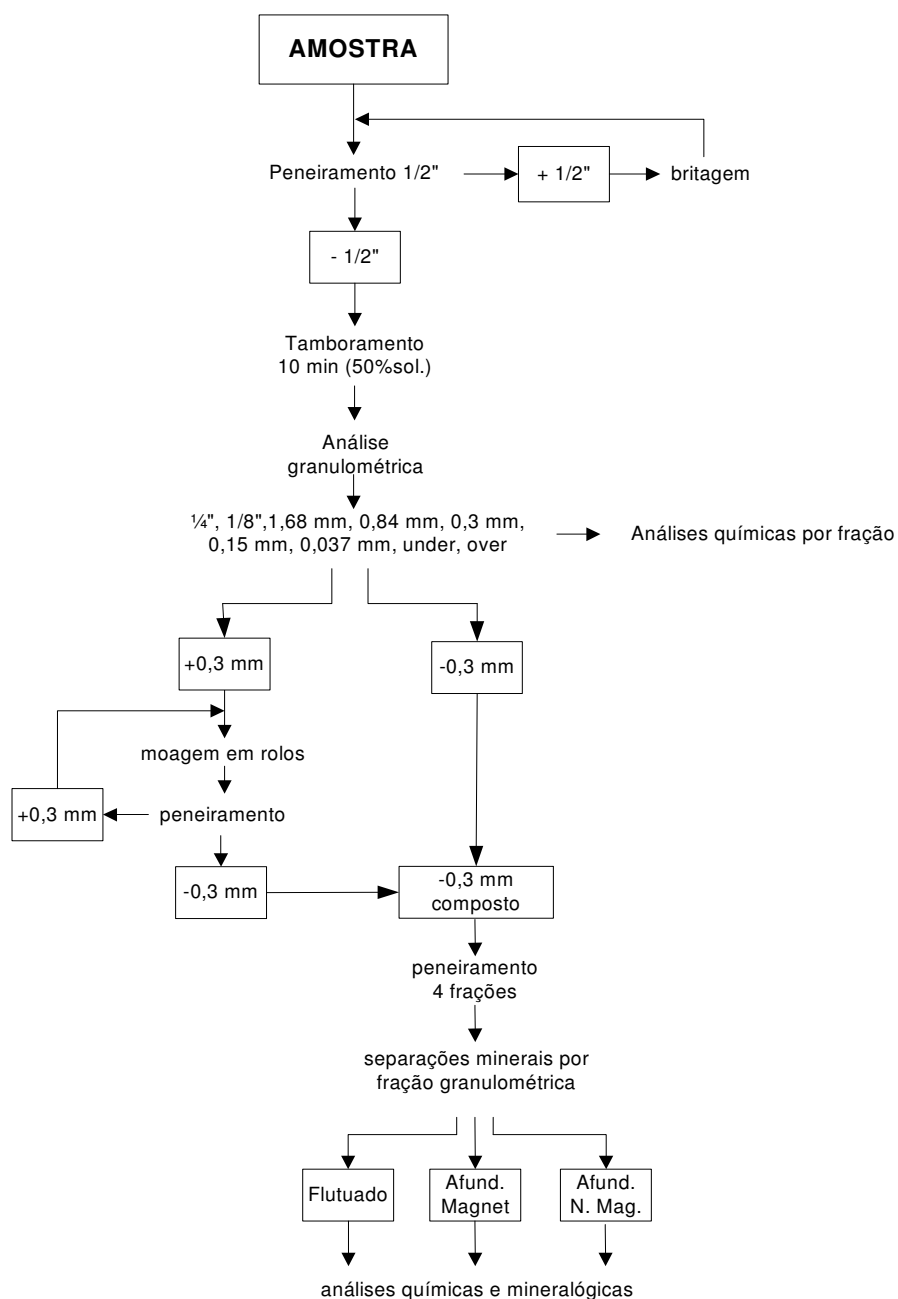


Figura 4.1 – Esquema do procedimento experimental dos estudos de caracterização mineralógica.

Esses estudos foram realizados com vistas ao levantamento detalhado das características dos materiais e envolveram a realização de ensaios de separações minerais (por líquidos densos e magnética), caracterização das fases presentes e suas associações mediante emprego de técnicas de microscopia óptica, microscopia eletrônica de varredura e

microanálise por EDS, além de difratometria de raios-X, seguida da determinação da composição mineralógica das amostras e da partição de  $P_2O_5$  e, a partir dos resultados obtidos nesta etapa foi possível avaliar a composição mineralógica.

#### **4.3.3 – Procedimento padrão para a caracterização tecnológica das amostras.**

Para este item, adotou-se como modelo um procedimento adotado como “padrão”, no Complexo de Mineração de Tapira, haja vista os bons resultados apresentados para este padrão, no “dia a dia” operacional. Assim, após a composição das amostras, a partir dos testemunhos de sondagens, foram submetidas ao processo de caracterização tecnológica, constituído pelas seguintes etapas: - homogeneização; - cominuição, em britadores de rolos, de forma a obter uma percentagem máxima para o produto moído entre 10,0% e 12,0% retida na peneira de 0,210 mm; - separação magnética de baixa intensidade (1000 Gauss) e deslamagem em microciclones (40 mm). Após essa etapa de deslamagem, a amostra, denominada AN1, foi submetida à atrição físico-química, com pH igual 11,0 para, em seguida, ser submetida a um novo processo de deslamagem em peneira de 0,037 mm. O produto dessa deslamagem, denominado AN3, foi submetido à etapa de flotação. Essas operações representam, em escala de laboratório, as operações unitárias que serão realizadas, nesse minério, quando de seu processamento industrial, as quais foram realizadas de uma forma e, com condições de processo definidas de maneira tal a permitir e estabelecer um “Scale Up” para operação industrial futura. A figura 4.2 apresenta o fluxograma das etapas de caracterização tecnológica das amostras de Salitre.

Deve-se ressaltar a importância dessa etapa de preparação da amostra, para o seu desempenho durante a etapa de concentração por flotação. A homogeneização é de fundamental importância ao garantir que a amostra, composta com diferentes intervalos de diferentes furos de sonda, não possua o efeito de segregação. Assim, para as diversas alíquotas manuseadas nas etapas seguintes de caracterização, apresentam uma necessária representatividade da amostra composta.

A segunda operação unitária refere-se à cominuição. O objetivo dessa etapa foi à fragmentação das partículas de forma a obter a liberação do mineral apatita e, também, uma adequação da distribuição de tamanhos das partículas ao processo de concentração por flotação. Para isto, utilizou-se a fragmentação em britadores de mandíbulas, para fragmentação grossa e, em seguida, a fragmentação em britador de rolos até a obtenção de no máximo entre 10,0 e 12,0% retido na peneira de abertura igual a 0,210 mm.

Após a etapa de fragmentação, a amostra foi submetida ao processo de separação magnética a úmido, sendo retirada a magnetita presente nesse minério. Em seguida, a amostra foi submetida a deslamagem, através de microciclones (40 mm). O objetivo foi a retirada de toda a lama presente nesta amostra, pois durante o processo de concentração por flotação a presença de partículas muito finas (lamas) é extremamente danosa a esse processo, causando um consumo excessivo de reagentes, bem como, inibindo a flotação do mineral apatita através do recobrimento da superfície da apatita (“slimes coating”).

Salienta-se, com a experiência acumulada no tratamento de ultrafinos e as rotinas adotadas, que este procedimento permite fazer a estimativa de uma possível produção de concentrado fosfático ultrafino, a partir das lamas descartadas pelo circuito de deslamagem convencional e as características físicas e químicas obtidas. Trabalha-se com informações retiradas, com a utilização de micro deslamagem, realizada em um “kit”, contendo um circuito em série e/ou paralelo, de dois estágios de deslamagem em ciclones de 40 mm de diâmetro. Posteriormente, em ensaios de flotação, com as amostras deslamadas, pode-se avaliar a produção do concentrado fosfático ultrafino. Trabalhos realizados por este pesquisador, para este tipo de comparação, com base nos resultados de processo de concentração das lamas ultrafinas (material abaixo de 20  $\mu\text{m}$ ), nos circuitos industriais e estudos laboratoriais, descontínuos e piloto, nos Complexos de Mineração de Tapira e Catalão, possibilitam esta estimativa, com pequena margem de erro.

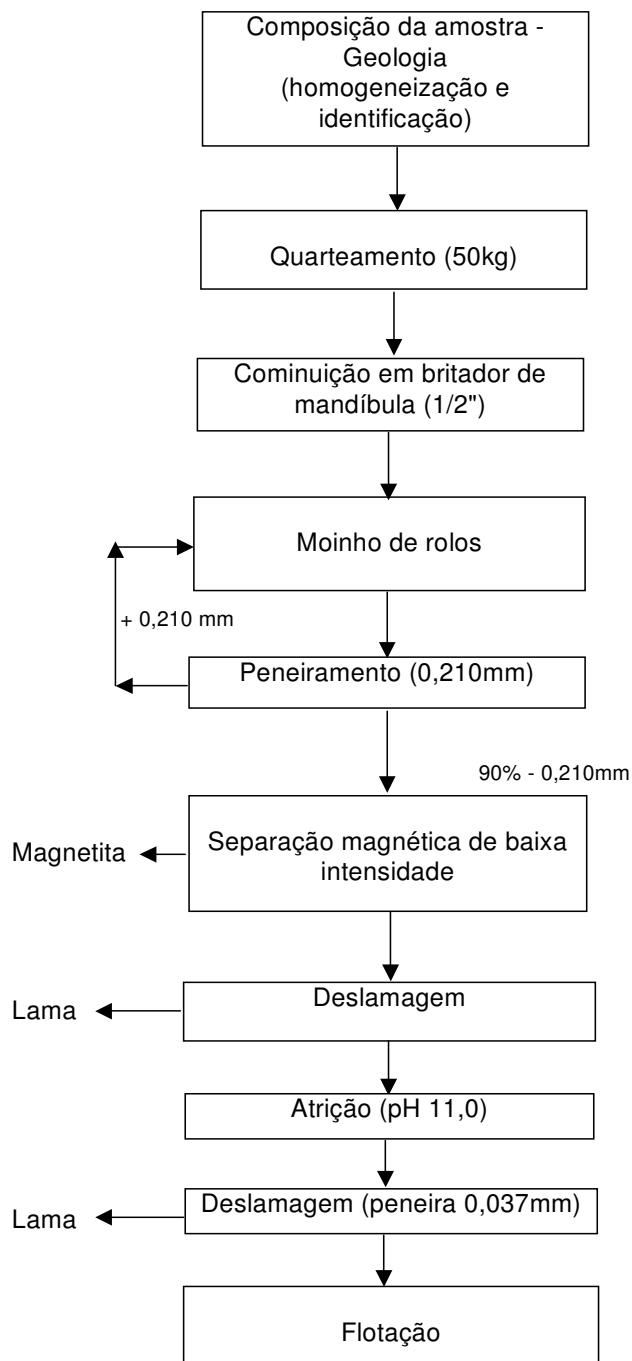


Figura 4.2 – Fluxograma do procedimento adotado na caracterização tecnológica das amostras de Salitre.

#### **4.3.3.1 – Ensaio de flotação – Padrão CMT (Complexo de Mineração de Tapira).**

Os testes de flotação dos produtos deslamados, denominado de AN3, foram realizados de acordo com ensaio padronizado do Complexo de Mineração de Tapira (CMT), o qual consiste na realização de ensaios de flotação com uma dosagem de depressor e três (3) pontos de dosagem da mistura de coletor vegetal (um óleo graxo de origem vegetal) e sintético (produto da linha do derivado do ácido succínico), com marcas de fantasia de hidrocol e KE, em uma proporção de 85:15, em peso, para os produtos citados, objetivando alcançar uma qualidade no concentrado fosfático flotado, com um teor químico situado na faixa de 36,0% de  $P_2O_5$ . Após o primeiro ensaio, realizam-se outros ensaios, sendo que as dosagens de coletor são função do teor químico de  $P_2O_5$  alcançado no concentrado flotado, no primeiro ensaio. Caso o teor seja superior a 36,0% de  $P_2O_5$ , adiciona-se mais coletor, aumentando, assim, a recuperação de  $P_2O_5$ ; e, se o teor for inferior, reduz-se a dosagem de coletor, aumentando o teor do concentrado. Com os resultados das análises químicas e de massa dos ensaios realizados, realiza-se uma análise matemática dos dados obtidos, via regressão linear, para obtenção e estimativa de um possível concentrado com teor de 36,0% em  $P_2O_5$ . Os resultados dessa interpolação são: a recuperação de  $P_2O_5$  na etapa de preparação para flotação; recuperação de  $P_2O_5$  na flotação; recuperação de  $P_2O_5$  total e rendimento em massa total. Além desses dados, também são obtidos os valores estimados dos contaminantes (CaO, MgO,  $Fe_2O_3$  e  $Al_2O_3$ ) neste concentrado, para um teor de 36,0% de  $P_2O_5$ .

#### **4.3.4 – Difração de raios-X.**

A realização da difração de raios-X dos produtos ROM, alimentação da flotação (AN3) e concentrado da flotação, obtidos nos ensaios de flotação padrão, tem como objetivo a avaliação das fases mineralógicas (minerais) presentes em cada produto, para as amostras estudadas. Também, realizou-se a difração de raios-X das amostras de minerais puros, utilizados nos estudos de microflotação.



Essas análises foram realizadas no Laboratório de Caracterização Tecnológica da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, através do método do pó, mediante o uso do difratômetro de raios-X, marca Phillips, modelo MPD 1880. A identificação das fases cristalinas foi obtida por comparação do difratograma da amostra com o banco de dados do ICDD (International Centre for Diffraction Data, 2003).

#### **4.3.5 – Microscopia ótica e eletrônica de varredura.**

O estudo de microscopia ótica e eletrônica de varredura tem como objetivo avaliar as ocorrências das fases mineralógicas presentes nos produtos tal qual (ROM), alimentação da flotação (AN3) e concentrados da flotação, possibilitando avaliar o grau de liberação ou impregnação e tipos das apatitas. Estes estudos foram realizados através de seções polidas, que foram preparadas no Laboratório de Caracterização Tecnológica da USP.

Esses estudos foram realizados através de seções polidas, num microscópio de marca Leica, modelo DMRXP. Os estudos de microscopia eletrônica de varredura foram realizados num equipamento de marca Leo, modelo Stereoscan 440, acoplado com sistema de microanálise EDS e WDS.

#### **4.3.6 – Ensaios de flotação com as amostras da alimentação da flotação (AN3).**

Nos ensaios de flotação, para as diferentes tipologias, conduzidos através da utilização de planejamento estatístico fatorial, foram avaliados os efeitos das variáveis dosagens de coletor, de depressor e pH para os valores de teor e recuperação de  $P_2O_5$ , para os concentrados flotados. O planejamento foi realizado em dois níveis com três variáveis ( $2^3$ ), com ensaio no ponto central, sendo que os valores destes níveis foram determinados a partir de resultados obtidos nos ensaios de flotação padrão, realizados previamente, a esses testes. As tabelas IV.9, IV.10, IV.11, IV.12, IV.13 e IV.14 apresentam os planejamentos fatoriais utilizados para as seis amostras de minério. Verifica-se que somente a amostra Piroxenito foi ensaiada com valores diferentes para

as variáveis dosagens de coletor e de depressor. Essa diferença deve-se à diferença de comportamento dessa amostra nas condições padronizadas. As demais amostras foram ensaiadas com os mesmos níveis das variáveis.

Tabela IV.9 – Planejamento fatorial  $2^3$  para ensaio de flotação - amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Variáveis	Níveis		
1 – Coletor (Hidrocol + KE)	(400)	(700)	(1000)
2 – Depressor (Amido)	(350)	(500)	(650)
3 – pH	(8,0)	(9,5)	(11,0)

Tabela IV.10 – Planejamento fatorial  $2^3$  para ensaio de flotação – amostra piroxenito (PT).

Variáveis	Níveis		
1 – Coletor (Hidrocol + KE)	(100)	(200)	(300)
2 – Depressor (Amido)	(350)	(500)	(650)
3 – pH	(8,0)	(9,5)	(11,0)

Tabela IV.11 – Planejamento fatorial  $2^3$  para ensaio de flotação – amostra apatitito (APAT).

Variáveis	Níveis		
1 – Coletor (Hidrocol + KE)	(400)	(700)	(1000)
2 – Depressor (Amido)	(350)	(500)	(650)
3 – pH	(8,0)	(9,5)	(11,0)

Tabela IV.12 – Planejamento fatorial  $2^3$  para ensaio de flotação – amostra foscorito intemperizado (FIT).

Variáveis	Níveis		
1 – Coletor (Hidrocol + KE)	(400)	(700)	(1000)
2 – Depressor (Amido)	(350)	(500)	(650)
3 – pH	(8,0)	(9,5)	(11,0)

Tabela IV.13 – Planejamento fatorial  $2^3$  para ensaio de flotação – amostra foscorito silicificado (FST).

Variáveis	Níveis		
1 – Coletor (Hidrocol + KE)	(400)	(700)	(1000)
2 – Depressor (Amido)	(350)	(500)	(650)
3 – pH	(8,0)	(9,5)	(11,0)

Tabela IV.14 – Planejamento fatorial  $2^3$  para ensaio de flotação – amostra zona de mistura (ZMT).

Variáveis	Níveis		
1 – Coletor (Hidrocol + KE)	(400)	(700)	(1000)
2 – Depressor (Amido)	(350)	(500)	(650)
3 – pH	(8,0)	(9,5)	(11,0)

#### 4.3.7 – Ensaios de flotação em bancada com coletores comerciais.

Esses ensaios foram realizados visando avaliar o desempenho de amostras específicas de coletores, frente a diferentes reagentes comerciais. Esses reagentes foram fornecidos pela empresa Akzo Nobel, baseando-se na experiência dessa empresa, no fornecimento de coletores para outras usinas industriais de concentração de apatita, em todo o mundo, com diferentes resultados e comportamentos tecnológicos distintos. A exemplo, adotaram-se, para comparação, os comportamentos das apatitas dos Complexos de Cajati (SP), Kemira (Finlândia), Phalaborwa (África do Sul), bem como os respectivos reagentes utilizados nesses processos.

Foram testados cinco tipos de reagentes, os quais foram classificados em duas categorias: dois reagentes anfotéricos de fabricação da empresa sueca (Akzo Nobel), denominados de MD 20156; MD 20359, que foram utilizados com diferentes proporções com a mistura coletora tradicional, que é formada pelo coletor de nome comercial hidrocol (ácido graxo derivado de soja), utilizado nos Complexos de

Mineração de Tapira e Catalão e o produto sintético conhecido como KE 883B, de fabricação da empresa alemã Cognis. Para os testes adotaram-se proporções variáveis entre ácido graxo/ reagente anfotérico e os outros reagentes, que são ácidos graxos com misturas com um baixo percentual de tensoativos, sendo especificados para a utilização para amostras de minérios que apresentem alto teor de SiO<sub>2</sub>, porém, com baixo teor de minerais carbonatados - MD 20389; MD 20397; MD 20400. Os ensaios de flotação foram executados nas condições mostradas na tabela IV.15.

Tabela IV.15 – Condições para realização dos ensaios de flotação com os reagentes fornecidos pela Akzo Nobel (MD).

		Reagente	Dosagem (g/t)	Condicionamento
Condição 1:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	MD	100	2'
	pH	9,50	-	-
Condição 2:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	MD	200	2'
	pH	9,50	-	-
Condição 3:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	MD + HID 100%	100 / 350	2'
	pH	9,50	-	-
Condição 4:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	MD + HID 100%	200 / 350	2'
	pH	9,50	-	-
Condição 5:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	HID + KE 85/15	100	2'
	pH	9,50	-	-
Condição 6:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	HID + KE 85/15	200	2'
	pH	9,50	-	-
Condição 7:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	HIDROCOL 100%	350	2'
	pH	9,50	-	-
Condição 8:	Depressor	AMIDO	500	5'
	Coletor	KE	700	2'
	pH	9,50	-	-

#### **4.3.8 – Estudos de alternativas não convencionais para o processamento do minério.**

Nesses estudos foram avaliadas as alternativas não convencionais de beneficiamento, os quais foram avaliados através do estudo de separação magnética de alta intensidade a seco, em equipamentos com ímãs permanentes de terras raras e separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims), com o produto magnético do separador magnético de rolos de Terras Raras - Ree Roll. Estes equipamentos são de fabricação Inbrás- Eriez, sendo estes testes realizados nesta empresa.

##### **4.3.8.1 – Separação magnética a seco em rolos de terras raras.**

Após a composição das amostras, retirou-se uma alíquota de aproximadamente 5 kg, a qual foi classificada em 0,15 mm. O produto +0,15 mm foi submetido às etapas de separações magnéticas em rolos de terras raras. Já, o produto passante em 0,15 mm foi armazenado para posteriores ensaios de separações magnéticas a úmido. O procedimento nessa etapa consistiu em realizar as separações magnéticas nos rolos de 12” (intensidade de campo magnético de 1500 Gauss), 15” (intensidade de campo magnético de 6000 Gauss) e Ree-Roll (intensidade de campo magnético de 21000 Gauss). O produto não magnético de cada etapa era submetido a uma nova etapa de separação magnética, em um campo de intensidade magnética superior, como mostra a figura 4.3. Os produtos magnéticos, por sua vez, foram separados, pesados e analisados quimicamente. Além disso, os produtos magnéticos dos rolos de 15” e Ree-Roll (1<sup>a</sup> e 2<sup>a</sup> separação) foram combinados e submetidos à moagem e uma nova separação magnética.

A taxa de alimentação e a velocidade dos rolos serão características de cada etapa de separação magnética e são apresentadas na tabela IV.16.

Tabela IV.16 – Condições de operação dos rolos, em cada etapa de separação magnética.

<b>Separador</b>	<b>Diâmetro do</b>	<b>Calha</b>	<b>Taxa de Alim.</b>	<b>Veloc. Rolo</b>
1500 Gauss	12 Pol.	9 Pol.	213 kg/h.Pol	50 Hz
1500 Gauss	12 Pol.	9 Pol.	213 kg/h.Pol	55 Hz
6000 Gauss	15Pol.	4 Pol.	157 kg/h.Pol	30 Hz
Ree-Roll	3 Pol.	4 Pol.	100 kg/h.Pol	110 rpm
Ree-Roll	3 Pol.	4 Pol.	100 kg/h.Pol.	90 rpm

Salienta-se que, na tabela IV.16 os valores de variáveis adotadas não se enquadram em um sistema padronizado de unidades, contudo são utilizados pela Inbrás. Como por necessidade de comparação com testes realizados na Inbrás, unidades do sistema britânico foram adotadas nesta etapa da tese.

#### **4.3.8.2 – Separação magnética com os produtos AN3, em separador magnético de alta intensidade.**

Os produtos AN3, obtidos durante as preparações das amostras na Usina Piloto do Laboratório Químico - CMT, conforme mostra o fluxograma de caracterização tecnológica (figura 4.3), foram submetidos à separação magnética a úmido (Whims) nas seguintes amperagens: 4 A; 10 A e 15 A.

#### **4.3.8.3 – Separação magnética de alta intensidade (Whims), com os produtos magnéticos a seco (Ree-Roll) e fração -0,15 mm.**

Os produtos magnéticos das separações magnéticas a seco (rolos de 12”, 15” e Ree-Roll), após moagem a -0,15 mm, foram misturados à fração -0,15 mm e submetidos à separação magnética de alta intensidade (Whims), primeiramente em ímã com campo magnético permanente e, em seguida, nas seguintes amperagens: 4 A, 10 A e 15 A. A tabela IV.16 apresenta as condições de operação dos rolos.

Obs.:

- Whims – Wet High Intensity Magnetic Separator;
- Ree Roll – Rolos de Ímãs de Terras Raras.

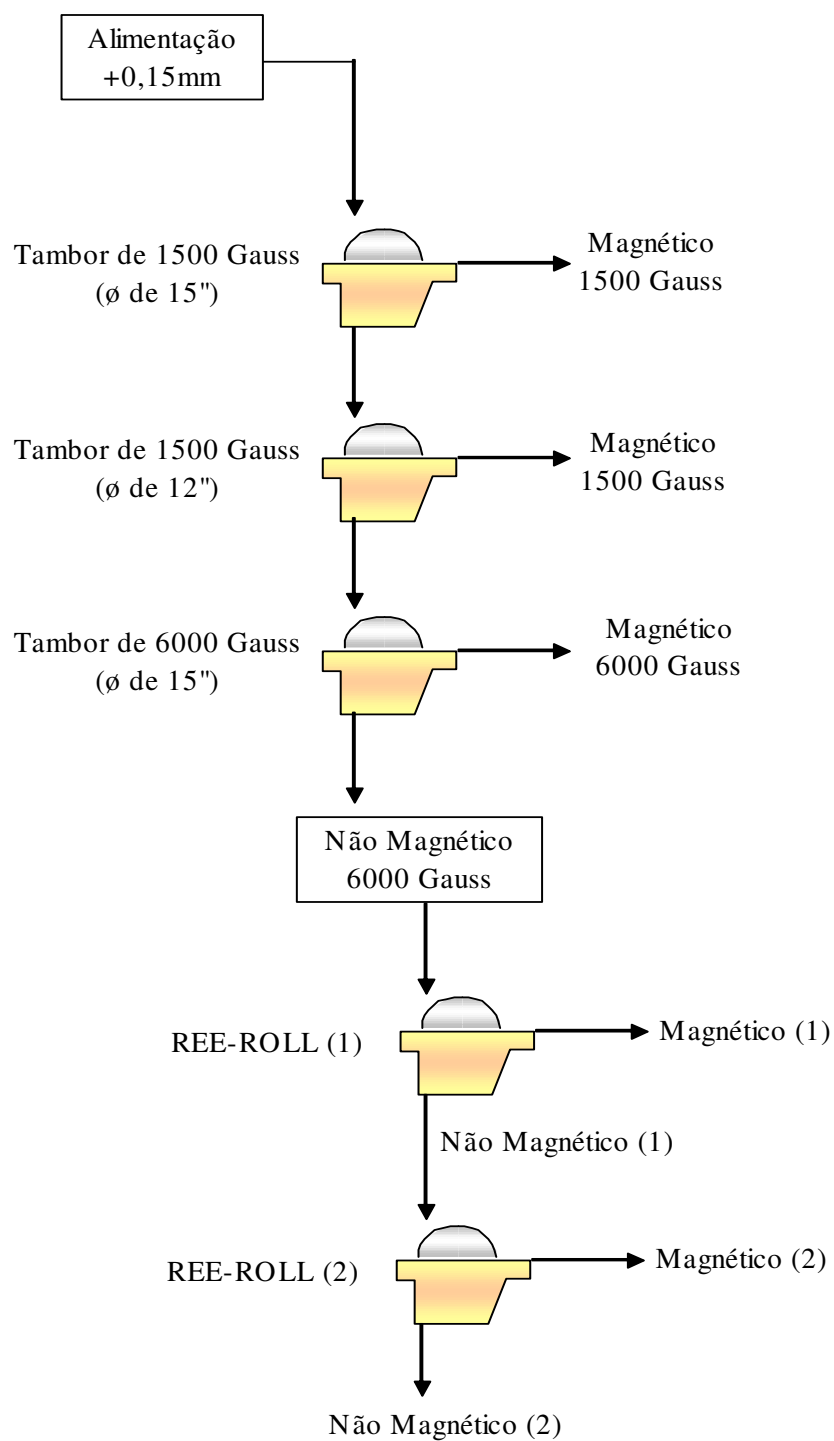


Figura 4.3 – Fluxograma da separação magnética a seco em rolos de terras raras. Ensaios realizados na Usina Piloto da Inbrás-Eriez.

## **5 – RESULTADOS.**

Neste capítulo serão apresentados os resultados obtidos a partir de estudos específicos realizados para o desenvolvimento do depósito mineral de Salitre. Nesses resultados é dada ênfase à etapa preliminar de trabalho, ou seja, a caracterização do mineral útil – a apatita. Nesse contexto, é apresentada também a relação das apatitas nos vários tipos litológicos representativos do depósito de Salitre.

### **5.1 - Caracterização mineralógica e tipologia das apatitas.**

Na maioria dos complexos alcalinos-carbonatíticos mundiais, a apatita apresenta-se sob várias formas, geralmente originadas em diferentes estágios de desenvolvimento das chaminés alcalinas, incluindo-se desde ambientes magmáticos, pós-magmáticos tardios/hidrotermais e supérgenos. Sabe-se que a composição química das apatitas depende do meio de formação, sendo que a fluorapatita ocorre preferencialmente nas rochas ígneas em ambiente magmático, enquanto que a carbonato-fluorapatita é mais comum em ambiente supérgeno e depósitos de fosfato sedimentar.

A composição química das apatitas também é influenciada pela necessidade de compensação de cargas quando ocorrem substituições entre íons de cargas diferentes em relação à apatita ideal. A variabilidade de composição química resulta em mudanças nas suas propriedades físico-químicas, tais como densidade, índice de refração, birrefringência, susceptibilidade magnética, solubilidade, cargas superficiais, etc..

A caracterização das várias espécies de apatitas associadas a cada um dos tipos litológicos principais (apatitito, foscorito, foscorito intemperizado, foscorito silicificado, piroxenito e piroxenito intemperizado) tem por objetivo estabelecer as variações texturais, composicionais e estruturais das apatitas e, através desses parâmetros, identificar e correlacionar os diferentes tipos de minério apatítico presentes na jazida.

Além disso, o conhecimento das peculiaridades e particularidades das apatitas em termos cristalóquímicos fornece parâmetros importantes sobre seu provável



comportamento em processos de concentração, purificação e solubilização, uma vez que a presença de pequenas quantidades de elementos deletérios ou sub-produtos é fundamental do ponto de vista de seu aproveitamento econômico, considerando que os custos industriais do processo são parâmetros limitantes à introdução e desenvolvimento de novos projetos e processos de beneficiamento, considerando os seus resultados econômicos.

Se por um lado o depósito de Salitre possui elevados conteúdos e recursos promissores de fósforo, pouco se conhecia sobre a variabilidade das apatitas presentes no depósito, principalmente no que diz respeito à distribuição e substituições dos elementos de interesse, na estrutura cristalina, conhecimentos mínimos para estabelecer a real possibilidade de aproveitamento futuro.

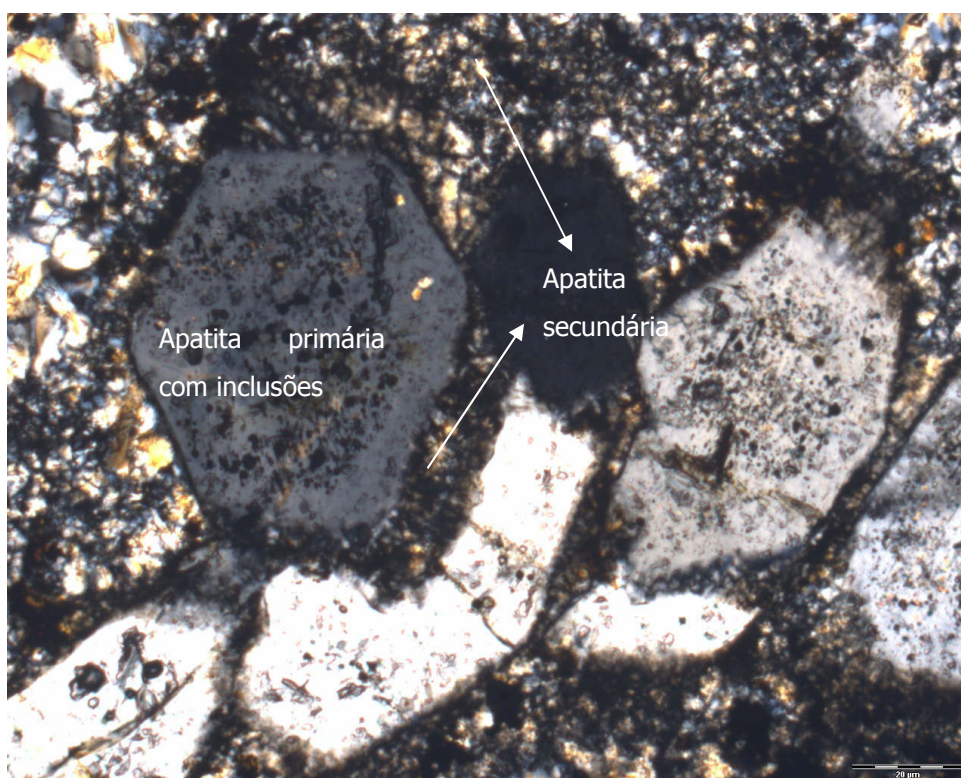
Esse é o mérito desse trabalho.

Neste sentido, foram desenvolvidos estudos visando a caracterização mineralógica das apatitas de Salitre, definindo suas variações químicas, morfológicas e cristalográficas; identificando fatores que possam interferir no processo de concentração e nas especificações exigidas pelo mercado; bem como correlacionando espécies de apatitas com assembléias mineralógicas preferenciais e definindo tipos de minério mais frequentes no depósito.

### **5.1.1 - Tipologia das apatitas de Apatititos (APAT).**

Os apatititos presentes em Salitre representam rochas compostas essencialmente por apatitas (42,0 a 85,0%) e subordinadamente flogopita (traços a 15,0%), magnetita (traços a 5,0%), carbonatos (traços a 20,0%), olivina (traços a 25,0%) e clinohumita (traços a 5,0%), além de óxidos/hidróxidos de ferro (traços a 10,0%), serpentina (traços a 3,0%), clorita (traços a 5,0%), argilominerais (traços a 3,0%) e quartzo (traços a 2,0%). Esses apatititos apresentam em média 70,0% de apatita e podem ser classificados como supérgenos ou com carbonatação superimposta.

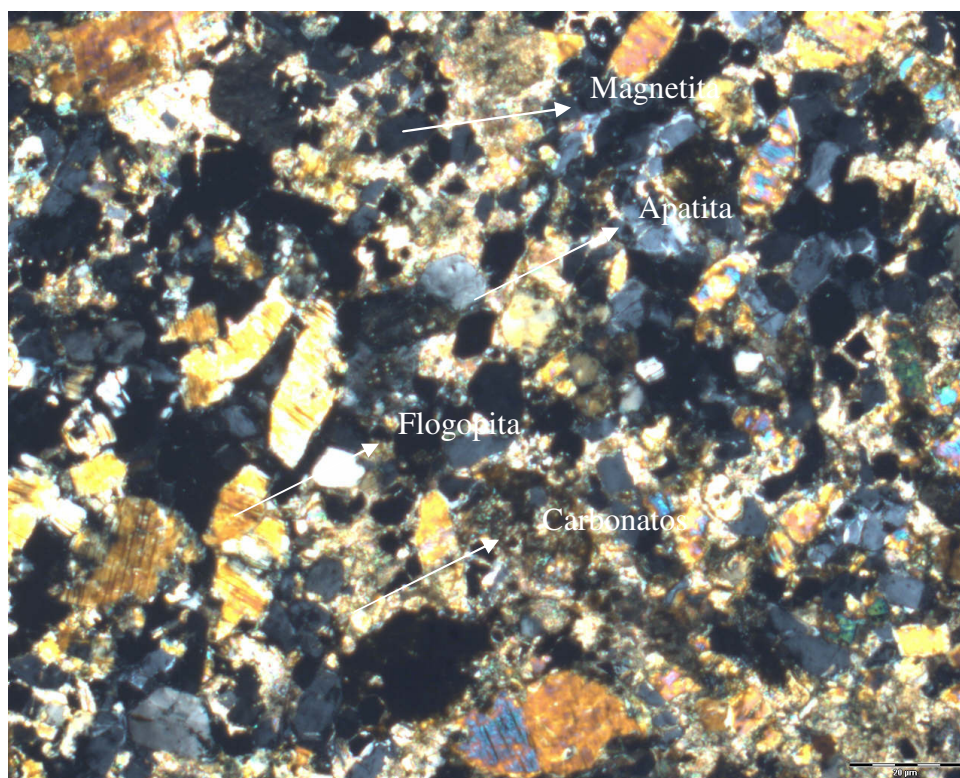
Os apatitos supérgenos são formados por massas de apatita secundária muito finas com cavidades e vesículas distribuídas aleatoriamente e alongadas, parcialmente preenchidas por apatita radial concêntrica prismática acicular. Disseminados nessa massa de apatita secundária fina têm-se grãos primários de apatita euédrica até anhédrica, corroída (fotomicrografia 5.1), bem como magnetita e agregados de óxidos/hidróxidos de ferro. Os apatitos supérgenos aparentemente são formados pela dissolução parcial da rocha (foscorito e/ou piroxenito) e subsequente reprecipitação de apatita secundária supérgena. A rocha original foi quase totalmente dissolvida; restaram-se apenas alguns grãos de apatita e magnetita.



Fotomicrografia 5.1 - Apatitas primárias euédricas a subédricas com inclusões, sendo corroída (fraturada, dissolvida e reprecipitada em granulometria muito fina).

Apatitos com carbonatação superimposta representam rochas de granulação fina, inequigranular seriada a equigranular, constituídas de apatita, flogopita e óxidos/hidróxidos de ferro, percolados e penetrados por carbonatos intersticiais. A apatita é alongada, fina e aparentemente parece ser primária sem inclusões

(fotomicrografia 5.2). Essa rocha foi posteriormente submetida à alteração intempérica incipiente a média.



Fotomicrografia 5.2 - Grãos de apatita e flogopita envoltos por carbonatos.

As apatitas presentes nos apatititos são as mais variadas possíveis, distinguindo-se:

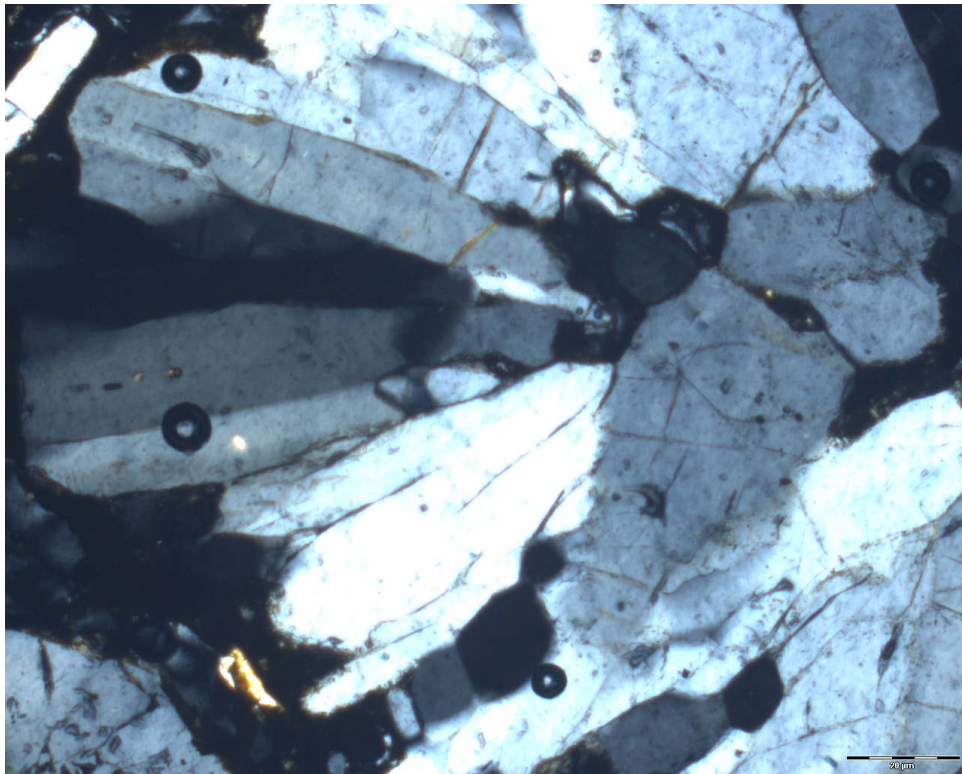
- 1) Apatita primária, límpida, sem inclusões, de granulação média (0,2 a 1,0 mm) podendo ser prismática ou arredondada (fotomicrografia 5.3);
- 2) Apatita primária, com inclusões, de granulação média (0,2 a 1,0 mm) podendo ser alongada ou arredondada (fotomicrografia 5.4);
- 3) Halos ou bordas sobrecrescidas, fina a média, com birrefringência mais elevada, amarelada (fotomicrografia 5.5) e, eventualmente, com aspecto de linhas internas paralelas (linhas de crescimento), podendo ser classificada como hidrotermal;
- 4) Fina a média acicular, radial de preenchimento, podendo formar semi-rosetas (fotomicrografia 5.6);
- 5) Em esferulitos de granulação fina a média, formando rosetas (fotomicrografia 5.7); e



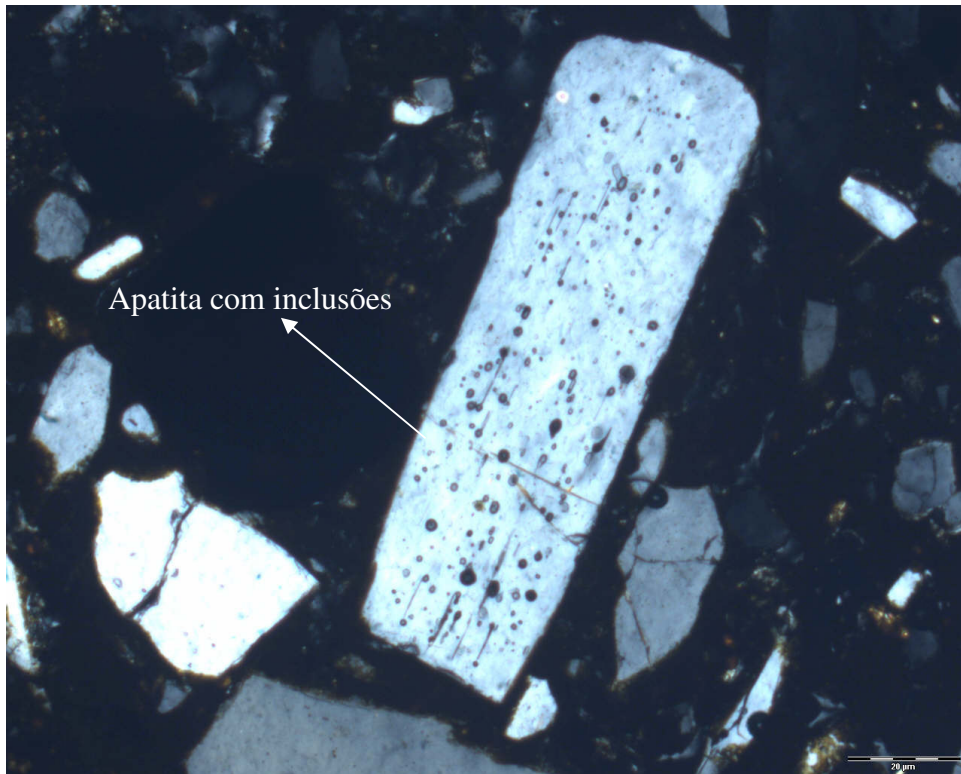
- 6) Coloforme, em seqüência, com crescimento perpendicular as paredes ou de forma irregular preenchendo os interstícios como um cimento, ambas as formas compostas de grãos muito finos (fotomicrografia 5.8).

A apatita primária pode ser magmática (sem inclusões) e/ou hidrotermal (com inclusões). Por sua vez, a apatita primária que contém muitas inclusões (aspecto “sujo”) pode se tratar da mesma variedade primária sem inclusões (magnética), porém formada na presença de uma quantidade maior de fluidos que ocasionou a presença de tais inclusões.

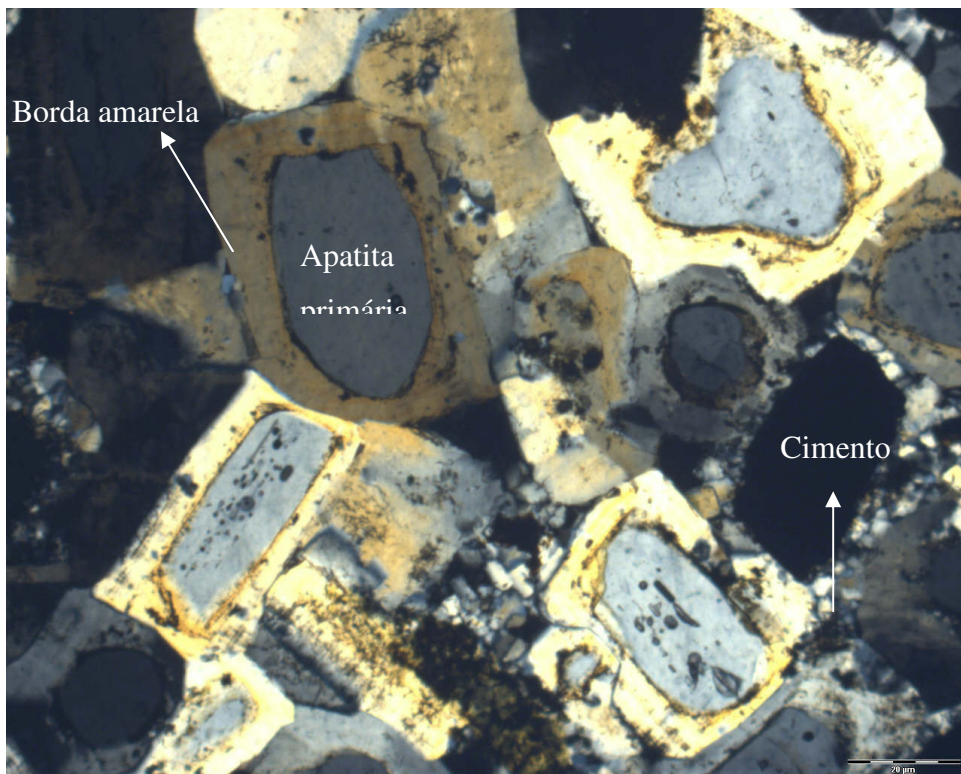
As apatitas dos tipos 4, 5 e 6 são intimamente associadas ao plasma limonítico e têm sua origem relacionada aos processos de alteração intempérica. Portanto, os vários tipos morfológicos de apatita secundária são tipicamente supérgenos.



Fotomicrografia 5.3 - Agregado de apatitas primárias sem inclusões de granulação média.

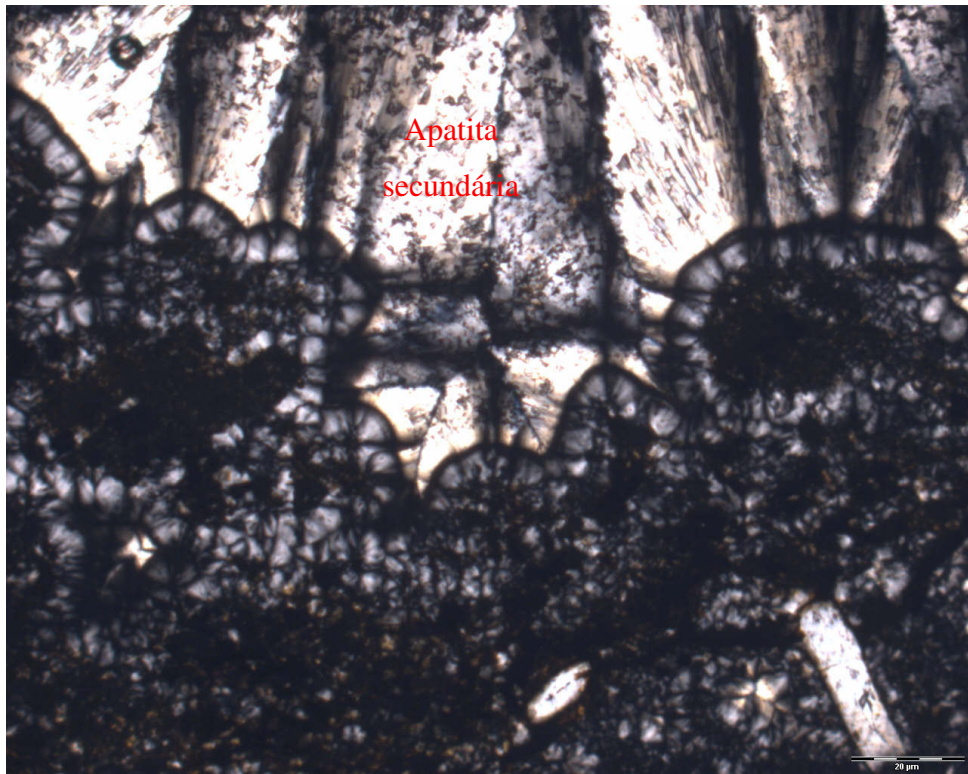


Fotomicrografia 5.4 - Apatita primária média com inclusões.

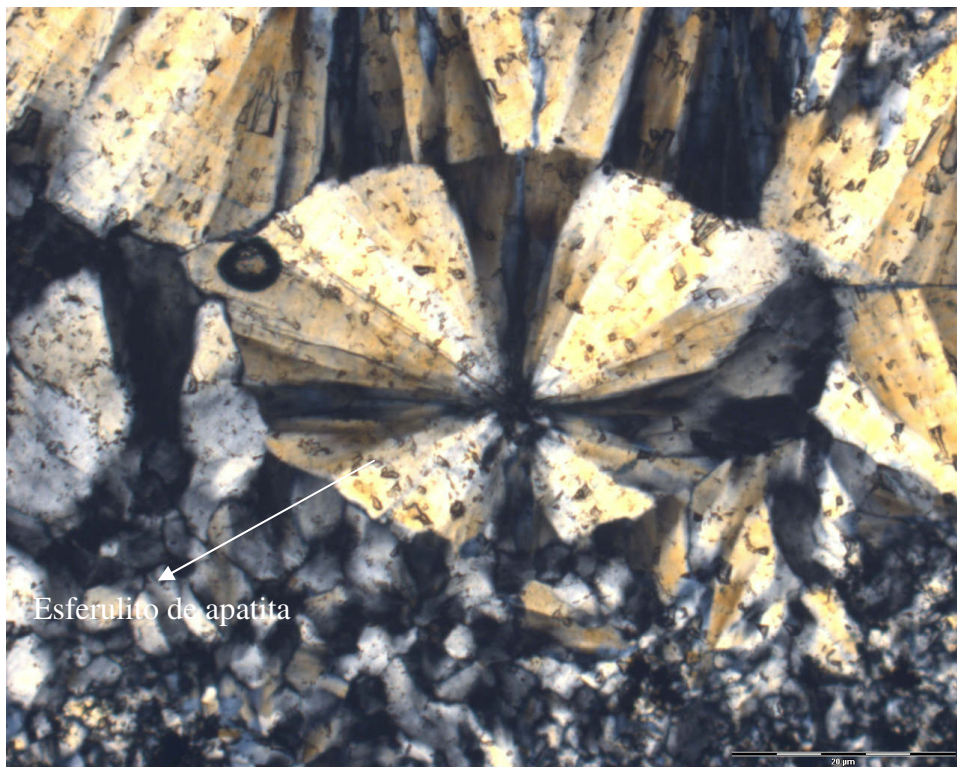


Fotomicrografia 5.5 - Diferentes tipos de apatita: 1) primária com inclusões; 2) borda sobrecrescida amarela de apatita; e 3) cristais finos de preenchimento (cimento).

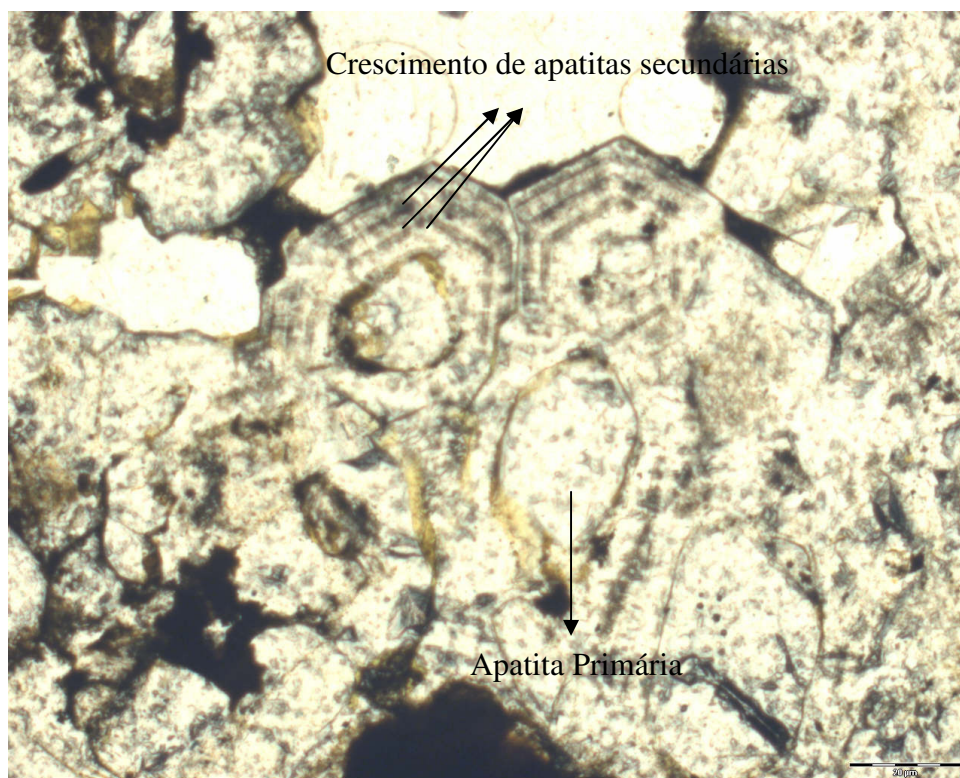




Fotomicrografia 5.6 - Rosetas e semi-rosetas de apatita secundária grossa e/ou muito fina e um cristal residual de apatita primária prismática.



Fotomicrografia 5.7 - Detalhe de roseta de apatita secundária radial prismática acicular.



Fotomicrografia 5.8 - Apatita com diferentes estágios de crescimento da borda/auréola sobre o grão central. Detalhe das formas triangulares, evidenciando preenchimento de vazios.

### 5.1.2 - Tipologia das apatitas de Foscoritos.

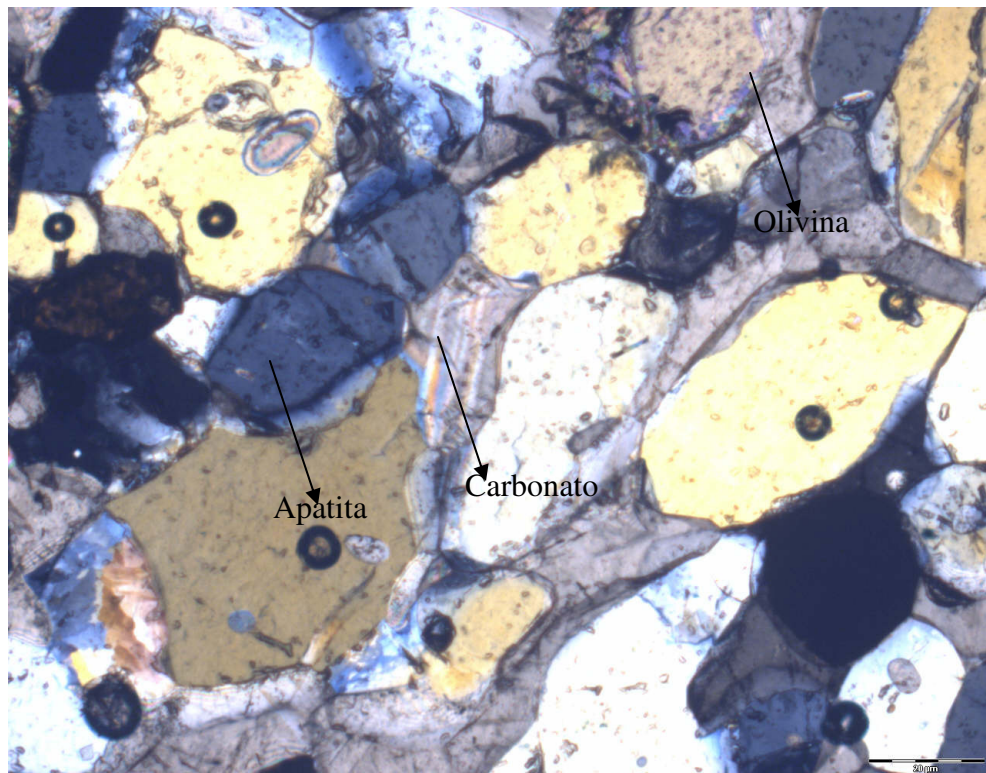
Os foscoritos e seus produtos de alteração hidrotermal e intempérica representam rochas constituídas por apatita (10,0 a 30,0%), magnetita (10,0 a 50,0%) e olivina (traços a 32,0%) com flogopita (traços a 30,0%) e carbonatos (5,0 a 32,0%) subordinados, dependendo do grau de flogopitização e carbonatação, além de clinohumita (traços a 18,0%), perovskita (traços a 6,0%) e pirocloro (traços a 2,0%). Outros minerais comuns como traços são pirita, serpentina, biotita, ilmenita, óxidos/hidróxidos de ferro, fengita e óxidos de titânio.

Em sua grande maioria, os foscoritos são constituídos de magnetita, olivina e apatita em proporções iguais, tamanhos grossos, médios e finos e são equigranular a inequigranular seriados. Geralmente foram submetidos a hidrotermalismo/metassomatismo,



principalmente do tipo carbonatação e flogopitização, além de serpentinização; portanto, são classificados com esses adjetivos. Os foscoritos são também classificados como cumulato, quando apresentam bandas ou faixas com predomínio de cristais de magnetita e olivina com apatita intersticial.

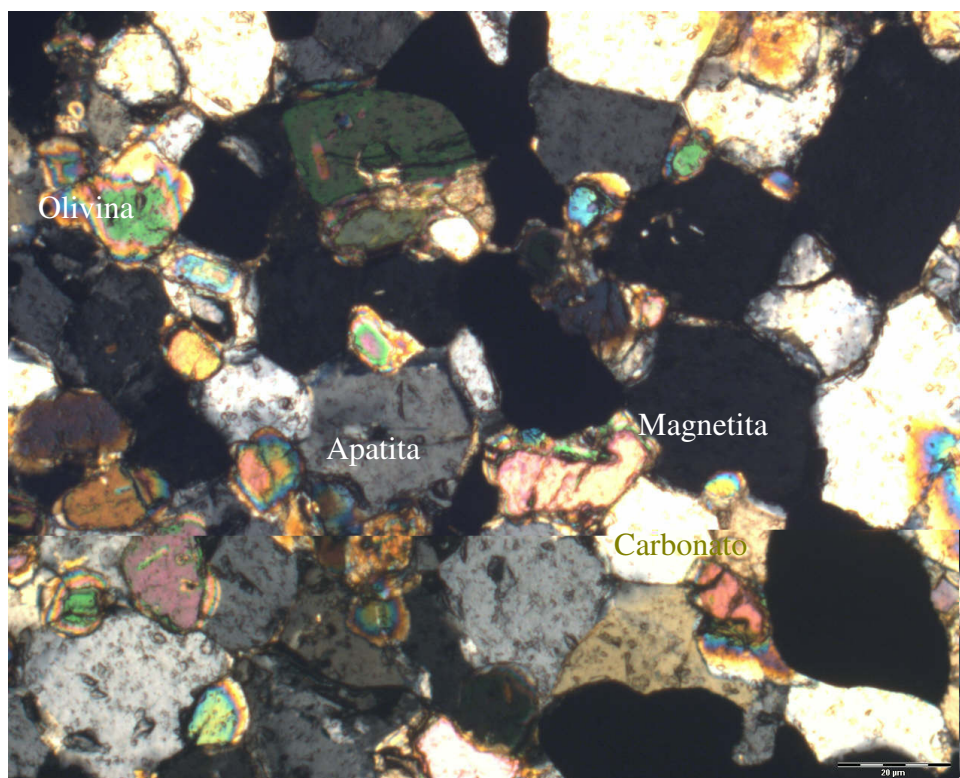
No processo de carbonatação têm-se grãos de apatita envoltos e corroídos por carbonatos, além de carbonatos intersticiais, preenchendo os grãos de magnetita e olivina (fotomicrografia 5.9). Esse carbonato parece relacionar-se a uma geração posterior, pois apresenta textura de preenchimento. Além disso, a rocha geralmente apresenta-se cortada por bolsões e veios de carbonato, tanto de granulação grossa como fina.



Fotomicrografia 5.9 - Apatita e olivina circundadas por carbonatos. Aparentemente grãos de apatita absorvidos por carbonatos.

Os foscoritos com cumulato de magnetita geralmente apresentam magnetita grossa com olivina, carbonatos e apatita intersticiais, intercalada com faixas de olivina, apatita, carbonatos e magnetita disseminada, de granulação média (fotomicrografia 5.10). Localmente tem-se foscorito fino rico em magnetita fina anhedral.



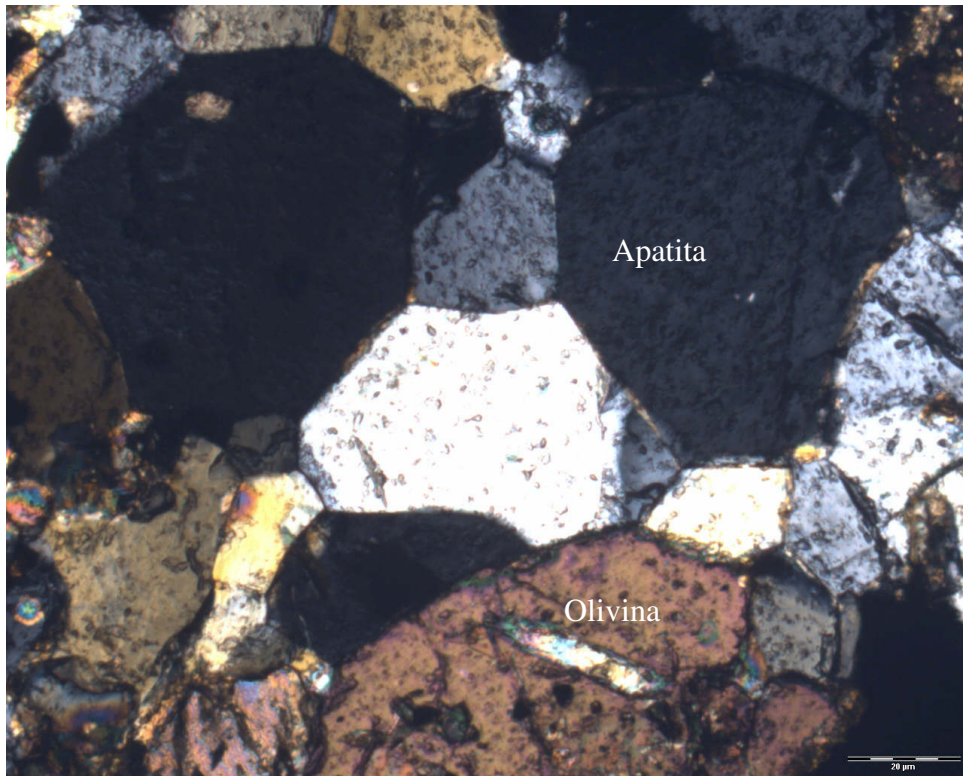


Fotomicrografia 5.10 - Faixa “intercumulus” de foscorito médio a grosso com olivina, apatita, magnetita e carbonatos.

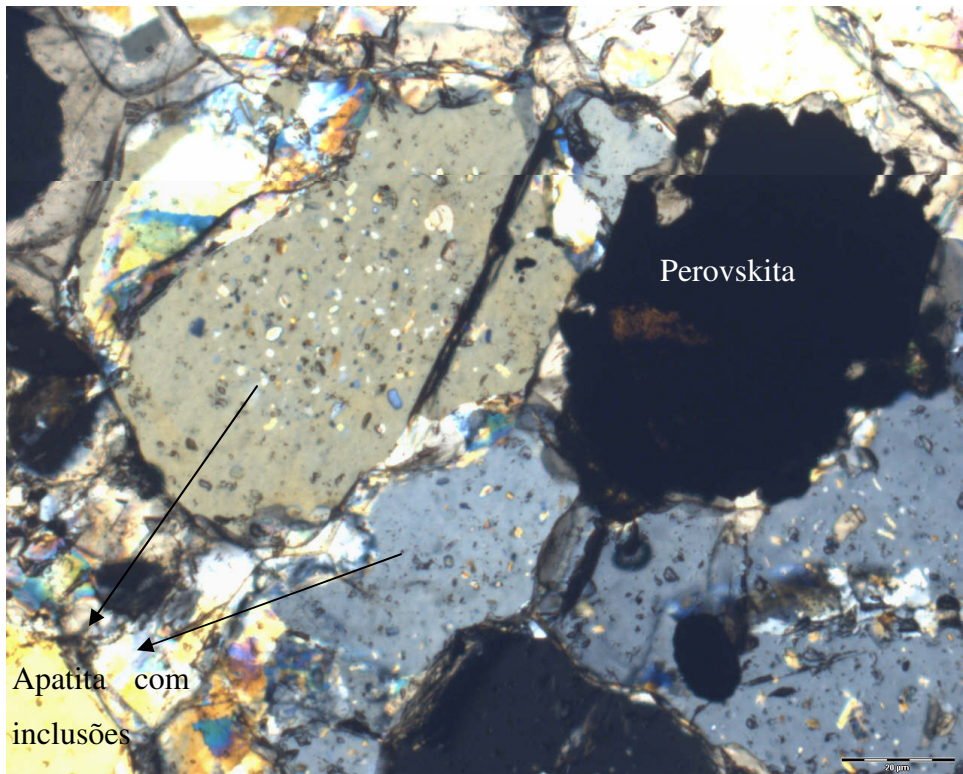
O teor médio de apatita nesses foscoritos é de 22,0%. As apatitas variam desde fina a grossa (0,1 a 5 mm), são essencialmente primárias, prismáticas, límpidas e, eventualmente, encontram-se fraturadas (fotomicrografia 5.11).

Eventualmente as apatitas apresentam muitas inclusões sólidas e fluidas, as quais poderiam estar relacionadas a processos hidrotermais (fotomicrografia 5.12). As inclusões sólidas são principalmente de carbonatos e eventualmente têm-se inclusões de micas (flogopita). Em relação a morfologia dessas inclusões, estas são bastante variáveis, desde bastonetes até formas irregulares, porém geralmente arredondadas.

Localmente verifica-se a apatita primária arredondada, devido à substituição ou corrosão por carbonato (fotomicrografias 5.13 e 5.14). Esta importante feição é bastante comum nas apatitas de Salitre.

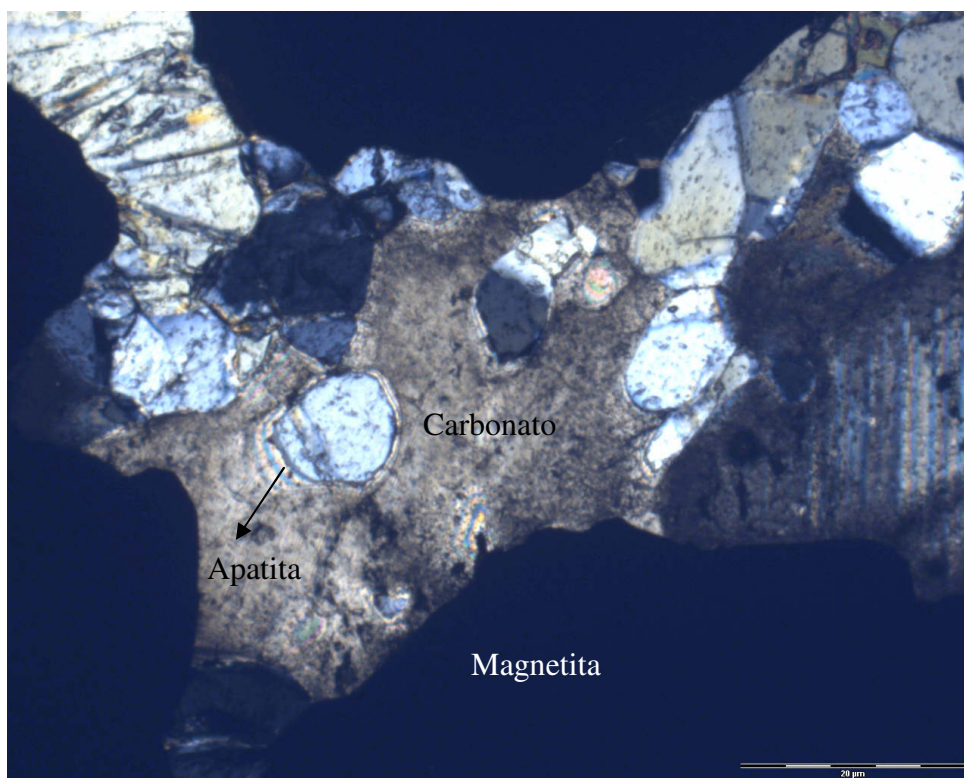


Fotomicrografia 5.11 - Apatita primária prismática, límpida, grossa, com olivina.

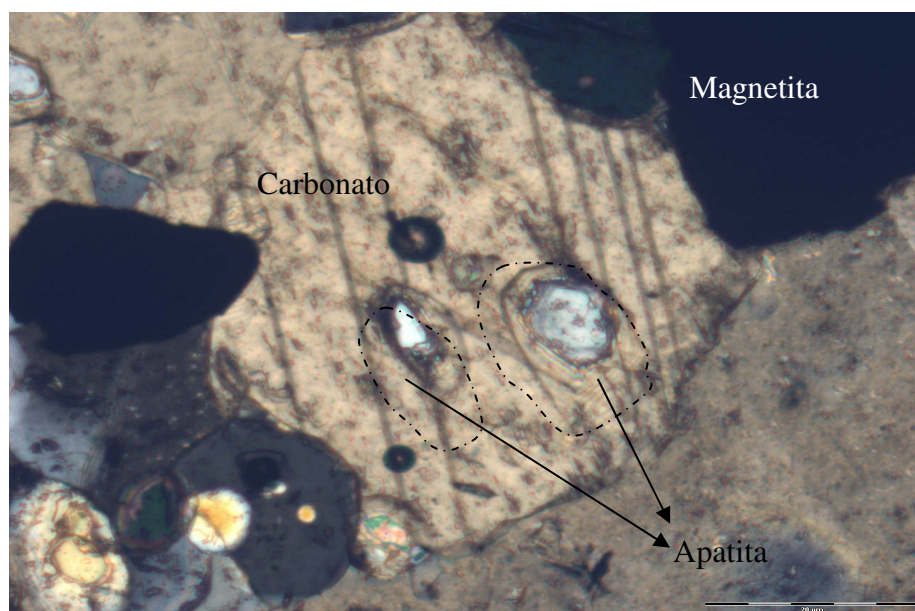


Fotomicrografia 5.12 - Apatita com muitas inclusões e perovskita.





Fotomicrografia 5.13 - Apatita arredondada envolta por carbonato de preenchimento, intersticial à magnetita.

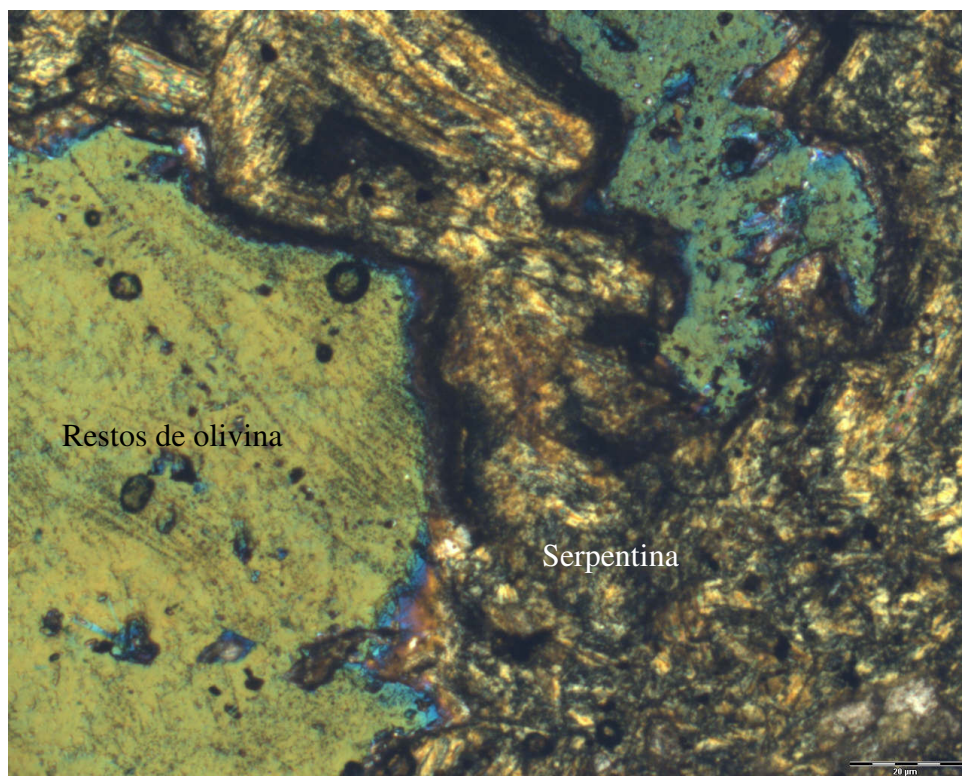


Fotomicrografia 5.14 - Apatita sendo substituída por carbonato.

### 5.1.3 - Tipologia das apatitas de Foscoritos Intemperizados (FIT).

Os foscoritos intemperizados apresentam as mesmas características primárias dos foscoritos acima descritos, inclusive com faixas de cristalização cumulática. No entanto, destaca-se que este litotipo apresenta apenas alteração intempérica, evidenciada pela transformação das olivinas para serpentina (fotomicrografia 5.15), sem carbonatação ou flogopitização.

Os foscoritos intemperizados apresentam predominantemente apatita primária e olivina (serpentinizada) com magnetita, geralmente de granulação média. São constituídos de serpentina ( $\approx 30,0\%$ ), olivina (tipo forsterita -  $\approx 10,0\%$ ), apatita ( $\approx 25,0\%$ ), magnetita ( $\approx 25,0\%$ ), carbonatos ( $\approx 5,0\%$ ) e traços de fengita ( $\approx 1,0\%$ ), flogopita ( $\approx 1,0\%$ ), óxidos/hidróxidos de ferro, pirocloro, perovskita e pirita.

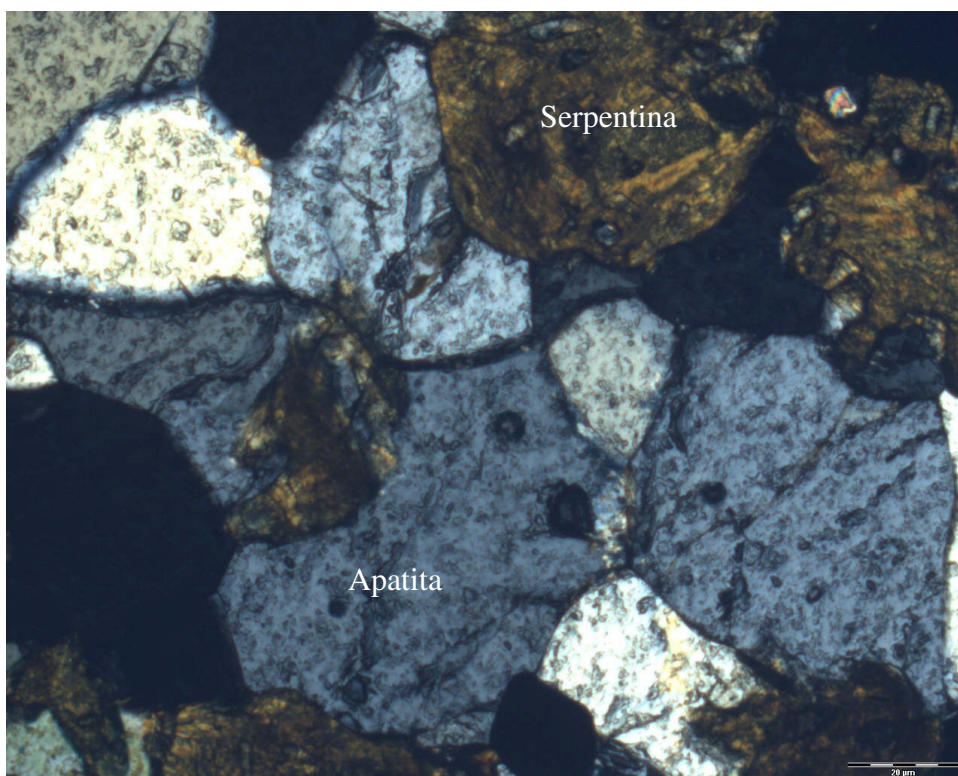


Fotomicrografia 5.15 - Restos de olivina sendo substituídos por serpentina.



Eventualmente tem-se porção de olivina e magnetita cumulus, na qual ocorrem grandes cristais de olivina (1,0 a 1,3 cm), quase completamente serpentinizados, com grandes cristais de magnetita euédrica a subédrica (1,0 cm). Na região intercumulus tem-se carbonatos intersticiais e raramente apatita granular média.

A apatita é primária prismática, límpida, magmática, em grãos finos e médios (0,2-0,3 e 1,0 mm, respectivamente), compondo a rocha (fotomicrografia 5.16).

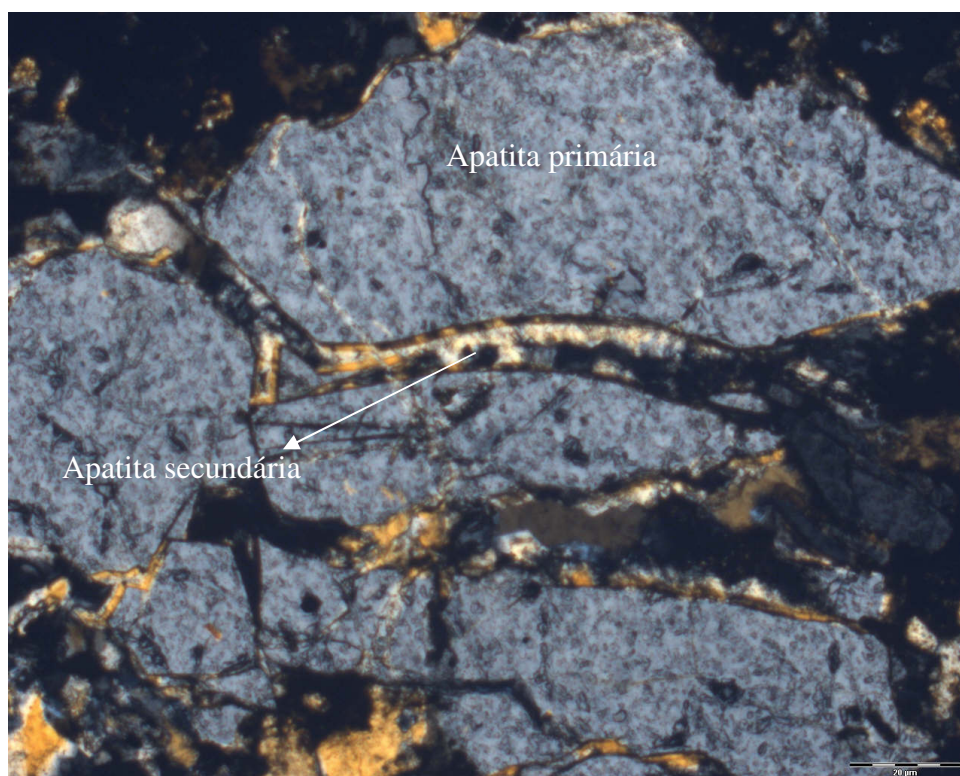


Fotomicrografia 5.16 - Grãos de apatita com serpentina.

#### **5.1.4 - Tipologia das apatitas de Foscoritos Silicificados (FST).**

Os foscoritos silicificados constituem rochas de granulação grossa a fina, inequigranular seriada, sendo que as porções de granulação grossa representam zonas reliquiares de apatita primária grossa, geralmente fraturada (fotomicrografia 5.17). As zonas de granulação mais fina são constituídas de óxidos/hidróxidos de ferro associado ao quartzo reprecipitado e à apatita secundária, que ocorrem em massas de granulação fina

a média ou rosetas médias, como uma roseta simples ou como rosetas compostas de várias fases de cristais sobrecrecidos. É muito difícil estabelecer se tais rosetas são essencialmente constituídas de quartzo (fotomicrografia 5.18) ou se parte delas pode ser de apatita secundária (fotomicrografia 5.19), pois ambas são muito semelhantes, dificultando assim estimar suas porcentagens relativas. As apatitas ocorrem ainda em finas faixas precipitadas sobre as fraturas dos grãos primários (fotomicrografia 5.17).

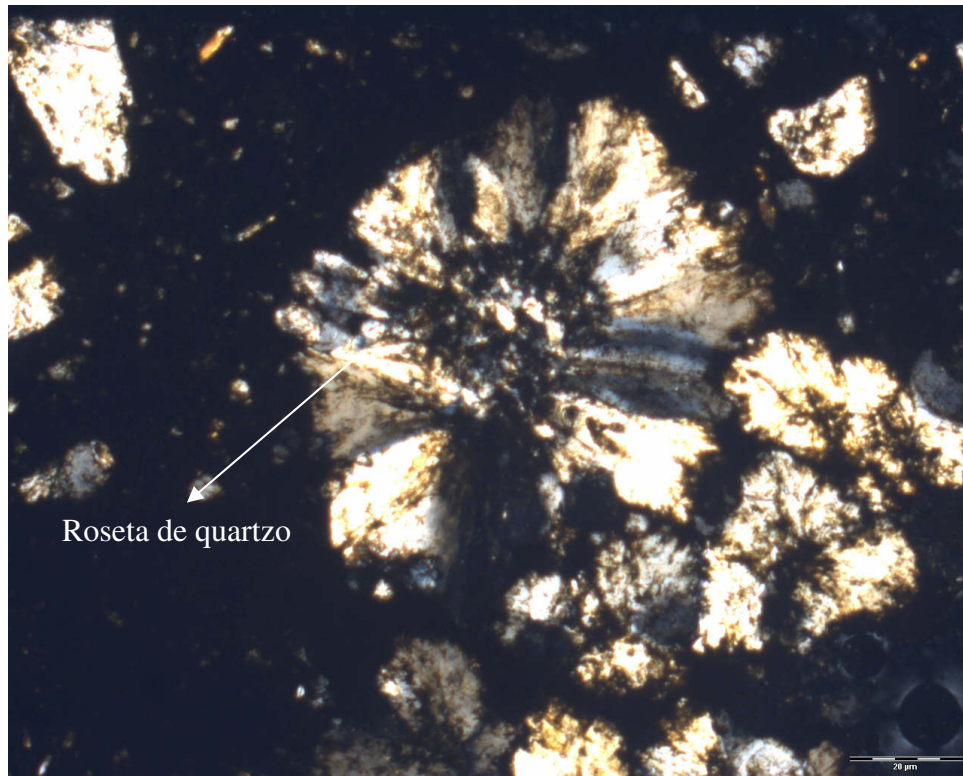


Fotomicrografia 5.17 - Apatita primária, fraturada, com duas bordas de preenchimento, a primeira imediata fina e a outra mais grossa, preenchendo os espaços, da borda em direção ao centro do fraturamento.

A rocha original pode ter sido um foscorito, um apatitito ou, ainda, um piroxenito, em função dos restos de clorita/serpentina, da granulação da apatita primária e da presença somente de magnetita (sem pirita e sem anatásio).

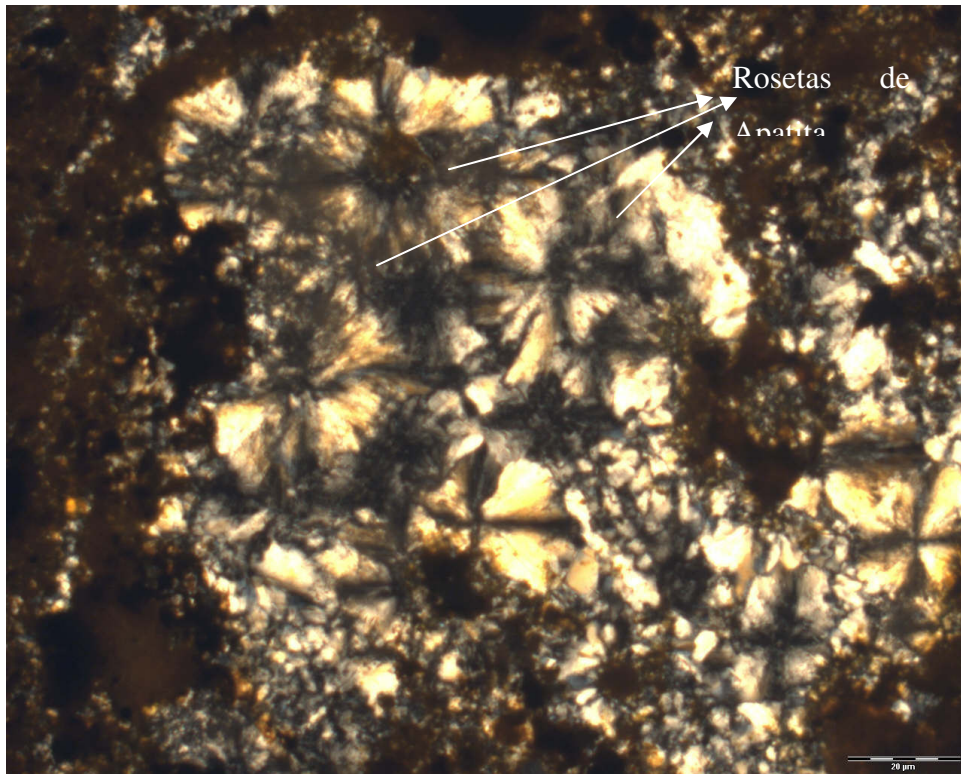
Os conteúdos aproximados dos minerais constituintes dessa rocha são: Apatita primária ( $\approx 20,0\%$ ), apatita secundária ( $\approx 10,0\%$ ), quartzo ( $\approx 35,0\%$ ), óxidos/hidróxidos de ferro ( $\approx 30,0\%$ ) e clorita/serpentina ( $\approx 3,0\%$ ). Estimativa das porcentagens relativas de apatita

secundária e quartzo reprecipitado são pouco precisa, devido à semelhança morfológica (rosetas) e cristalográfica externa (sistema hexagonal, prismático) de ambos os minerais. Essa semelhança está apresentada nas fotomicrografias 5.18 e 5.19.



Fotomicrografia 5.18 - Roseta grande de quartzo





Fotomicrografia 5.19 - Rosetas de apatita secundária supérgena.

Três tipos de apatita foram identificados nos foscoritos silicificados, que são: apatita primária prismática, apatita primária de alta birrefringência e apatita secundária supérgena.

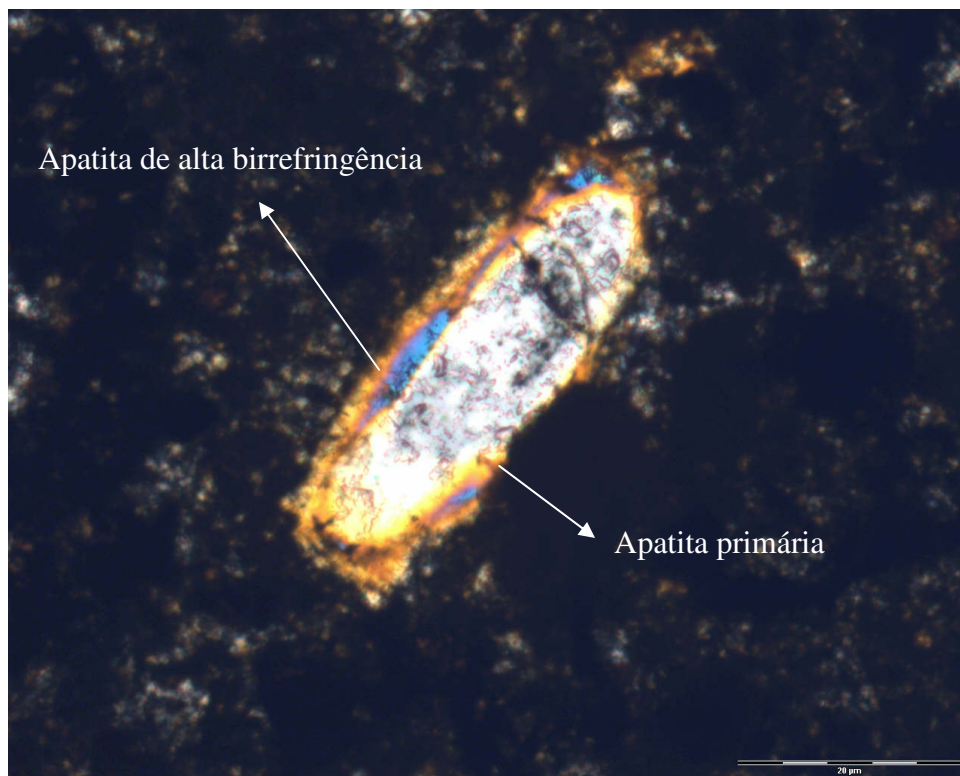
A apatita primária prismática geralmente é subhédrica (fotomicrografia 5.17), de granulação média (0,5 mm), límpida, circundada por óxidos/hidróxidos de ferro e/ou apatita primária de birrefringência alta (provavelmente hidrotermal). Ocorre em agregados reliquiares alongados, associados às outras apatitas e óxidos/hidróxidos de ferro, sendo sua origem provavelmente magmática.

A apatita primária de alta birrefringência é de granulação fina, de 0,1 a 0,3 mm de diâmetro, límpida, porém com birrefringência amarelo/rosa/azul (1ª ordem), geralmente em cristais aciculares, prismático radial ou sobrecrecida na apatita primária prismática cinza (fotomicrografias 5.20 e 5.21). Tem hábito subédrico, podendo ser euédrica e também anhédrica. Ocorre associada a apatitas primárias e secundárias e

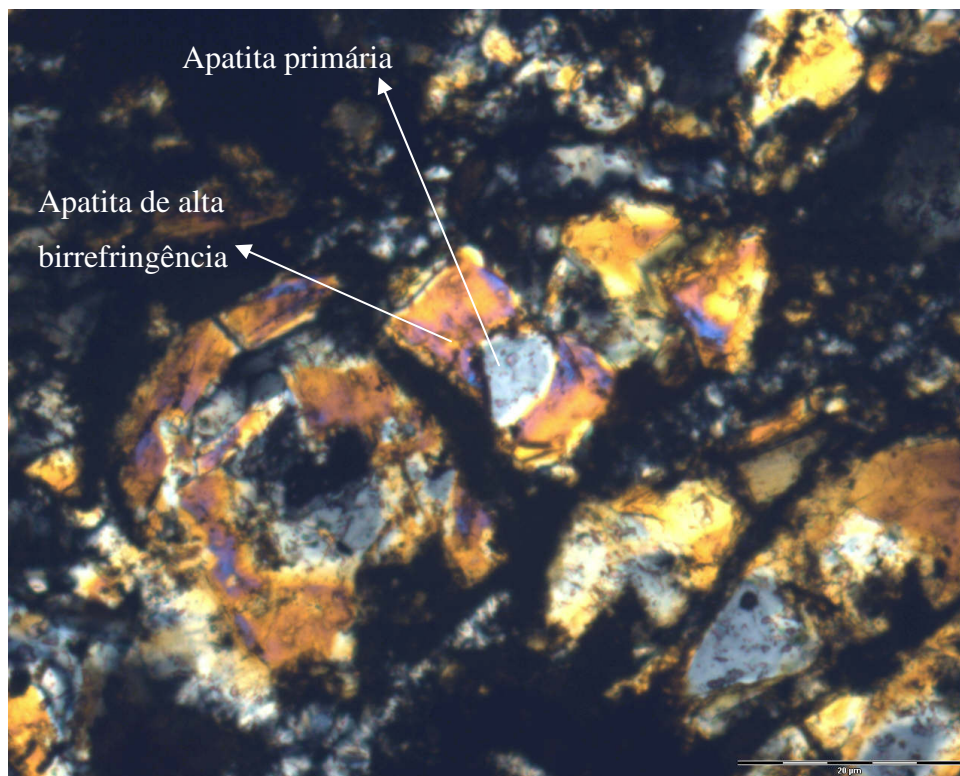


óxidos/hidróxidos de ferro, sendo sua origem provavelmente hidrotermal. Localmente formam-se massas de granulação muito fina.

A apatita secundária supérgena ocorre em rosetas de tamanhos variados (fotomicrografia 5.19), geralmente finas a médias (0,1 a 1,0 mm de diâmetro) e em massas de subgrãos (0,1 mm). Localmente ocorre nas paredes das cavidades, na forma de grãos prismáticos radiais, também em diferentes tamanhos, sendo subédricos a euédricos. Associa-se às outras apatitas e óxidos/hidróxidos de ferro.



Fotomicrografia 5.20 - Grão de apatita primária com borda de maior birrefringência, devido sobrecrescimento de apatita hidrotermal.

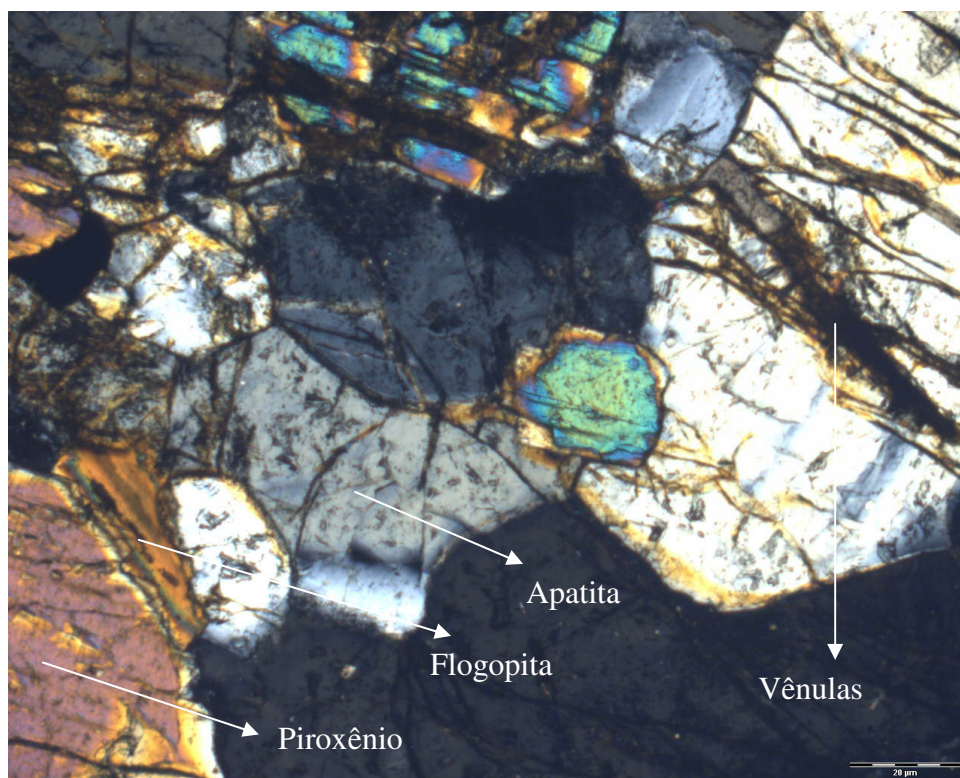


Fotomicrografia 5.21 - Apatita de alta birrefringência (hidrotermal) sobrecrecida na apatita primária prismática.

### 5.1.5 - Tipologia das apatitas de Piroxenitos (PT).

Os piroxenitos e seus produtos de alteração hidrotermal são compostos principalmente por piroxênios (25,0 a 60,0%) e flogopita (11,0 a 35,0%), além de olivina (traços a 15,0%), magnetita (4,0 a 12,0%), perovskita/leucoxênio (5,0 a 18,0%), apatita (1,0 a 25,0%), carbonatos (traços a 25,0%) e clinohumita (traços a 15,0%). Outros minerais comuns são serpentina (até 30,0%), clorita (até 8,0%), óxidos/hidróxidos de ferro, pirita, quartzo e barita.

Os piroxenitos podem estar associados a processos hidrotermais, sendo classificados então como hidrotermalizados. Além disso, podem ser classificados como com carbonatização e com apatitas (fotomicrografia 5.22).



Fotomicrografia 5.22 - Grãos de apatita e piroxênio, fraturados e cortados por vênulas de óxidos/hidróxidos de ferro e carbonatos.

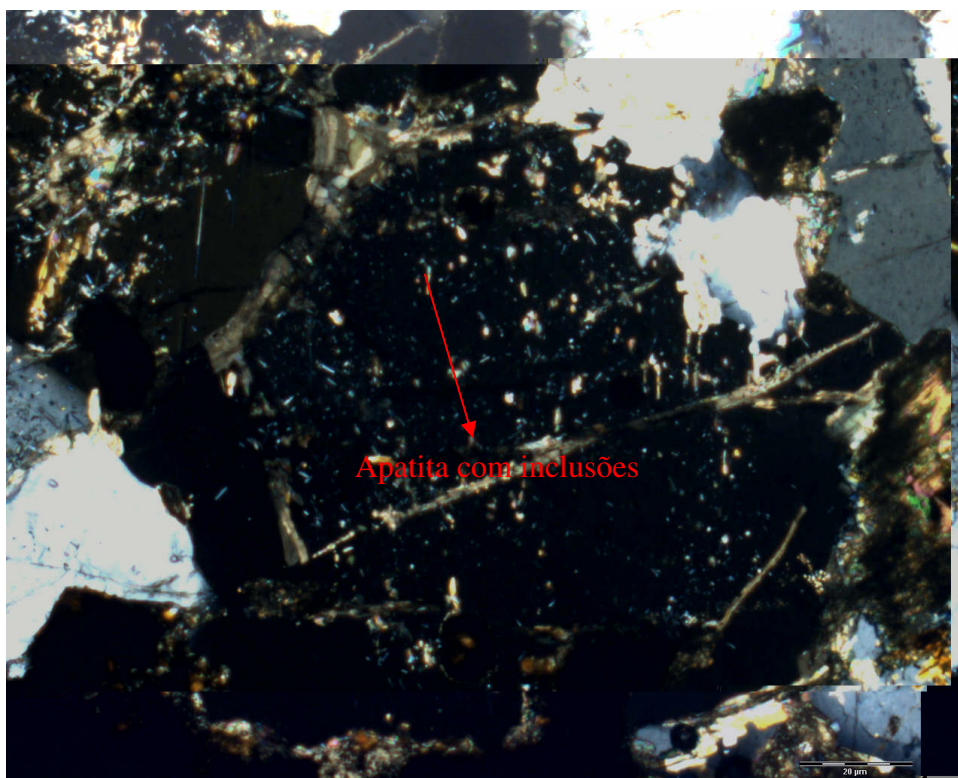
Os piroxenitos com alteração hidrotermal podem apresentar zonas de granulação muito grossa e de granulação fina a média, ambas muito fraturadas e com alteração de clinohumita, flogopita, carbonatos e, finalmente, apatita secundária. A rocha geralmente é inequigranular seriada.

A clinohumita ocorre preferencialmente substituindo o piroxênio e associa-se a flogopita. O carbonato preenche as fraturas e veios e percola por toda a rocha, juntamente com a apatita hidrotermal de alta birrefringência. Posteriormente tem-se preenchimento por apatita secundária fina e carbonato pervasivo e em fraturas e veios (diferentes gerações).

As apatitas associadas aos piroxenitos podem variar de granulação fina a grossa (0,1 a 4 mm) e podem ser classificadas, pela morfologia, em: 1) Primária magmática associada ao piroxenito (com alto Si); 2) Hidrotermal de birrefringência alta, associada ao carbonato; e 3) Secundária supérgena, fina, acicular, preenchendo interstícios e vazios.

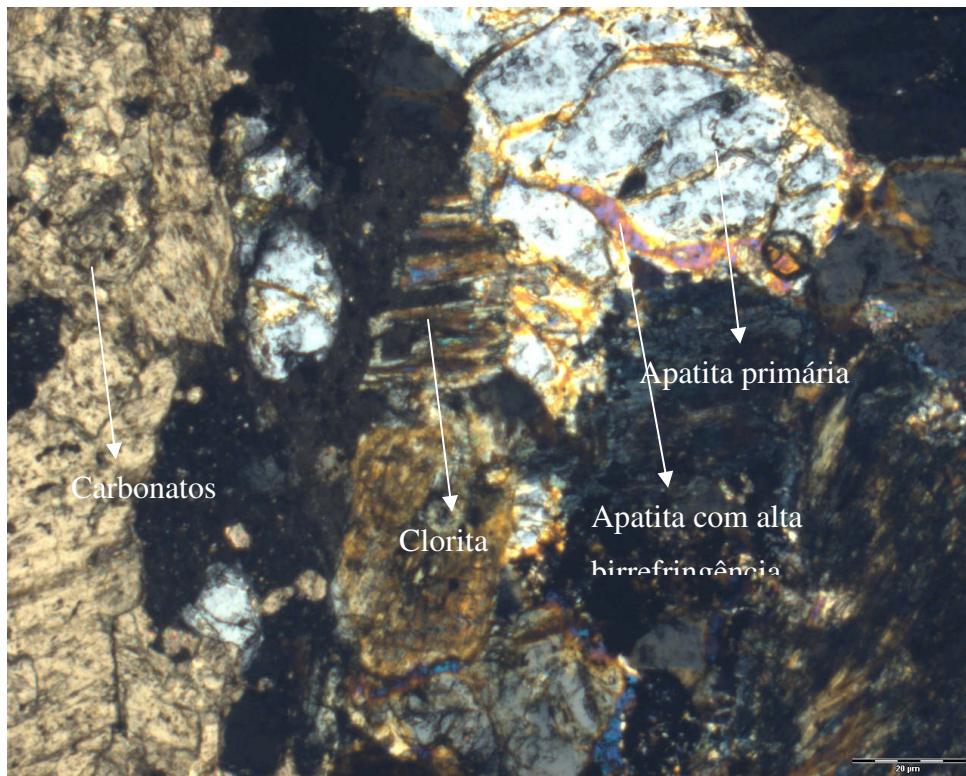


As apatitas descritas como primárias podem estar com ou sem inclusões (fotomicrografias 5.23 e 5.22, respectivamente), geralmente apresentam granulação média à grossa, são mais límpidas e prismáticas.

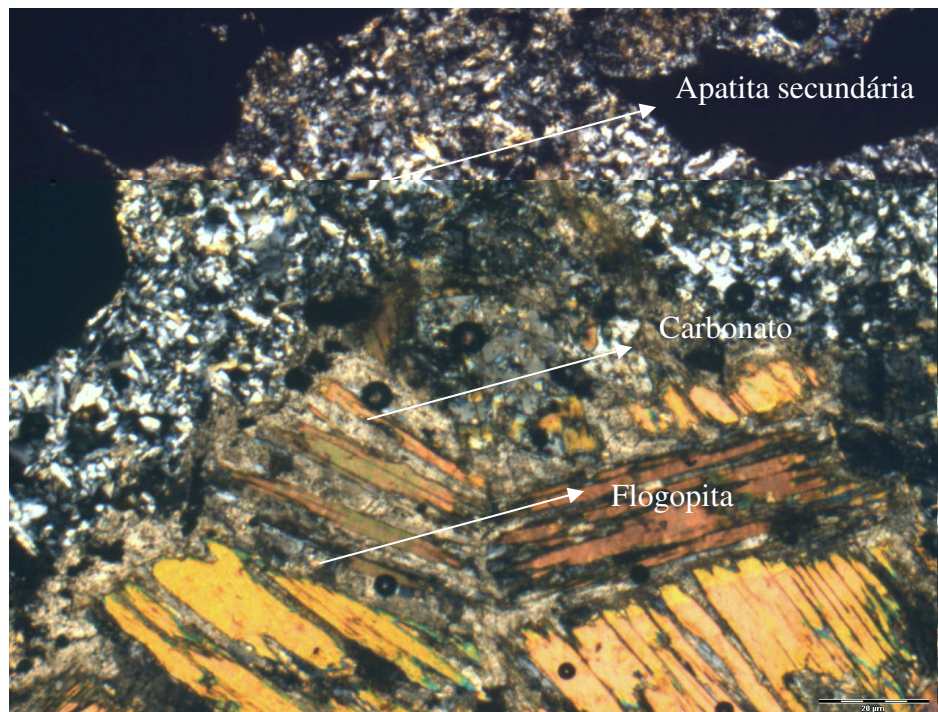


Fotomicrografia 5.23 - Apatita primária com muitas inclusões.

Apatitas com birrefringência alta, de granulação fina, associadas com carbonatos podem estar associadas a processos hidrotermais (fotomicrografia 5.24). Além disso, têm-se apatitas aciculares, finas (0,1 a 0,3 mm), preenchendo os interstícios, associadas a óxidos/hidróxidos de ferro, que podem ser classificadas como secundárias (fotomicrografia 5.25).



Fotomicrografia 5.24 - Apatita e clorita cortado por veio carbonático.



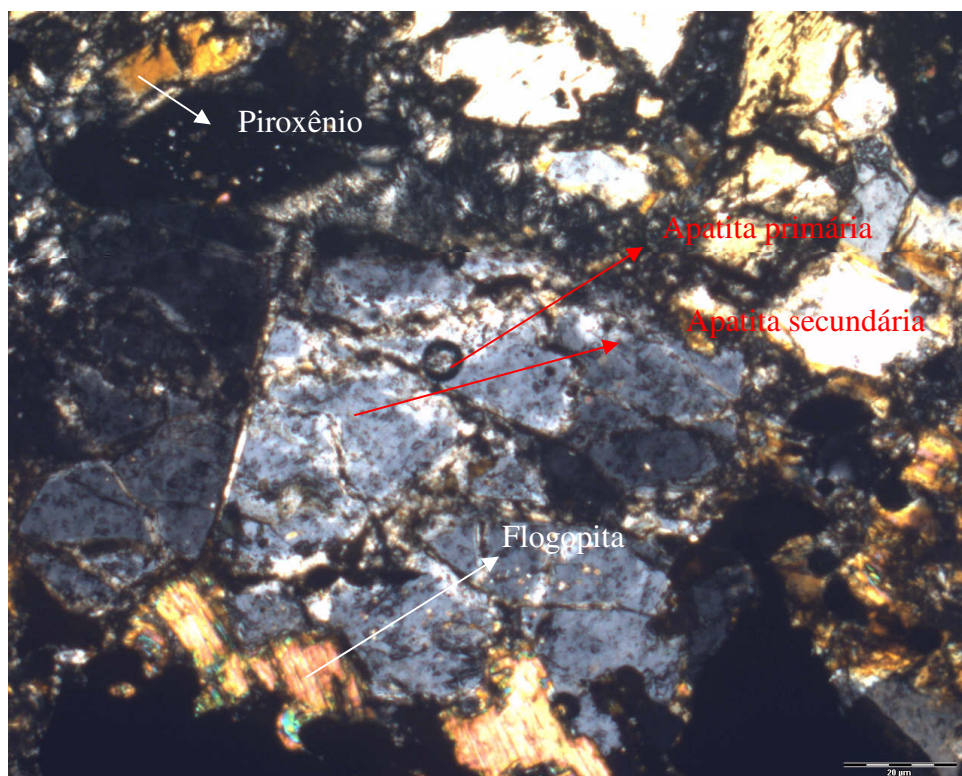
Fotomicrografia 5.25 - Apatita secundária preenchendo vazios, posterior aos carbonatos que substituem a flogopita.



### 5.1.6 - Tipologia das apatitas de Piroxenitos Intemperizados (PIT).

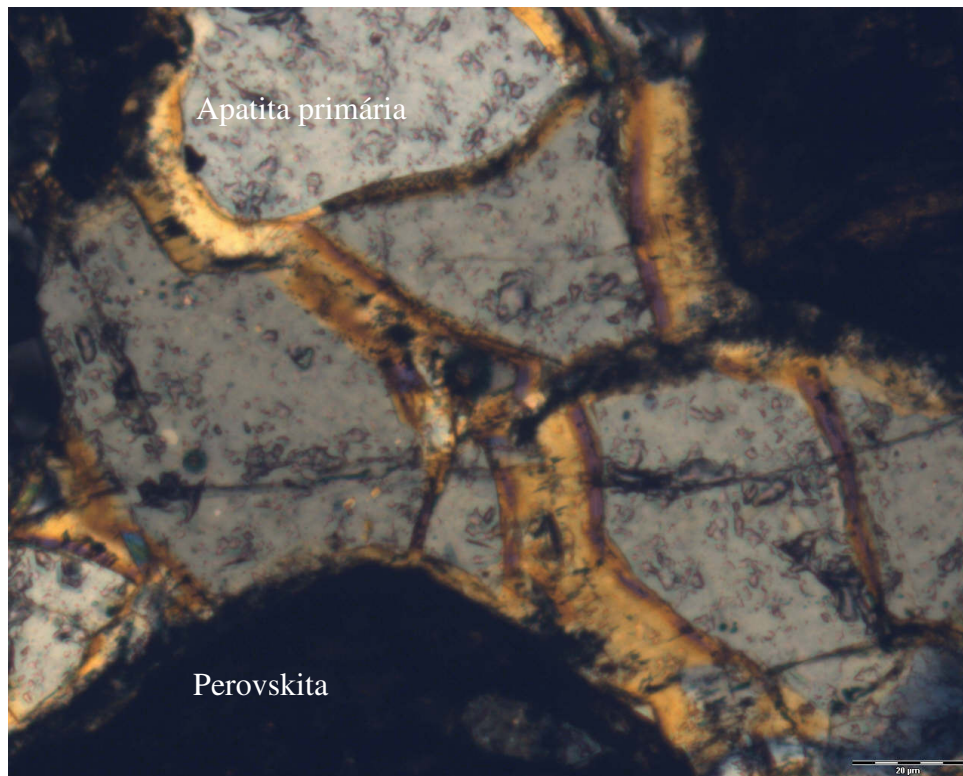
Os piroxenitos podem, também, estar associados a processos de intemperismo, sendo, então, classificados como intemperizados. Essas rochas são de granulação grossa-média a fina, inequigranular seriada a equigranular, em processo de alteração supergênica (fotomicrografia 5.26).

São constituídas por pseudomórficos de piroxênio (e/ou olivina) (0,0 a 25,0%), substituídos por serpentina (15,0 a 30,0%), e cristais médios de flogopita (0,0 a 35,0%), clorita (0,0 a 8,0%), magnetita (4,0 a 12,0%), clinohumita (0,0 a 5,0%), apatita (0,0 a 5,0%), óxidos/hidróxidos de ferro (traços a 15,0%), perovskita (0,0 a 18,0%), além de agregados de minerais (flogopita, clorita, etc) e raramente barita e quartzo. Toda a rocha é percolada e cortada por carbonatos (0,0 a 25,0%).

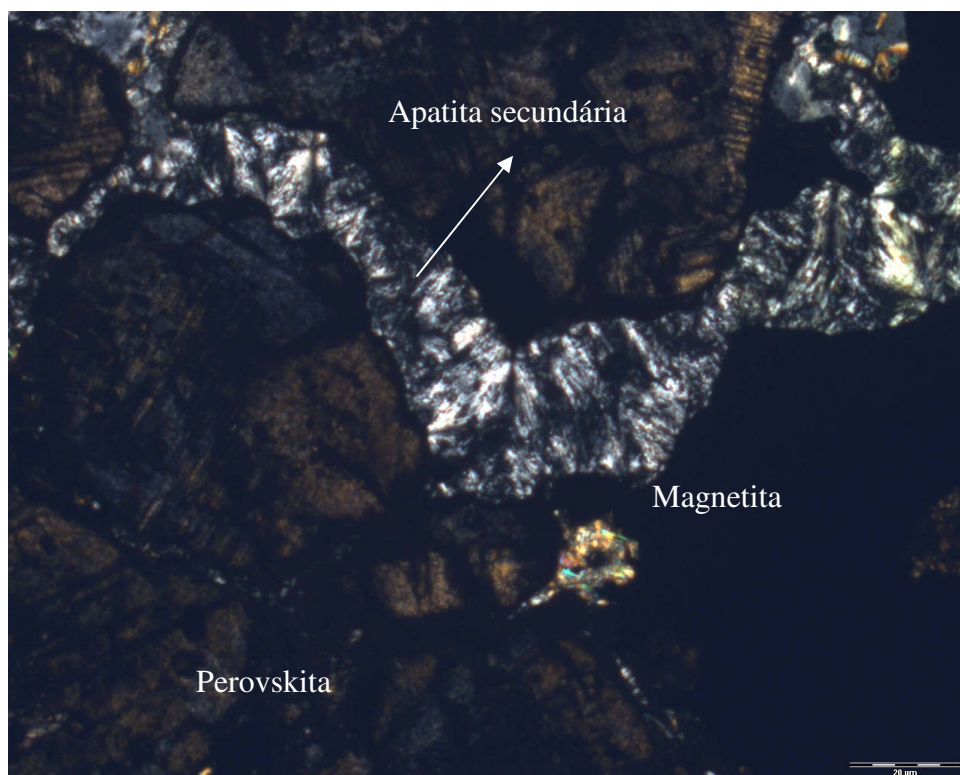


Fotomicrografia 5.26 - Piroxenito intemperizado com apatita primária e secundária.

Dois tipos principais de apatita são observados nos piroxenitos intemperizados: 1) Primária, grossa a média (0,5 a 2,0 mm), subédrica a anédrica (fotomicrografia 5.27); e 2) Secundária fina (0,1 a 0,2 mm), subédrica, com disposição radial dos cristais aciculares (fotomicrografia 5.28).



Fotomicrografia 5.27 - Apatita primária fraturada, límpida, grossa.



Fotomicrografia 5.28 - Apatita secundária radial entre grãos de perovskita e magnetita.

#### **5.1.7 - Assembléia Mineralógica comum às tipologias do minério.**

A partir das análises por microscopia óptica foi estimada a assembléia mineralógica constituinte dos vários tipos litológicos representativos do depósito de Salitre, conforme apresentado na tabela V.1 abaixo.

Em geral, a composição modal comum a todas as amostras inclui: apatita, flogopita, magnetita, carbonato, olivina, clinohumita, piroxênio e óxidos/hidróxidos de ferro. Exceções são os apatititos e foscoritos silicificados que já tiveram a maioria de seus minerais primários lixiviados.



Tabela V.1 - Assembléia mineralógica estimada dos vários tipos litológicos.

Rocha	Apatita	Flogopita	Magnetita	Carbonato	Olivina	Piroxênio	Clinohumita	Óxidos/Hidróxidos de ferro	Peroviskita	Outros
Apatítico	71	4	3	5	-	-	1	16	-	-
Foscorito	21	16	26	13	11	8	3	-	2	-
Foscorito Intemper.	25	2	27	5	10	-	-	-		31 Spt
Foscorito Silicificado	35	-	7	-	-	-	-	30	-	27 Qz
Piroxenito	16	20	8	6	-	36	4	2	9	1 Cl
Piroxenito Intemper.	3	18	8	13	-	13	3	8	9	28 (Spt e Cl)
Média	29	10	13	7	4	9	2	9	3	15 (Spt, Qz e Cl)

Obs. – as abreviaturas da tabela possuem os significados abaixo:

- Spt = serpentina;
- Cl = clorita;
- Qz = quartzo.

Cabe salientar que foi observado, na maioria dos litotipos presentes no depósito de Salitre, um processo de substituição de apatitas por carbonatos, deixando como aspecto reliquiar grãos pseudomórficos de apatita parcialmente substituídos por carbonatos. Essa substituição evidencia o intrínseco intercrescimento entre apatita e carbonatos, que, dificilmente, poderão ser separados, a não que sejam submetidos à moagem muito fina. Exemplos excelentes para se observar essas feições de absorção da apatita pelo carbonato são apresentadas nas fotomicrografias 5.13 e 5.14 dos foscoritos.

Esta é uma função peculiar das apatitas de Salitre, que reflete a grande influência da morfologia das apatitas, com resultados negativos para os processos de beneficiamento.

O aspecto da substituição da parte externa do cristal de apatita por carbonatos é pouco estudada, demonstrando uma necessidade desse desenvolvimento, no beneficiamento bem como para a solubilização química. Salienta-se que, para esta aplicação

(solubilização) pode-se obter elevadas perdas de fósforo neste processo. Trabalhos laboratoriais realizados com amostras que apresentam estas características comprovaram a observação citada.

Assim, uma recomendação para trabalhos futuros é a de se verificar/estudar:

- aspectos genéticos;
- procura de indicadores gerais para evidenciar as ocorrências;
- detalhamento para o futuro banco de dados do planejamento de mina;
- estudos de processo na área da moagem/liberação do mineral útil;
- estudos de reagentes de flotação específicos, para o caso;
- estudos de protonação das apatitas.

Outro aspecto importante a ser salientado é a presença de apatitas primárias com inclusões, tanto sólidas como fluídas, presentes nos principais tipos de minério, tais como apatitito (fotomicrografia 5.1), foscorito (fotomicrografia 5.12) e piroxenito (fotomicrografia 5.23). Essas inclusões, principalmente as sólidas, constituídas de carbonatos, podem interferir negativamente no processo de concentração do mineral, tanto na etapa de flotação, como durante a produção de ácido fosfórico.

Os resultados acima descritos salientam a possível variabilidade composicional das apatitas em termos de Sr, Ce, La, Na, C, F, OH, as quais apresentam pelo menos três gerações distintas: primária magmática, primária hidrotermal e secundária supérgena.

#### **5.1.8 – Resultados de microanálise química (Microsonda EDS).**

Considerando-se a classificação dos seis tipos litológicos apresentada nos estudos de microscopia óptica, como sendo foscoritos, apatititos, foscorito intemperizado, piroxenito e piroxenito intemperizado, zona de mistura e os diferentes tipos de apatita dentro de cada litotipo, ou seja, apatita primária, secundária e com alta birrefringência, foram efetuados gráficos comparativos, nos quais pode-se verificar que os tipos de

apatitas se agrupam principalmente em função da sua origem primária e secundária (figuras 5.1 e 5.2).

Observando-se a figura 5.1 pode-se constatar que as apatitas primárias apresentam sistematicamente maior conteúdo de  $\text{SiO}_2$  que as apatitas secundárias e com birrefringência alta, independente do tipo litológico. Salienta-se, também, que o comportamento das apatitas secundárias e de birrefringência alta é similar, ou seja, não existe separação entre elas.

Neste contexto, cabe salientar que as apatitas primárias dos foscoritos apresentam teores de  $\text{SiO}_2$  iguais e/ou superiores aos das apatitas primárias de piroxenitos e apatititos, não confirmando, portanto, os resultados preliminares apresentados por Lenharo, 2003, em que discrimina duas variedades de apatitas relacionadas aos piroxenitos e carbonatitos, respectivamente. Tratam-se provavelmente de duas ou mais variedades de apatitas, porém, aparentemente, não estão diretamente associadas aos tipos litológicos, e sim a sua gênese primária ou secundária.

Na figura 5.2, que mostra os valores de F x SrO, observa-se novamente que as apatitas primárias se concentram formando um grupo específico com teores médios de SrO ( $\approx 0,5$  a  $1,7\%$  SrO), independentemente do tipo litológico.

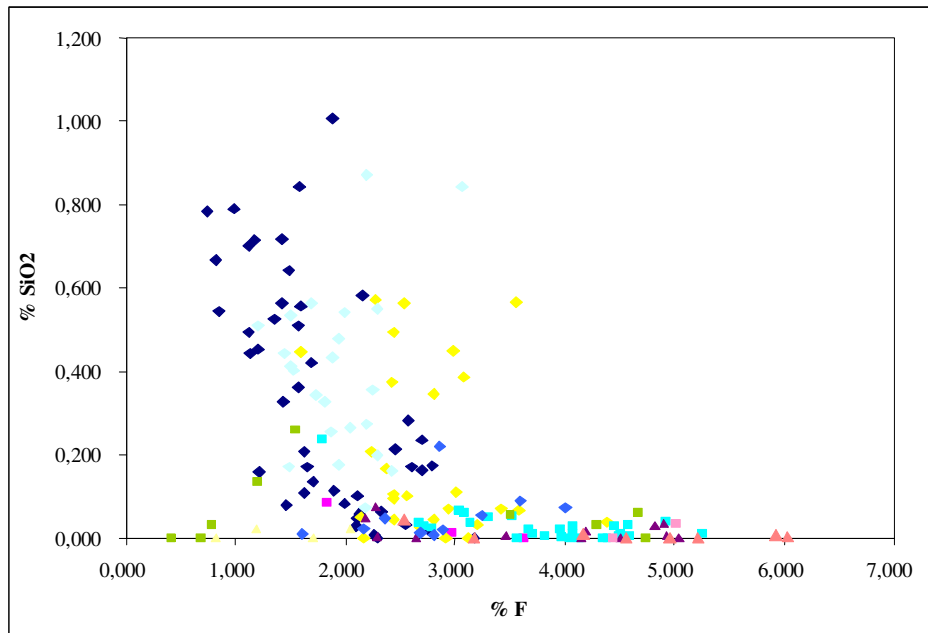


Figura 5.1: Análise comparativa entre os tipos litológicos e tipos de apatitas, através dos conteúdos de  $\text{SiO}_2$  x F.

A legenda da tabela acima indica:

- |  |  |
|--|--|
| ◆ Apatita primária do foscorito                            | ■ Apatita secundária do foscorito              |
| ◆ Apatita primária do apatitito                            | ■ Apatita secundária do apatitito              |
| ▲ Apatita birrefringência alta do apatitito                | ◆ Apatita primária do piroxenito               |
| ■ Apatita secundária do piroxenito                         | ▲ Apatita birrefringência alta do piroxenito   |
| ■ Apatita secundária do piroxenito intemperizado           | ◆ Apatita primária do piroxenito intemperizado |
| ▲ Apatita birrefringência alta do piroxenito intemperizado |  |

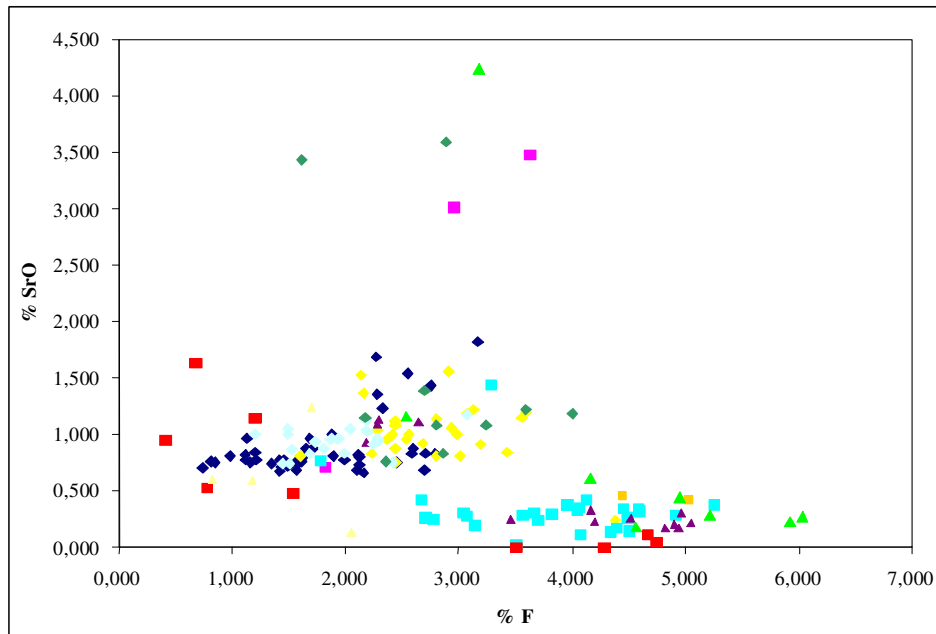


Figura 5.2: Análise comparativa entre os tipos litológicos e tipos de apatitas, através dos conteúdos de SrO x F.

A legenda da tabela acima indica:

- ◆ Apatita primária do foscorito
- ◆ Apatita secundária do foscorito
- ◆ Apatita primária do apatitito
- ◆ Apatita secundária do apatitito
- ◆ Apatita birrefringência alta do apatitito
- ◆ Apatita primária do piroxenito
- ◆ Apatita secundária do piroxenito
- ◆ Apatita birrefringência alta do piroxenito
- ◆ Apatita primária do piroxenito intemperizado
- ◆ Apatita secundária do piroxenito intemperizado
- ◆ Apatita birrefringência alta do piroxenito intemperizado

Já as apatitas secundárias e de birrefringência alta apresentam-se misturadas, porém formam dois grupos distintos, ou seja, um grupo de muito baixo SrO, entre 0 e 0,5 %, e outro de alto SrO, com valores da ordem de 2,7 a 4,2 % de SrO. Esse grupo de alto SrO é bastante restrito e conta com a participação de duas amostras de apatita primária do litotipo laterita.

Na figura 5.2 torna-se, também, evidente que os teores de F são ligeiramente superiores nas apatitas secundárias, em relação às primárias, independentemente da litologia. Esse fato deve estar associado ao teor de OH, provavelmente maior nas apatitas primárias.

Neste sentido, observa-se que as apatitas primárias dos foscoritos, dos piroxenitos e em parte dos carbonatitos, apresentam os mais baixos teores de F, sendo, portanto, possivelmente enriquecidas em OH. As apatitas primárias dos apatitos e lateritos apresentam maiores teores de F.

Desta forma, então, desconsiderando as diferenças litológicas, que não mostraram resultados efetivos na classificação e discriminação dos tipos de apatitas e, em se refazendo as mesmas figuras ( $\text{SiO}_2 \times \text{F}$  e  $\text{SrO} \times \text{F}$ ), apenas com os tipos de apatitas (figuras 5.3 e 5.4), observa-se, mais claramente, o comportamento das apatitas primárias, secundárias e de birrefringência alta.

As figuras 5.3 e 5.4 confirmam, de forma mais clara, as observações efetuadas sobre o comportamento dos tipos de apatitas, ou seja, as apatitas primárias se concentram e formam um grupo específico, enquanto que as apatitas secundárias e de birrefringência alta se misturam e formam um outro grupo ou grupos distintos.

Analisando os resultados sem discriminar tipos de apatitas ou litologias, apenas considerando as várias amostras estudadas (figura 5.5), observa-se que estas podem constituir grupos específicos. No entanto, quando se verificam quais são as amostras semelhantes, novamente depara-se com os tipos de apatitas, primária e secundária (figura 5.6).

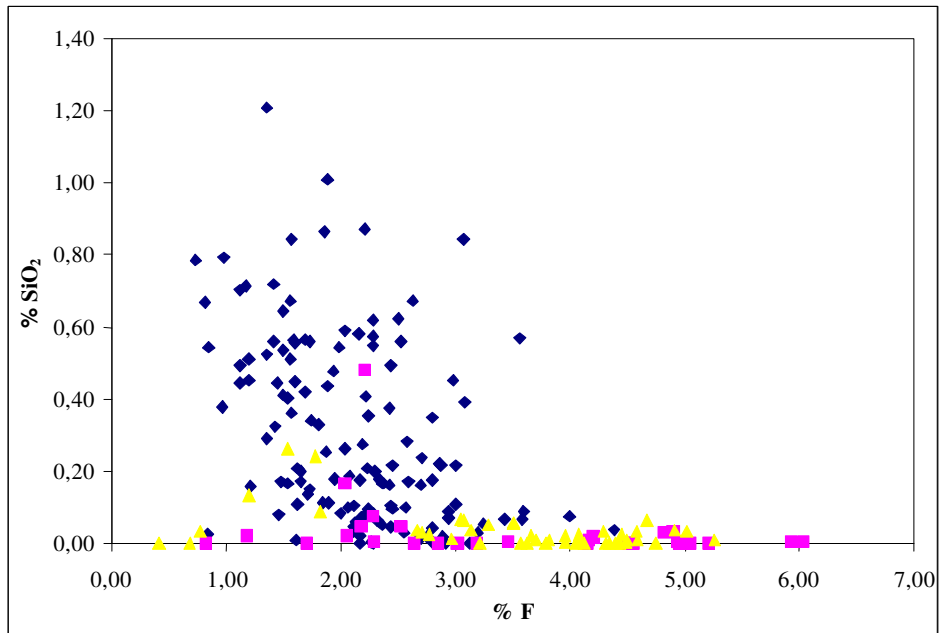


Figura 5.3: Análise comparativa entre tipos de apatitas, através dos conteúdos de SiO<sub>2</sub> x F.

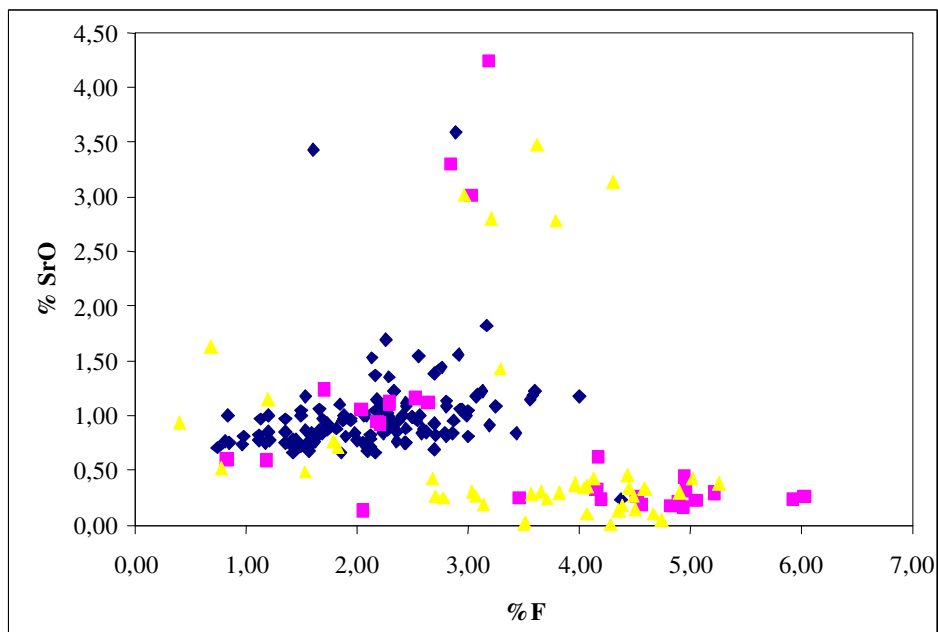


Figura 5.4: Análise comparativa entre tipos de apatitas, através dos conteúdos de SrO x F.

Obs.: A legenda das tabelas acima, indicam:

- ◆ Apatita Primária;
- Apatita Secundária;
- ▲ Apatita birrefringência alta .

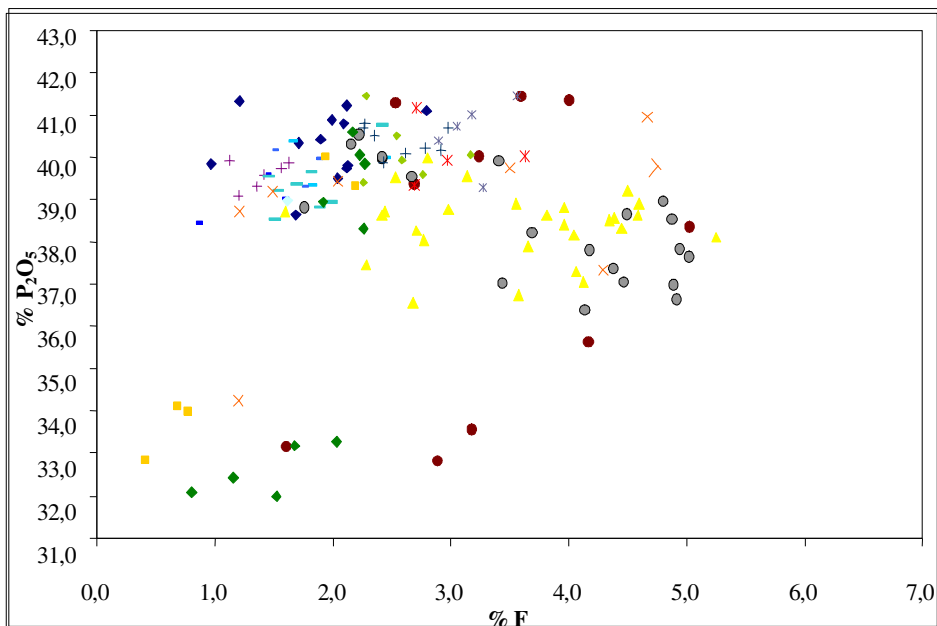


Figura 5.5: Análise comparativa entre as amostras estudadas, através dos conteúdos de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> x F.

Outras informações como resultados químicos, petrografia, e fotomicrografia estão disponíveis no trabalho de caracterização das apatitas.

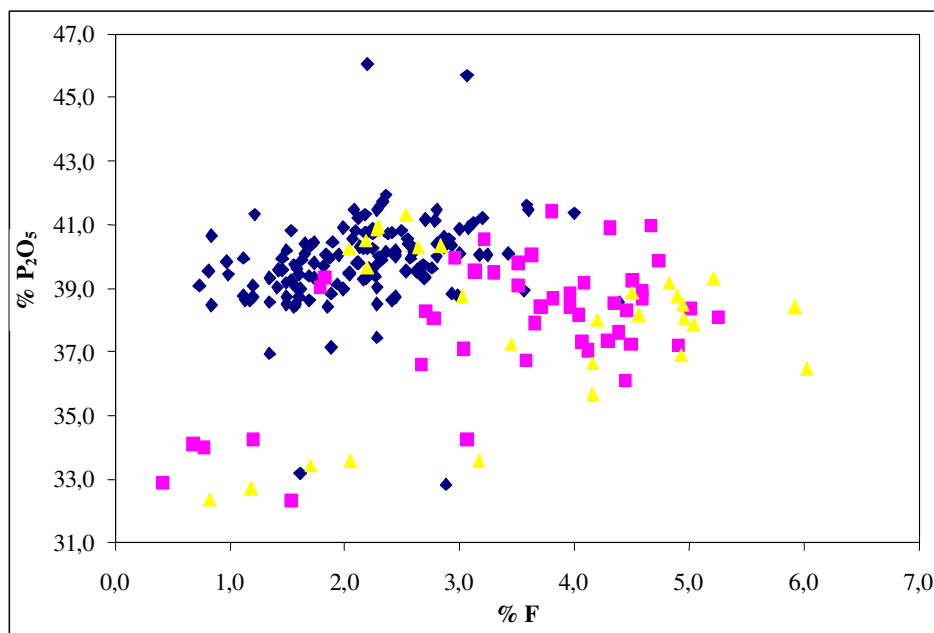


Figura 5.6: Análise comparativa entre os tipos de apatitas pelos conteúdos de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> x F.

Obs.: A legenda das tabelas acima, indicam:

- ◆ Apatita Primária;
- Apatita Secundária;
- ▲ Apatita birrefringência alta .



A partir dos valores percentuais em peso, de óxidos, obtidos pelas análises por microsonda eletrônica, foram realizados os cálculos da fórmula estrutural das apatitas analisadas e selecionadas as análises válidas, num total de 207 análises. As análises foram recalculadas na base de 10 cargas positivas.

### **5.1.9 - Dados teóricos para o cálculo da fórmula estrutural das apatitas.**

Os cálculos da fórmula estrutural das apatitas têm sido feitos por vários métodos. Toledo (1999), sintetizando as informações bibliográficas, menciona 4 possibilidades para o cálculo, com base: 1) no número de oxigênios ou no conteúdo aniônico; 2) no número de cátions da posição A; 3) na soma dos cátions da posição A e daqueles que formam os ânions da posição X; ou 4) na soma dos cátions que formam os ânions da posição X. A mesma autora concluiu que o melhor método seria com base em 10 cátions para o cálculo (opção 2), já que a constituição catiônica da apatita é muito melhor conhecida e detectada do que a aniônica.

(1.) Base 26 (O + F + Cl)

Base 12,5 O (não consideram SrO, SiO<sub>2</sub> e CO<sub>2</sub>)

Base 25 O

(2.) A = 10 (OH calculado com base nas cargas; ou CO<sub>2</sub> calculado para P + Si + S + C = 6)

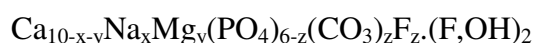
(3.) A + X = 16 (OH calculado para OH + F = 2 e CO<sub>3</sub> não mencionado; ou Si não analisado e C distribuído  $\frac{3}{4}$  em P e  $\frac{1}{4}$  substituindo cátions)

(4.) X = 6

Utilizando-se qualquer método de cálculo, a relação 10/6 (= 1,667), entre a ocupação do sítio A e a ocupação do sítio X, raramente é encontrada. Os valores geralmente observados são maiores que a relação estequiométrica ideal, indicando um déficit de P e seus substituintes, que, conseqüentemente, indicam um excesso de cátions, os quais poderiam estar posicionados em cavidades da estrutura.

Além disso, observa-se, na literatura, que o F pode estar presente fora dos canais, acompanhando a substituição do  $\text{PO}_4^{3-}$  por  $\text{CO}_3^{2-}$ , mantendo assim o balanço de cargas. Embora esses íons estejam fora da estequiometria ideal da apatita, eles desempenham um papel importante tanto nas cargas elétricas como na estrutura do mineral. Esses e outros aspectos evidenciam a fragilidade de qualquer método escolhido para o cálculo da fórmula estrutural das apatitas.

Segundo Toledo (1999), a melhor fórmula de referência para o cálculo, seria aquela estabelecida por McArthur (1990), modificada de McClellan (1980), considerando a relação entre excesso de F/quantidade de  $\text{CO}_3$  em substituição ao  $\text{PO}_4$ , ou seja:



Toledo (1999), adiciona, ainda,  $\text{SiO}_4^{4-}$  no sítio X e Sr e ETR no sítio A, obtendo a fórmula geral de referência como:



Segundo a autora, esta fórmula apresenta as seguintes vantagens:

- considera também o OH, o que nem sempre acontece nas outras propostas;
- não considera que o  $\text{SiO}_4$  esteja obrigatoriamente vinculado à compensação de cargas, devido a substituição  $\text{PO}_4$  por  $\text{CO}_3$ , já que os teores obtidos por microsonda eletrônica são bastante precisos;
- permite distribuir o F entre os canais (com o OH) e a parcela de F que acompanha o  $\text{CO}_3$  (na proporção 1:1 como sustentado pela bibliografia).

Nas tabelas V.2, V.3 e V.5 têm-se os resultados das análises químicas obtidos através da microsonda (EDS), para cada de apatita, primária, secundária e birrefringência. As apatitas primárias do litotipo lateritas diferem bastante das demais, em relação aos conteúdos de Na, OH e  $\text{CO}_3$ . Também as apatitas primárias de apatititos apresentam conteúdos diferenciados de OH, conforme pode ser observado na tabela V.2. Já os magnetititos apresentam as apatitas primárias mais enriquecidas em  $\text{SiO}_2$ . Da mesma

forma, as apatitas secundárias dos foscoritos e carbonatitos são enriquecidas em Sr, enquanto que aquelas dos apatitos e piroxenitos são empobrecidas. As apatitas secundárias de carbonatitos são empobrecidas em OH, enquanto que as apatitas secundárias de piroxenitos são bastante distintas com alto Na, Fe, CO<sub>3</sub> e OH, conforme apresentado na tabela V.3.

Novamente, em relação às apatitas com birrefringência alta observam-se também variações conforme a litologia (tabela V.4), ou seja, essas apatitas oriundas de carbonatitos e lateritas são enriquecidas em Sr, sendo que as últimas são também enriquecidas em La, Ce, Na e CO<sub>3</sub> e empobrecida em OH. Essas apatitas oriundas de piroxenitos são diferencialmente enriquecidas em Na, Fe, CO<sub>3</sub> e OH.

Tabela V.2 – Resultados de análises químicas, em fórmula unitária, obtidas através de microsonda (EDS) das apatitas primárias dos vários tipos litológicos.

<b>TIPOLOGIA</b>						
<b>Elemento</b>	<b>ZMT</b>	<b>FIT</b>	<b>APAT</b>	<b>FST</b>	<b>PT</b>	<b>PIT</b>
<b>Ca</b>	9,82	9,83	9,82	9,46	9,88	9,87
<b>Sr</b>	0,09	0,08	0,10	0,18	0,09	0,10
<b>La</b>	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,00
<b>Ce</b>	0,03	0,04	0,03	0,03	0,01	0,00
<b>Th</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>U</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>Na</b>	0,01	0,02	0,01	0,24	0,00	0,00
<b>Mg</b>	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
<b>Ba</b>	0,00	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00
<b>Mn</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>K</b>	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>Fe</b>	0,01	0,01	0,01	0,05	0,00	0,01
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	5,81	5,79	5,82	5,62	5,81	5,80
<b>SiO<sub>2</sub></b>	0,05	0,07	0,04	0,01	0,06	0,05
<b>SO<sub>3</sub></b>	0,01	0,01	0,01	0,00	0,01	0,00
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>CO<sub>3</sub></b>	0,13	0,13	0,14	0,37	0,12	0,15
<b>OH</b>	0,89	1,29	0,54	0,65	0,97	0,99
<b>F</b>	1,10	0,71	1,46	1,34	1,02	1,00
<b>Cl</b>	0,01	0,00	0,00	0,01	0,01	0,01

Tabela V.3 – Resultados de análises químicas, em fórmula unitária, obtidas através de microsonda (EDS) das apatitas secundária dos vários tipos litológicos.

<b>TIPOLOGIA</b>					
<b>Elemento</b>	<b>ZMT</b>	<b>FST</b>	<b>APAT</b>	<b>PT</b>	<b>PIT</b>
<b>Ca</b>	9,69	9,87	9,88	8,74	9,00
<b>Sr</b>	0,19	0,02	0,06	0,05	0,08
<b>La</b>	0,03	0,00	0,01	0,01	0,01
<b>Ce</b>	0,05	0,00	0,01	0,00	0,02
<b>Th</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>U</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
<b>Na</b>	0,03	0,00	0,00	0,95	0,65
<b>Mg</b>	0,01	0,07	0,03	0,06	0,05
<b>Ba</b>	0,01	0,01	0,00	0,01	0,02
<b>Mn</b>	0,00	0,00	0,00	0,05	0,00
<b>K</b>	0,00	0,00	0,00	0,01	0,01
<b>Fe</b>	0,00	0,02	0,01	0,12	0,15
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	5,87	5,30	5,56	4,60	5,12
<b>SiO<sub>2</sub></b>	0,01	0,01	0,01	0,04	0,01
<b>SO<sub>3</sub></b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,01
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00
<b>CO<sub>3</sub></b>	0,12	0,68	0,42	1,35	0,86
<b>OH</b>	0,67	0,25	0,44	1,17	1,19
<b>F</b>	1,33	1,73	1,56	0,82	0,80
<b>Cl</b>	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01

Tabela V.4 - Resultados de análises químicas, em fórmula unitária, obtidas através de microsonda (EDS) das apatitas com alta birrefringência dos vários tipos litológicos.

<b>TIPOLOGIA</b>			
<b>Elemento</b>	<b>APAT</b>	<b>FST</b>	<b>PT</b>
<b>Ca</b>	9,91	8,24	8,62
<b>Sr</b>	0,06	0,43	0,06
<b>La</b>	0,00	0,10	0,01
<b>Ce</b>	0,01	0,26	0,02
<b>Th</b>	0,00	0,00	0,00
<b>U</b>	0,00	0,00	0,00
<b>Na</b>	0,00	0,89	1,05
<b>Mg</b>	0,01	0,00	0,04
<b>Ba</b>	0,00	0,00	0,03
<b>Mn</b>	0,00	0,00	0,04
<b>K</b>	0,00	0,01	0,01
<b>Fe</b>	0,00	0,07	0,12
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	5,66	4,99	4,73
<b>SiO<sub>2</sub></b>	0,00	0,00	0,00
<b>SO<sub>3</sub></b>	0,00	0,00	0,00
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,00	0,00	0,00
<b>CO<sub>3</sub></b>	0,33	1,00	1,27
<b>OH</b>	0,47	0,23	1,22
<b>F</b>	1,53	1,77	0,77
<b>Cl</b>	0,00	0,00	0,01

### 5.1.10 - Tipos de apatita e suas fórmulas estruturais.

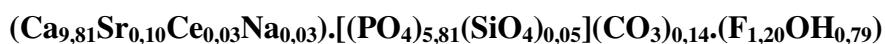
Embora alguns autores considerem que análises com excesso de F estequiométrico estejam corretas e possam ser aceitáveis, neste trabalho, essas análises foram descartadas para efeito de cálculo da fórmula estrutural, pois analisando todos os resultados obtidos nas 207 análises efetuadas não se observou um incremento sistemático do teor de F diretamente relacionado com o aumento do teor de CO<sub>3</sub>, como deveria ser visto, já que se trata, segundo a literatura, de substituição acoplada. Observou-se excesso de F em 41 amostras, sendo 25 de apatita secundária, 14 de apatitas com birrefringência alta e 2 amostras de apatita primária.

Por essas análises não apresentarem correlação sistemática entre o aumento do conteúdo de CO<sub>3</sub> e o excesso de F, ao contrário, mostrarem distribuição caótica, os resultados foram considerados como prováveis erros de análise e, assim, abandonados.

Da mesma forma, em função da controvérsia que existe na literatura, bem como da fragilidade dos cálculos da fórmula estrutural das apatitas optou-se por não colocar excesso de F fora dos canais. Assim, a fórmula geral de referência utilizada neste trabalho é:

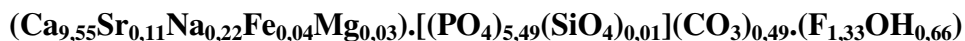


Observando-se as fórmulas estruturais obtidas para os diferentes tipos de apatitas em todas as amostras estudadas verifica-se que as apatitas primárias são muito similares e que podem constituir um único grupo com fórmula geral média de:



Essa **apatita primária** pode ser classificada como *Silício-estrôncio-carbonato-hidróxi-flúor-apatita com contribuição de cério e sódio*.

As **apatitas secundárias** supérgenas, embora apresentem vários tipos morfológicos e distribuição química mais ampla, podem também ser agrupadas em um grupo com fórmula geral média de:



Cabe salientar que as apatitas secundárias são bem mais enriquecidas em carbonato (0,49 fmu  $\approx$  3,0% de  $\text{CO}_3$ ) e ligeiramente empobrecidas no ânion OH. Destacam-se, ainda, os altos conteúdos de Na.

Embora na média geral os conteúdos de Sr sejam similares entre as apatitas primárias e secundárias, na observação individual prevalece o enriquecimento relativo em Sr das apatitas primárias.

A apatita secundária geral pode ser classificada como *Estrôncio-sódio-carbonato-hidróxi-flúor-apatita com contribuição de ferro e magnésio*.

**Apatitas com birrefringência alta** provavelmente constituem um tipo de apatita secundária, porém apresentam uma distribuição química muito ampla e caótica, o que dificulta sua classificação. Isto posto, a fórmula geral média para essas apatitas pode ser definida como:



Esse tipo de apatita é bastante enriquecido em carbonato, sódio, estrôncio e cério e pode ser classificado como *Cério-estrôncio-sódio-carbonato-hidróxi-flúor-apatita com contribuição de ferro e lantânio*.

### 5.1.11 – Considerações sobre tipos de apatitas.

Através dos dados de microscopia ótica determinou-se a assembléia mineralógica comum a todas as amostras, compreendendo apatita, flogopita, magnetita, carbonato, olivina, clinohumita, piroxênio e óxidos/hidróxidos de ferro. Exceções são as amostras de subtipos laterita e “plasma limonítico”, nos quais os minerais primários encontram-se parcial ou totalmente substituídos. Os minerais acessórios mais comuns são perovskita / leucóxênio, pirocloro, clorita, serpentina, argilominerais, pirita, calcopirita, ilmenita, biotita e fengita. Em algumas amostras estão presentes quartzo e barita.

Os tipos morfológicos de apatitas presentes nas amostras incluem 6 variedades, sendo 2 primárias e 4 secundárias, como segue:

- 1) apatita primária, límpida, sem inclusões, de granulação média (0,2 a 1,0 mm) podendo ser prismática ou arredondada (magmática);
- 2) apatita primária, com inclusões, de granulação média (0,2 a 1,0 mm) podendo ser alongada ou arredondada (magmática ou hidrotermal);
- 3) halos ou bordas sobrecrescidas, fina a média, com birrefringência mais elevada, amarelada e, eventualmente, com aspecto de linhas internas paralelas (linhas de crescimento), podendo ser classificada como hidrotermal ou supérgena;
- 4) fina a média acicular, radial de preenchimento, podendo formar semi-rosetas, classificada como supérgena;
- 5) em esferulitos de granulação fina a média, formando rosetas, classificada como supérgena;
- 6) coliforme, em seqüência, com crescimento perpendicular as paredes ou de forma irregular preenchendo os interstícios como um cimento, ambas as formas compostas de grãos muito finos.

As apatitas dos tipos 4, 5 e 6 são intimamente associadas ao “plasma limonítico” e têm sua origem relacionada aos processos de alteração intempérica.

Um dos mais sérios problemas verificados durante a flotação de minério fosfático, decorre, principalmente, da presença de carbonatos que competem com a apatita na



adsorção do coletor. De acordo com essa constatação, é necessária a eliminação desses carbonatos, antes da etapa de flotação, geralmente através de moagens e deslamagens diferenciadas.

Foi observado, em amostras estudadas, um processo de substituição de apatitas por carbonatos, deixando como aspecto reliquiar, grãos pseudomórficos de apatita parcialmente substituídos por carbonatos. Essa substituição evidencia o intrínseco intercrescimento entre apatita e carbonatos, que dificilmente poderão ser separados, a não que sejam submetidos à moagem muito fina. Assim, trata-se de um grande problema a ser estudado e resolvido, para um melhor benefício técnico e econômico.

#### **5.1.12 – Caracterização das apatitas através da espectrometria de infravermelho.**

A espectrometria de infravermelho é utilizada de forma a complementar a caracterização das apatitas, pois essa técnica permite detectar a presença dos grupamentos iônicos  $\text{OH}^-$  e  $\text{CO}_3^{-2}$ , os quais não são precisamente detectados através das análises de microsondas (WDS ou EDS).

Segundo Santos e Clayton (1995), o espectro de infravermelho da apatita é caracterizado pela existência de três regiões, as quais estão relacionadas às frequências de vibrações dos grupos iônicos  $\text{OH}^-$ ,  $\text{CO}_3^{-2}$  e  $\text{PO}_4^{-3}$ .

No caso do grupo  $\text{OH}^-$ , para uma hidroxiapatita, suas bandas características de vibração ocorrem em  $3572$  e  $634 \text{ cm}^{-1}$ , entretanto, a presença do íon  $\text{F}^-$  na estrutura da apatita provoca um deslocamento nas bandas de frequências de  $3572$  para  $3534\text{-}3540 \text{ cm}^{-1}$  e de  $634$  para  $747 \text{ cm}^{-1}$  (Santos e Clayton, 1995).

A presença do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$  na estrutura da apatita caracteriza-se pela ocorrência de bandas de vibração entre  $1460\text{cm}^{-1}$  e  $1420\text{cm}^{-1}$ . Em função do tipo de substituição, esta poderá resultar em diferentes bandas de vibração. De acordo com Regnier *et alii.* (1994), no caso da substituição do tipo A, substituição dos íons  $\text{OH}^-$  por  $\text{CO}_3^{-2}$ , as

freqüências características de vibração, com maior intensidade, ocorrem em  $1540\text{cm}^{-1}$ ,  $1460\text{cm}^{-1}$ ; já, no caso da substituição do tipo B, substituição dos íons  $\text{PO}_4^{-3}$  por  $\text{CO}_3^{-2}$ , essas freqüências de vibração com maior intensidade situam-se em  $1455\text{cm}^{-1}$ ,  $1420\text{cm}^{-1}$ . Além dessas freqüências, também, ocorrem as freqüências, com intensidade intermediária, situadas nas faixas de  $890\text{-}800\text{cm}^{-1}$  e  $760\text{-}670\text{cm}^{-1}$ .

No entanto, para ambos os tipos de substituições, a ocorrência do dubleto entre  $1460\text{cm}^{-1}$  e  $1420\text{cm}^{-1}$  caracteriza muito bem a existência do ânion  $\text{CO}_3^{-2}$  na estrutura da apatita, permitindo, assim, diferenciar a vibração proveniente do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$  existente na estrutura da apatita do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$  dos minerais carbonatados (calcita e dolomita) presente na amostra (Santos e Clayton, 1995; Lenharo, 2004).

O grupo iônico  $\text{PO}_4^{-3}$  possui as seguintes freqüências, características de vibração: próximo a  $960\text{cm}^{-1}$  e  $970\text{cm}^{-1}$ , devido ao estiramento simétrico ( $\nu_1$ ) do grupo  $\text{PO}_4^{-3}$ ; ao estiramento assimétrico ( $\nu_3$ ), entre  $1120\text{cm}^{-1}$  e  $1045\text{cm}^{-1}$ ; entre  $1994\text{cm}^{-1}$  e  $2080\text{cm}^{-1}$ ; e, finalmente, próximo a banda assimétrica de vibração, entre  $572\text{cm}^{-1}$  e  $604\text{cm}^{-1}$  (Santos e Clayton, 1995).

As figuras 5.7 e 5.8 apresentam espectros de infravermelho característicos de duas amostras de apatita, obtido através do método de pastilha prensada de KBr, onde têm-se as bandas características de vibração para os grupos iônicos:  $\text{CO}_3^{-2}$ ,  $\text{OH}^-$  e  $\text{PO}_4^{-3}$ .

Na tabela V.5 têm-se as bandas de absorção presentes nos espectros de infravermelhos das amostras de apatitas (minerais puros e concentrados) obtidas a partir do minério de Salitre. Nota-se nesta tabela que os espectros apresentaram bandas de absorção, para os três grupos iônicos ( $\text{PO}_4^{-3}$ ,  $\text{CO}_3^{-2}$  e  $\text{OH}^-$ ), bastante similares, com ocorrência dentro das mesmas faixas de freqüências de absorção, com exceção para as amostras FF9 e SF 23, respectivamente, amostras de apatita primária de foscorito intemperizado e foscorito. Essas duas amostras apresentaram a presença do dubleto nas regiões de freqüências entre  $1465\text{cm}^{-1}$  e  $1420\text{cm}^{-1}$ .

Os espectros apresentados nas figuras 5.7 e 5.8, bem como a tabela V.5, mostraram claramente as bandas características de absorção da radiação infravermelha devido à presença do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$ , com bandas nas seguintes faixas: entre 860 a 865 $\text{cm}^{-1}$ ; entre 1420 e 1430 $\text{cm}^{-1}$  e entre 1455 e 1465 $\text{cm}^{-1}$ . Além disso, nota-se em todas as amostras a presença do duplete (nas regiões de 1465/1455 $\text{cm}^{-1}$  e 1427/1421 $\text{cm}^{-1}$ ). A existência desse duplete permite afirmar que este  $\text{CO}_3^{-2}$  é exclusivamente devido ao  $\text{CO}_3^{-2}$  contido na estrutura da apatita e não proveniente dos minerais carbonatados (calcita e dolomita); pois, a presença de minerais carbonatados livres (calcita e dolomita) implicaria na presença de bandas de absorção na faixa de 1435-1410 $\text{cm}^{-1}$  para calcita e 1450-1430 $\text{cm}^{-1}$  (dolomita), sem a formação de duplete. Isso não ocorreu para as amostras analisadas. Também, observa-se a ocorrência de banda de absorção nas frequências entre 860 e 878 $\text{cm}^{-1}$  sugere que o  $\text{CO}_3^{-2}$ , presente na estrutura da apatita, ocorre em quantidade relativamente elevada.

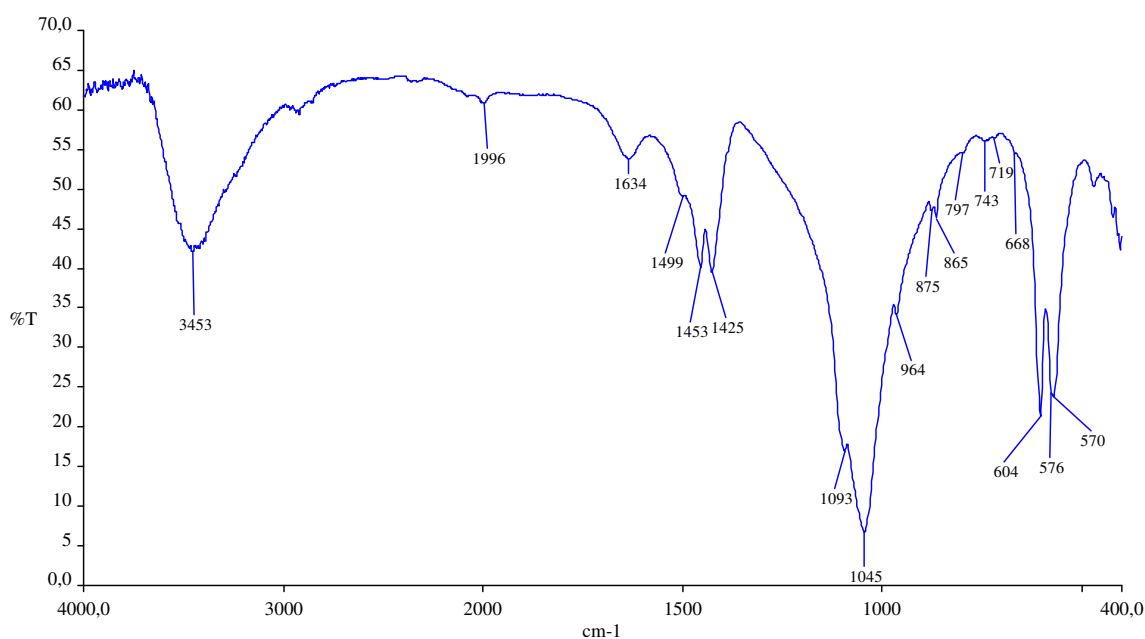


Figura 5.7 – Espectro de infravermelho de uma apatita secundária (amostra FF7), obtido através de pastilha de KBr, mostrando o duplete nas frequências 1453 $\text{cm}^{-1}$  e 1425 $\text{cm}^{-1}$  do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$  da estrutura da apatita. Também, tem-se a frequência em 865 $\text{cm}^{-1}$  do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$ .

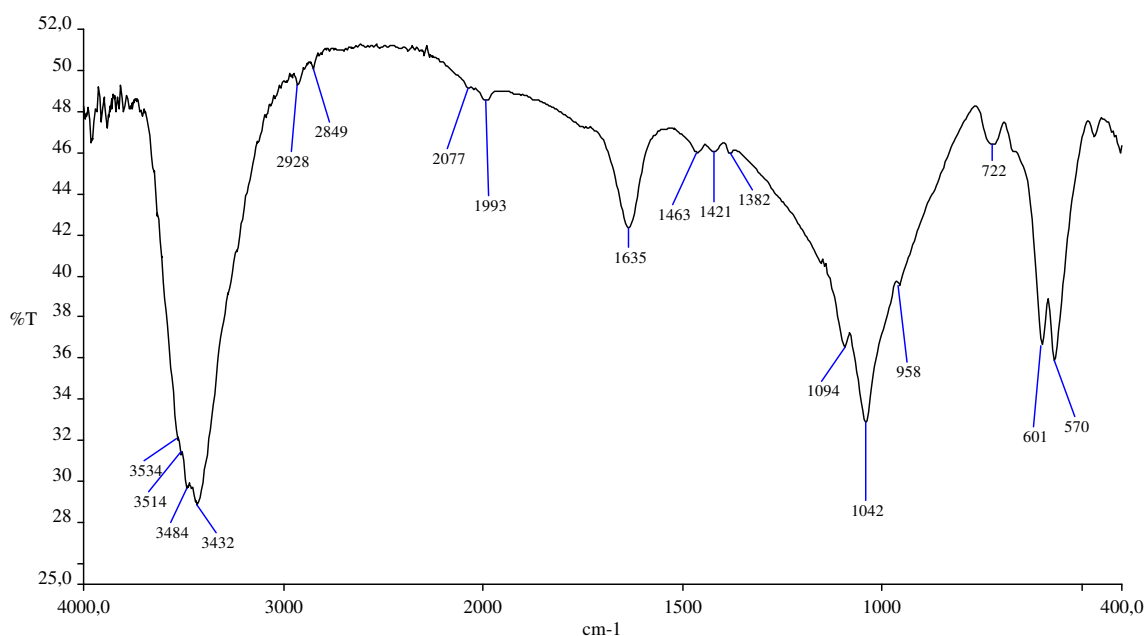


Figura 5.8 – Espectro de infravermelho de uma apatita secundária (amostra FF9), obtido através de pastilha de KBr, mostrando o duplete nas frequências  $1465\text{cm}^{-1}$  e  $1425\text{cm}^{-1}$  do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$  da estrutura da apatita. Também, tem-se a frequência em  $865\text{cm}^{-1}$  do grupo  $\text{CO}_3^{-2}$

A existência do duplete nas frequências de  $1465\text{cm}^{-1}$  e  $1425\text{cm}^{-1}$  sugere que, no caso das amostras FF 9 (figura 5.8) e SF23, houve a substituição do tipo A, substituição dos íons  $\text{OH}^-$  por  $\text{CO}_3^{-2}$ , as frequências características de vibração, com maior intensidade, ocorrem em  $1540\text{cm}^{-1}$ ,  $1460\text{cm}^{-1}$ ; já, para as demais amostras, a substituição foi do tipo B, onde ocorreu a substituição dos íons  $\text{PO}_4^{-3}$  por  $\text{CO}_3^{-2}$ , essas frequências de vibração com maior intensidade situam-se em  $1455\text{cm}^{-1}$ ,  $1420\text{cm}^{-1}$ .

Para o grupo  $\text{OH}^-$ , os espectros de infravermelhos (tabela V.5 e figuras 5.7 e 5.8) mostraram que as bandas características de absorção situaram-se na frequência de  $3545\text{cm}^{-1}$  a  $3531\text{cm}^{-1}$ , mostrando, assim, a presença do grupo  $\text{OH}^-$  na estrutura da apatita. Além disto, de acordo com dados de literatura (Brandão e Rodrigues, 1992), a presença do íon  $\text{F}^-$  na estrutura da apatita causa um deslocamento a banda de absorção da frequência de  $3570\text{cm}^{-1}$  para faixa de  $3545$  a  $3531\text{cm}^{-1}$ . Portanto, as frequências

observadas para as amostras analisadas configuram claramente a presença do  $F^{-1}$  na estrutura da apatita.

Logo, estes resultados mostraram que as amostras de apatitas tratam-se de uma carbonato-hidroxi-fluor-apatita, confirmando, assim, as observações obtidas durante os trabalhos de microscopia óptica e análises químicas através de microsonda.

Tabela V.5 – Tabela com as bandas características de absorção para os grupos  $\text{PO}_4^{-3}$ ,  $\text{OH}^-$  e  $\text{CO}_3^{-2}$ , presentes nos espectros de infravermelho das amostras de apatitas e concentrados apatíticos.

Am.	Características	Grupo $\text{PO}_4$				Grupo OH		Grupo $\text{CO}_3$	
		$\nu_1$	$\nu_3$	$\nu_1+\nu_3$	$\nu_4$			$\nu_2$	$\nu_3$
FF 6	Apatita secundária - Piroxenito	964	1092 - 1045	1999 - 2078	604-572	3544	720	877	1455 - 1425
FF 7	Apatita secundária - Foscorito	964	1093 - 1045	2002 - 2078	604-570	3543	719	875	1453 - 1425
FF 9	Apatita primária – Foscorito intemp.	961	1094 - 1040	1992 - 2076	601-571	3544	734	872	1465 – 1421
SF 23	Apatia primária - Foscorito	959	1094 - 1043	1995 - 2075	602-570	3545	721	879	1465 - 1420
APAT	Concentrado – Apatitito	963	1093 - 1045	1996 - 2076	604-573	3542	719	867	1455 – 1427
FST	Concentrado – Foscorito silicificado	963	1094 - 1044	1996 - 2081	603-573	3539	737	868	1456 – 1427
FIT	Concentrado – Foscorito intemperizado	963	1095 - 1047	1991 - 2073	602-573	3535	736	860	1453 - 1425
PIT	Concentrado – Piroxenito intemperizado	963	1094 - 1044	1995 - 2079	603-573	3535	738	868	1457 – 1426
PT	Concentrado - Piroxenito	961	1094 - 1040	1995 - 2079	602-571	3531	738	878	1459 - 1423
ZMT	Concentrado – Zona de mistura	963	1094 - 1044	1991 - 2077	603-573	3542	739	871	1455 – 1426

## **5.2 – Considerações Gerais.**

Os trabalhos iniciais indicavam que as apatitas se classificavam segundo a litologia originária das mesmas. Pelo exposto nos itens anteriores, verifica-se que esta não é a melhor interpretação.

Os diferentes comportamentos, bem como resultados, estão ligados à “morfologia” das apatitas. Esta observação se apresenta em acordo aos diferentes comentários apresentados na revisão bibliográfica.

Os tipos de apatita primária, secundária e de birrefringência alta apresentam comportamentos tecnológicos (composição química, substituições, etc) em função dessa divisão (primária, secundária e de birrefringência alta, independentes dos tipos litológicos. Algumas alterações acontecem, apenas, nos valores intrínsecos de suas composições químicas, porém, não alterando os resultados tecnológicos.

Essa observação é de grande parte importância, de forma tal, a possibilitar informações relevantes para o futuro planejamento da mina e a formação de pilhas de homogeneização, para a alimentação da futura usina de concentração. O planejamento deverá ser direcionado para “blendings” específicos dos tipos morfológicos das apatitas, afim de permitir a melhor obtenção de resultados industriais no processo de concentração (qualidade e quantidade do concentrado fosfático a ser produzido).

## **5.3 - Estudos de potencial zeta e microflotação de minerais puros.**

Esse estudo foi realizado com objetivo de verificar o comportamento das amostras de minerais puros, face à concentração iônica do meio aquoso, devido à presença dos íons hidrogênio, cálcio e magnésio.

Sabe-se que essas variações correspondem a comportamentos distintos no processo de flotação, conforme salientado na revisão. Daí, a necessidade do seu conhecimento, para análise e comparação com outros tipos de minérios. Experiências industriais no beneficiamento dos minérios de Tapira e Catalão, conforme indicado na revisão, mostraram um grande reflexo, negativo, aos índices técnicos do beneficiamento, fato que justifica esta caracterização.

Conforme citado na revisão da bibliográfica, estudos realizados com diferentes tipos de apatitas dos Complexos de Alcalinos Carbonatíticos de Catalão e Tapira mostraram que há diferenças nas propriedades interfaciais e na microflotação conforme o tipo de apatita (primária e secundária).

Logo, de posse desses dados é possível correlacionar tais comportamentos com os resultados da literatura e, dessa forma, entender o comportamento das apatitas e minerais de ganga provenientes da área de Salitre.

### **5.3.1 – Potencial zeta versus pH das apatitas.**

Os resultados de potencial zeta em função do pH são apresentados na figura 5.9 para as apatitas provenientes das tipologias foscoritos e piroxenitos. No caso das apatitas provenientes da tipologia foscorítica, observa-se que os valores de potencial zeta para as amostras de apatita primária e secundária foram bastante similares, com valores de IEP entre pH igual a 7,0 e 7,5, como mostra a figura 5.9. Isso demonstra que, em termos de carga superficial, não há diferenças significativas entre a apatita primária e a apatita secundária do foscorito. Já, para o caso do foscorito intemperizado, ao compararmos os valores de potencial zeta de sua apatita primária com os valores obtidos para a apatita secundária deste, nota-se que essa apatita primária apresenta-se com uma carga superficial bastante negativa, para valores de pH < 6,0, indicando, assim, um valor de IEP abaixo de pH igual a 6,0.



Comparando as composições unitárias entre as apatitas primárias, da tipologia foscorítica e foscorítica intemperizada, observa-se que as quantidades dos ânions  $\text{OH}^-$  e  $\text{SiO}_4^-$  são maiores para a apatita do foscorito intemperizado, tabela V.2. Isto pode ajudar a explicar os valores bastante negativos de potencial zeta dessa amostra, devido à presença desses grupos na estrutura dessas apatitas.

Além disso, uma outra característica dessa apatita primária, proveniente de foscorito, é a sua grande impregnação, com teores de impurezas, principalmente  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , relativamente elevado, quando comparada às outras amostras de apatitas, como mostra a tabela V.2. Essa intensa impregnação e o elevado teor de impurezas podem ter contribuído, também, para a excessiva carga negativa de sua superfície.

Salienta-se que a impregnação superficial de oxi-hidróxido de ferro nas superfícies das apatitas secundárias de Catalão elevou a carga das mesmas, tornando-as menos negativas, figura 3.9.

Para as apatitas provenientes da tipologia piroxenítica, nota-se que as curvas de potencial zeta versus pH para a apatita primária e secundária foram relativamente distintas (figura 5.9). Para a apatita primária, o valor de IEP situou-se entre pH igual a 6,5 e 7,0. E, para a apatita secundária, seu valor de IEP situou-se próximo a pH igual a 8,0. Para valores de pH inferiores a 7,0, tem-se que a superfície da apatita primária encontra-se carregada negativamente e, em termos absolutos, superiores aos valores de carga da apatita secundária.

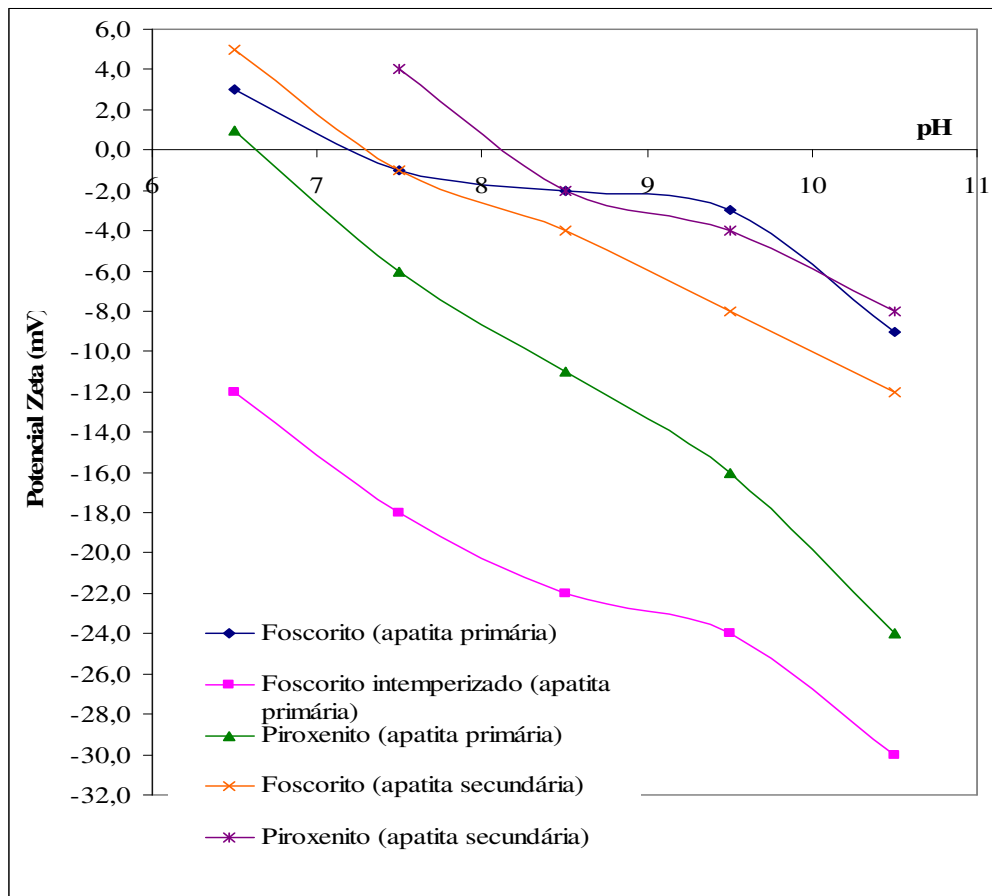


Figura 5.9 – Determinação de potencial zeta em função do pH para as apatitas de diferentes tipos de foscoritos e piroxenitos.

A análise desses resultados confirma as considerações da importância da morfologia das apatitas, conforme citado. Assim, observa-se que os tipos de apatita se comportam diferentemente, um dos outros, indicando comportamentos diferentes para os processos de beneficiamento mineral. Portanto, são informações de elevada importância para a elaboração de qualquer estudo de processo e de projeto de engenharia da usina de concentração.

A partir deste resultado, pode-se estabelecer condições básicas para os processos industriais.

### 5.3.2 – Potencial zeta versus pH dos minerais de ganga.

No caso dos minerais de ganga silicatados, quartzo, piroxênio e micas, os valores de potencial zeta mostraram-se bastante negativos, para valores de pH na faixa entre 8,5 e 10,5. (figura 5.10). Para essa faixa de pH, o quartzo apresentou o valor de potencial zeta mais negativo, entre -36 mV e -39 mV; em seguida, tem-se o piroxênio, com potencial zeta negativo, na faixa de -18 mV e -21 mV. Já, para os minerais micáceos, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03, seus valores de potencial zeta situaram-se entre -9 mV e -18 mV.

Comparando esses dados com os dados de literatura, nota-se que os resultados obtidos para esses minerais de ganga do minério de Salitre estão em coerência com os valores apresentados por Leal Filho, 2002 (figuras 3.9 e 3.10) para os minerais de ganga silicatados dos Complexos Alcalinos Carbonatíficos de Tapira e Catalão.

Em relação aos minerais de ganga, calcita e dolomita, para a faixa de pH entre 8,5 e 10,5, os valores de potencial zeta foram positivos e, para o caso da calcita, os valores de potencial zeta declinaram com o aumento do pH. Este fato é um indicativo que o ponto isoelétrico (IEP) esteja próximo de pH igual a 11,0. Esse fato está em concordância com dados de literatura. Hana e Somasundaran, 1976 (*apud* Fuerstenau *et alii*. 1985) citam valores de IEP para apatita de origem sedimentar entre 8,3 e 10,8.

Para o mineral dolomita, na faixa de pH entre 8,5 e 10,5, os valores de potencial zeta foram ligeiramente positivos, oscilando entre 9 mV e 3 mV. Dados obtidos por Leal Filho, 2002, para este mesmo mineral, porém, provenientes dos Complexos de Mineração de Tapira e Catalão, mostraram valores bastante próximos, como mostrado na revisão bibliográfica.

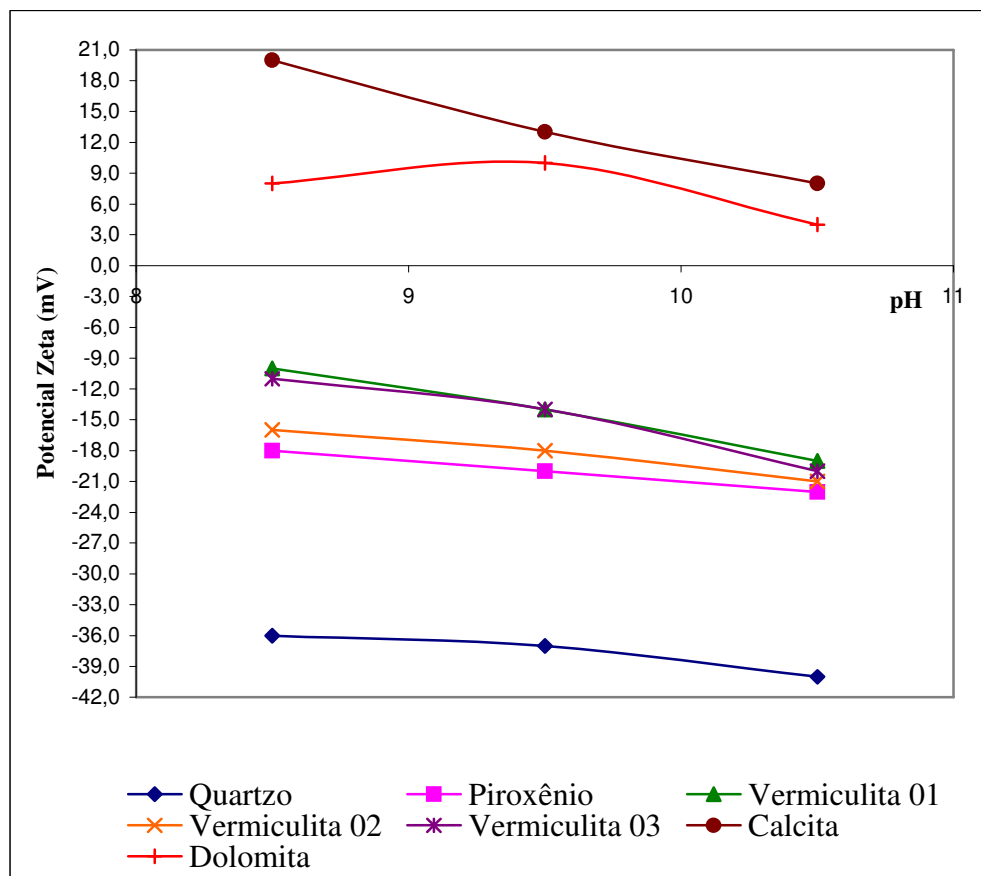


Figura 5.10 - Determinação de potencial zeta em função do pH para os minerais de ganga (quartzo, piroxênio, calcita, dolomita, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03) obtidos a partir de amostras de minérios de Salitre.

### 5.3.3 – Potencial zeta em função de pCa e pMg para apatitas.

A tabela V.6 apresenta as medidas de potencial zeta em função do pH, pCa e pMg para as apatitas primárias e secundárias, provenientes das tipologias foscorito e piroxenito. Os valores de pCa e pMg foram determinados para a condição de pH igual a 10,0. Nota-se que o aumento da concentração, tanto de íons  $\text{Ca}^{+2}$ , quanto de  $\text{Mg}^{+2}$ , causou uma redução nos valores de potencial zeta com a reversão dos valores de potencial zeta de negativo para positivo.

As figuras 5.11 e 5.12 mostram claramente o efeito do aumento da concentração desses cátions ( $\text{Ca}^{+2}$  e  $\text{Mg}^{+2}$ ) em solução sobre os valores de potencial zeta das apatitas de Salitre. Observa-se, pelo deslocamento das curvas, que o efeito da adição desses cátions

foi bastante similar para os diferentes tipos de apatitas, ou seja, esses cátions tiveram o mesmo tipo de adsorção na superfície das diferentes apatitas.

De acordo com o gráfico de distribuição das espécies para o cátion  $\text{Ca}^{+2}$ , figura 3.15, (Fuerstenau e Palmer, 1976), no caso do cátion  $\text{Ca}^{+2}$ , para o pH igual a 10,5, as principais espécies catiônicas presentes em solução são o cátion  $\text{Ca}^{+2}$  e o hidroxicomplexo  $\text{CaOH}^+$ . Logo, pode-se afirmar que a redução, em termos de valores absolutos, e reversão nos valores de potencial zeta deveu-se à adsorção específica das espécies  $\text{Ca}^{+2}$  e  $\text{CaOH}^+$  na superfície das apatitas. Como mostraram os resultados de potencial zeta, essas espécies adsorveram-se de forma bastante semelhante sobre as superfícies das diferentes apatitas.

Na figura 5.11 apresenta-se o efeito da concentração de  $\text{Mg}^{+2}$  (pMg) sobre os valores de potencial zeta de diferentes apatitas. Observando o gráfico de distribuição das espécies (Fuerstenau e Palmer, 1976), verifica-se que para a condição de pH igual a 10,5, as espécies existentes em solução serão a espécie iônica,  $\text{Mg}^{+2}$  e o hidroxicomplexo,  $\text{MgOH}^+$ . Isso sugere que a redução, em termos absolutos, e reversão nos valores de potencial zeta, foi ocasionada pela adsorção específica das espécies  $\text{Mg}^{+2}$  e  $\text{MgOH}^+$ . Esse fenômeno também ocorre nas apatitas provenientes do Complexo Alcalino de Catalão, fato observado por Leal Filho (2002).

Tabela V.6 – Valores de potencial zeta em função do pH, pCa e pMg para as apatitas de Salitre.

		Salitre				
		Apatita Primária			Apatita Secundária	
		Foscorito	Foscorito intemperizado	Piroxenito	Foscorito	Piroxenito
pH	6,5	3,0	-12,0	1,0	5,0	
	7,5	-1,0	-18,0	-6,0	-1,0	4,0
	8,5	-2,0	-22,0	-11,0	-4,0	-2,0
	9,5	-3,0	-24,0	-16,0	-8,0	-4,0
	10,5	-9,0	-30,0	-24,0	-12,0	-8,0
pCa	2,0	24,0	1,0	19,0	28,0	33,0
	3,0	13,0	-7,0	12,0	-2,0	23,0
	4,0	-0,3	-20,0	-2,0	-2,0	9,0
pMg	2,0	14,0	-0,7	12,0	17,0	22,0
	3,0	2,0	-12,0	1,0	5,0	14,0
	4,0	-4,0	-20,0	-5,0	-3,0	4,0

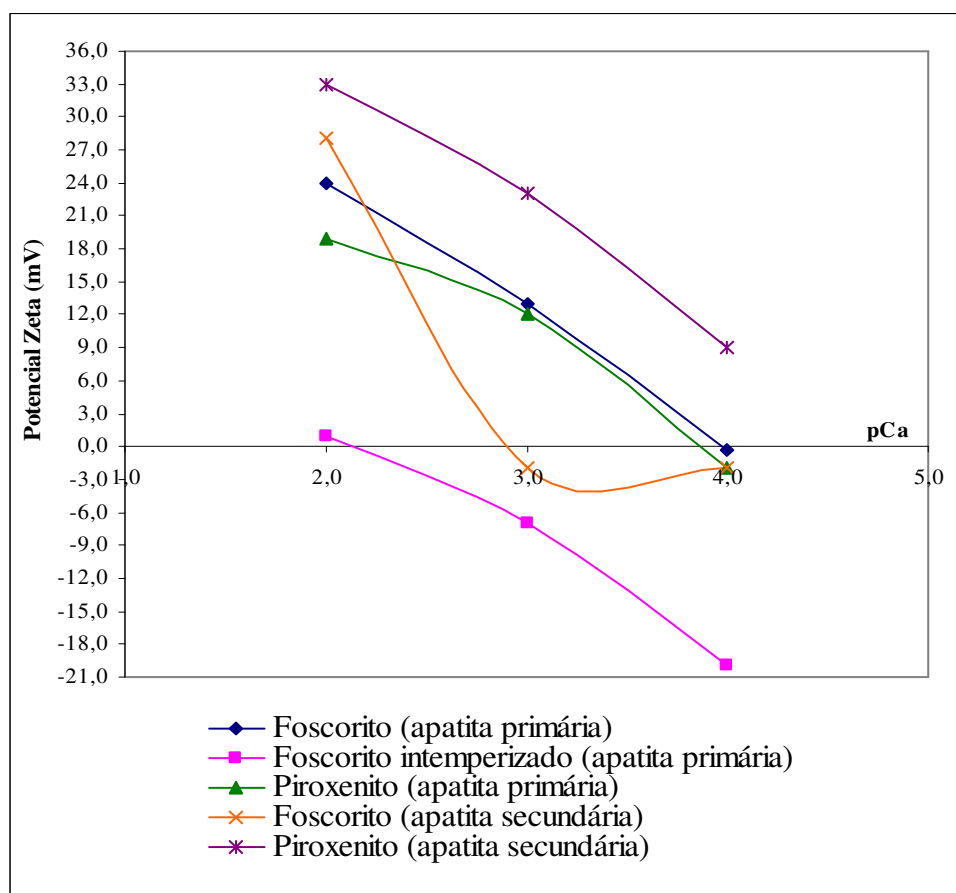


Figura 5.11 - Determinação de potencial zeta em função do pCa para as apatitas de diferentes tipos de foscoritos e piroxenitos.

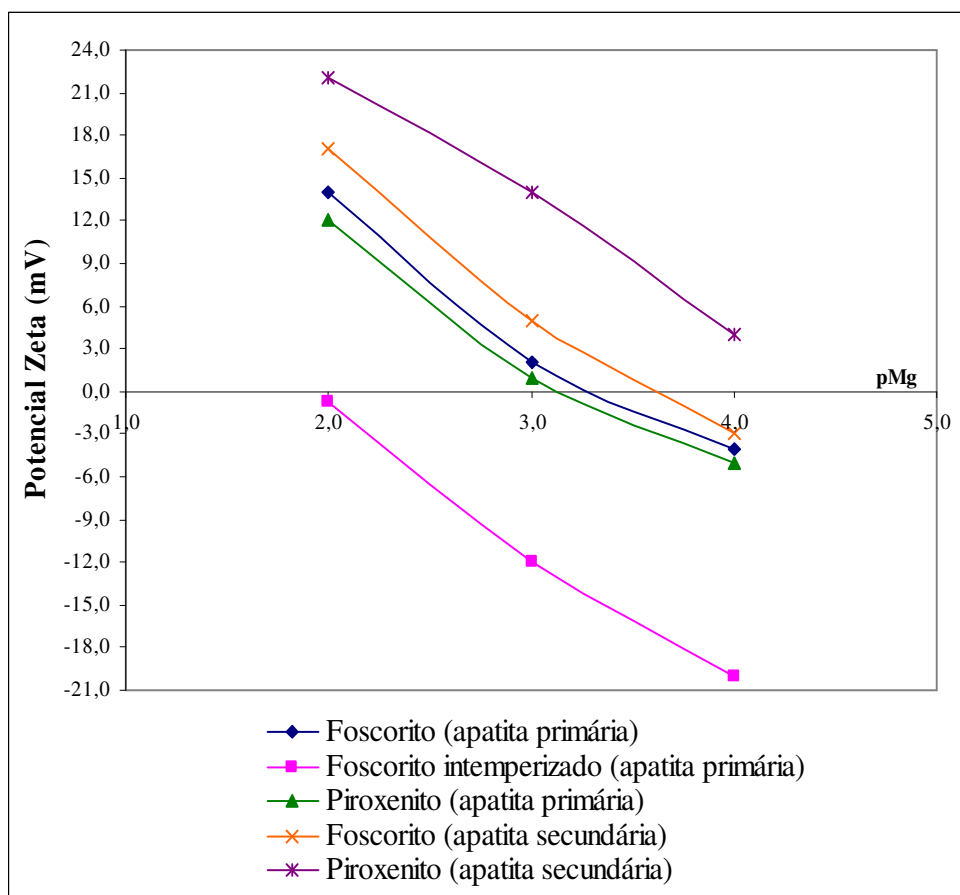


Figura 5.12 - Determinação de potencial zeta em função do pMg para as apatitas de diferentes tipos de foscoritos e piroxenitos.

Também, para o caso, são válidas as considerações anteriores, da importância da morfologia das apatitas no comportamento tecnológico e, por consequência, dos resultados nos processos de concentração mineral, bem como para os consumos de insumos de processo e a origem das suas necessidades e especificações desses mesmos insumos.

### 5.3.4 – Potencial zeta em função de pCa e pMg para os minerais de ganga.

Assim como feito para as apatitas, realizaram-se os mesmos ensaios para os minerais de ganga, com objetivo de um conhecimento das propriedades interfaciais desses minerais em função da presença desses cátions metálicos.

A tabela V.7 apresenta os valores de potencial zeta versus pH, pCa e pMg para os minerais de ganga, quartzo, piroxênio, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03. Observa-se que o aumento nas concentrações das espécies  $Mg^{+2}$  e  $Ca^{+2}$  causou uma redução, em termos absolutos, nos valores de potencial zeta, tornando-os menos negativos. Esse efeito foi mais acentuado para os minerais quartzo e piroxênio e menos pronunciado para os minerais micáceos.

Tabela V.7 – Valores de potencial zeta em função do pH, pCa e pMg para os minerais de ganga.

		Quartzo	Piroxênio	Vermiculita 01	Vermiculita 02	Vermiculita 03	Calcita	Dolomita
pH	8,5	-36,0	-18,0	-10,0	-16,0	-11,0	20,0	8,0
	9,5	-37,0	-20,0	-14,0	-18,0	-14,0	13,0	10,0
	10,5	-40,0	-22,0	-19,0	-21,0	-20,0	8,0	4,0
pCa	2,0	-4,0	-8,0	-1,0	-3,0	-3,0		
	3,0	-14,0	-20,0	-5,0	-6,0	-6,0		
	4,0	-23,0	-24,0	-11,0	-13,0	-14,0		
pMg	2,0	-4,0	-7,0	-3,0	-1,0	-3,0		
	3,0	-19,0	-21,0	-6,0	-7,0	-5,0		
	4,0	-24,0	-28,0	-9,0	-13,0	-13,0		

A figura 5.13 mostra o efeito da adição de  $Ca^{+2}$  nos valores de potencial zeta dos diferentes minerais de ganga. Como ocorreu para os diferentes tipos de apatitas, nota-se que os valores de potencial zeta tornaram-se menos negativos com o aumento da concentração de  $Ca^{+2}$  (menor valor de pCa). Essa diminuição (em termos absolutos) nos valores de potencial zeta deveu-se também à adsorção específica das espécies catiônicas ( $Ca^{+2}$  e/ou  $CaOH^{+}$ ), pois, como mostrado na figura 3.15, para pH igual a 10,5, essas espécies catiônicas são predominantes em solução.

O efeito do cátion  $Mg^{+2}$  sobre os valores de potencial zeta dos minerais de ganga foi bastante semelhante ao efeito do cátion  $Ca^{+2}$ . A figura 5.14 mostra que o aumento da



concentração de  $Mg^{+2}$  (pMg torna-se menor) tornou os valores de potencial zeta menos negativos, sendo que tal efeito foi bastante acentuado para os minerais quartzo e piroxênio e, menos acentuado para os minerais micáceos.

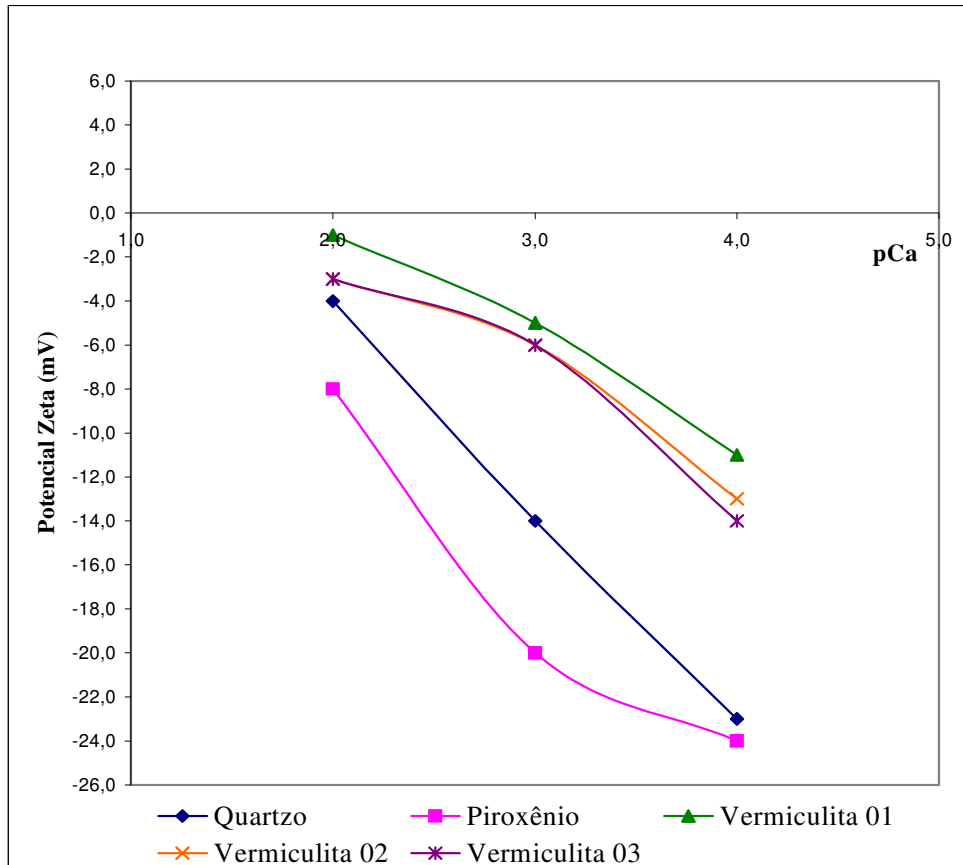


Figura 5.13 - Determinação de potencial zeta em função do pCa para os minerais de ganga (quartzo, piroxênio, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03).

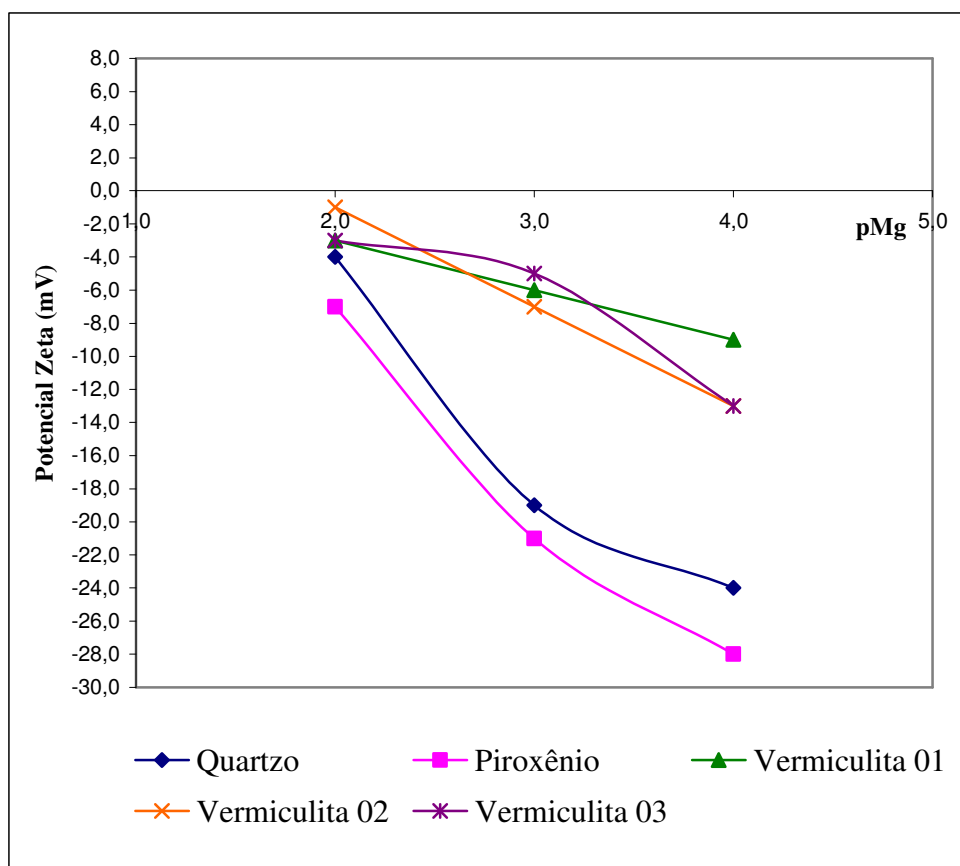


Figura 5.14 - Determinação de potencial zeta em função do pMg para os minerais de ganga (quartzo, piroxênio, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03).

### 5.3.5 – Ensaios de microflotação de apatitas de Salitre.

#### 5.3.5.1 – Efeito do pH na flotabilidade das apatitas.

A seguir serão apresentados os resultados de flotabilidade dos diferentes tipos das apatitas em função do pH, figura 5.15. Nota-se que as flotabilidades das amostras de apatitas, apatita primária, proveniente do foscorito, apatita primária, do piroxenito, e apatita secundária, do piroxenito, tiveram comportamentos bastante semelhantes, apresentando um percentual de recuperação acima de 92,0%, para toda a faixa de pH avaliada (de pH igual a 8,0 até pH igual a 11,0) e dosagem de oleato de sódio igual a 50 mg/l, figura 5.15.

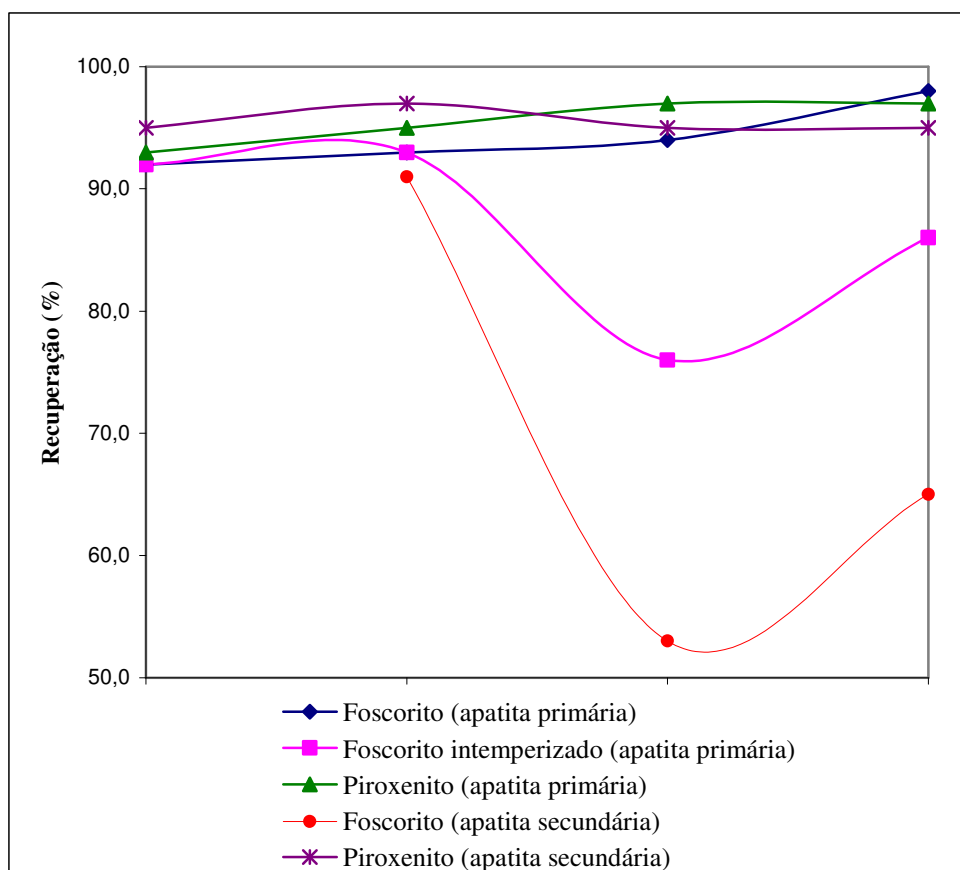


Figura 5.15 – Ensaio de flotabilidade dos diferentes tipos de apatita de Salitre em função do pH. Dosagem de oleato de sódio igual a 50 mg/l.

Já, as amostras de apatita primária (foscorito intemperizado) e apatita secundária (foscorito) tiveram um desempenho bastante distinto nos ensaios de flotação em função do pH, como mostra a figura 5.15. Para valores de pH acima de 9,0, a flotabilidade dessas amostras reduziu-se drasticamente. Em pH igual a 10,0, a recuperação foi inferior a 60,0% para a amostra apatita secundária (foscorito); e, para a amostra apatita primária (foscorito intemperizado); sua recuperação, em pH 10,0, foi próxima a 75,0%, sendo superior à da apatita secundária. Ao elevar o pH para valor igual a 11,0, houve uma melhora na recuperação desses dois tipos de apatitas, tendo a apatita primária (foscorito intemperizado) uma recuperação igual a 86% e a apatita secundária (foscorito) uma recuperação igual a 65,0%.

Essa diferença na flotabilidade entre a apatita primária e secundária está relacionada ao grau de cristalinidade existente entre esses dois tipos de apatitas. Estudos realizados por

Rodrigues e Brandão (1993), para diferentes tipos de apatitas, com diferentes grau de cristalinidade, mostraram que a recuperação na flotação é função do grau de cristalinidade. Lenharo (2004), avaliando a flotabilidade de apatitas proveniente de diferentes depósitos brasileiro, verificou que as apatitas secundárias apresentaram flotabilidade inferior às apatitas primárias.

Na figura 5.15, a excelente flotabilidade da apatita secundária, proveniente de piroxenito, é bastante surpreendente, comparativamente às apatitas secundárias provenientes do foscorito. A figura 5.16, mostra que esta apatita apresenta uma melhor flotabilidade que a apatita secundária de foscorito, mesmo para dosagem inferior de oleato de sódio, sugerindo, a existência de alguma característica intrínseca a esta amostra que lhe confere uma boa flotabilidade.

Para a amostra da apatita primária do foscorito intemperizado, julga-se que esta diferença de comportamento se deve às substituições químicas da sua estrutura, principalmente pela substituição do ânion  $\text{PO}_4^{3-}$ .

#### **5.3.5.2 – Efeito da concentração de oleato de sódio na flotabilidade das apatitas.**

A recuperação na microflotação das apatitas, em função da concentração de oleato de sódio, é apresentada na figura 5.16. Observa-se que, na dosagem de 25 mg/l, as apatitas primárias tiveram valores de recuperação superiores aos valores das apatitas secundárias.

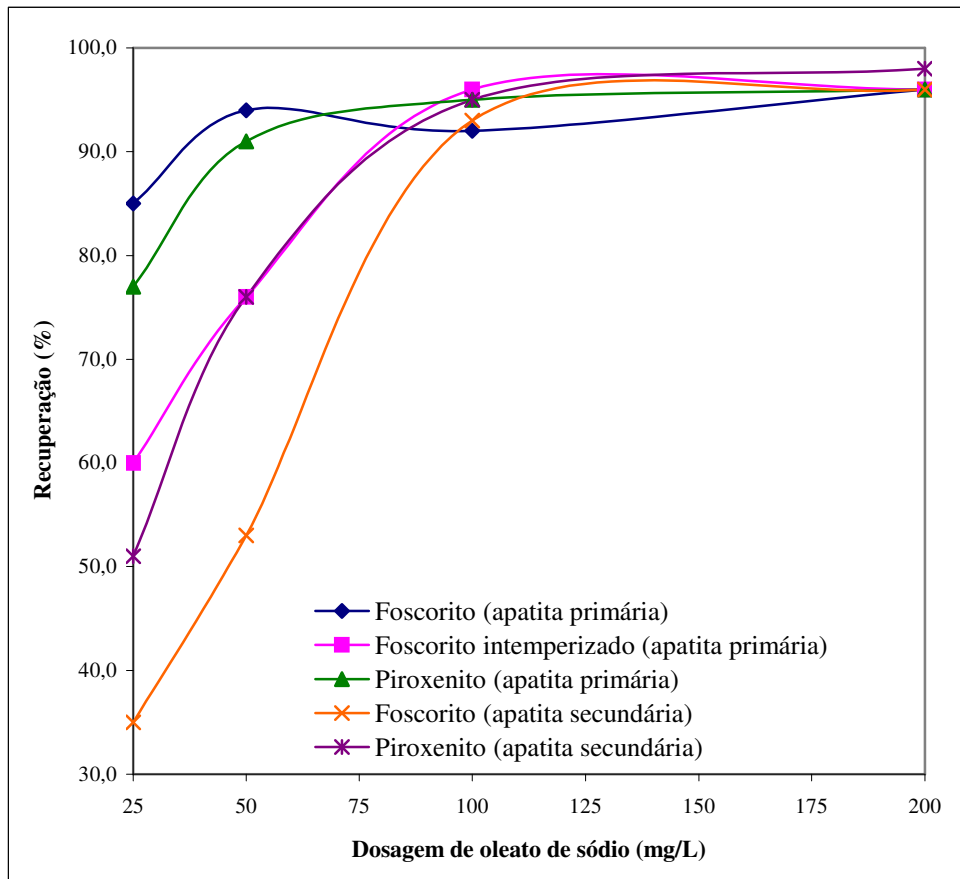


Figura 5.16 – Flotabilidade das apatitas em função da dosagem de oleato de sódio

Entre as apatitas primárias, para uma dosagem de 25 mg/l, nota-se que a apatita primária, proveniente do foscorito, apresentou uma maior recuperação, seguida pela apatita primária do piroxenito. A apatita primária, proveniente do foscorito intemperizado, teve uma recuperação inferior à apatita do piroxenito.

Já, as apatitas secundárias, para a dosagem de 25 mg/l, apresentaram valores bastante inferiores de recuperação nos ensaios de microflotação, tendo a apatita secundária de foscorito o pior desempenho.

De forma geral pode-se afirmar que as apatitas primárias possuem maior grau de flotabilidade que as apatitas secundárias. Para as apatitas secundárias do foscorito, nota-se uma diferença de comportamento tanto para efeito da dosagem de oleato, bem como para os diferentes valores de pH.

### **5.3.5.3 – Efeito da concentração de amido de milho na flotabilidade das apatitas.**

O efeito da adição de amido de milho (depressor) na flotabilidade é apresentado na figura 5.17. Observa-se que a recuperação no ensaio de microflotação diminuiu com o aumento da dosagem de amido para as apatitas. No entanto, em termos de susceptibilidade ao efeito depressor do amido, nota-se que a apatita primária, proveniente do foscorito, apresentou-se menos susceptível à depressão com amido, seguida pela apatita primária do foscorito intemperizado. Este comportamento, provavelmente, está ligado às características e ao grau de substituição destas apatitas primárias, que possuem menos grau de substituição pelo elemento ferro, comparativamente as apatitas secundárias.

Assim, correlaciona-se dentre outros fatos, a maior adsorção ao efeito do teor de ferro na rede cristalina, para as apatita secundárias, sejam elas ligadas aos foscoritos ou aos piroxenitos. Salienta-se que outros fatores como a rugosidade e heterogeneidade física/química da superfície atuam em intensidades maiores que o efeito da substituição do elemento ferro na rede.

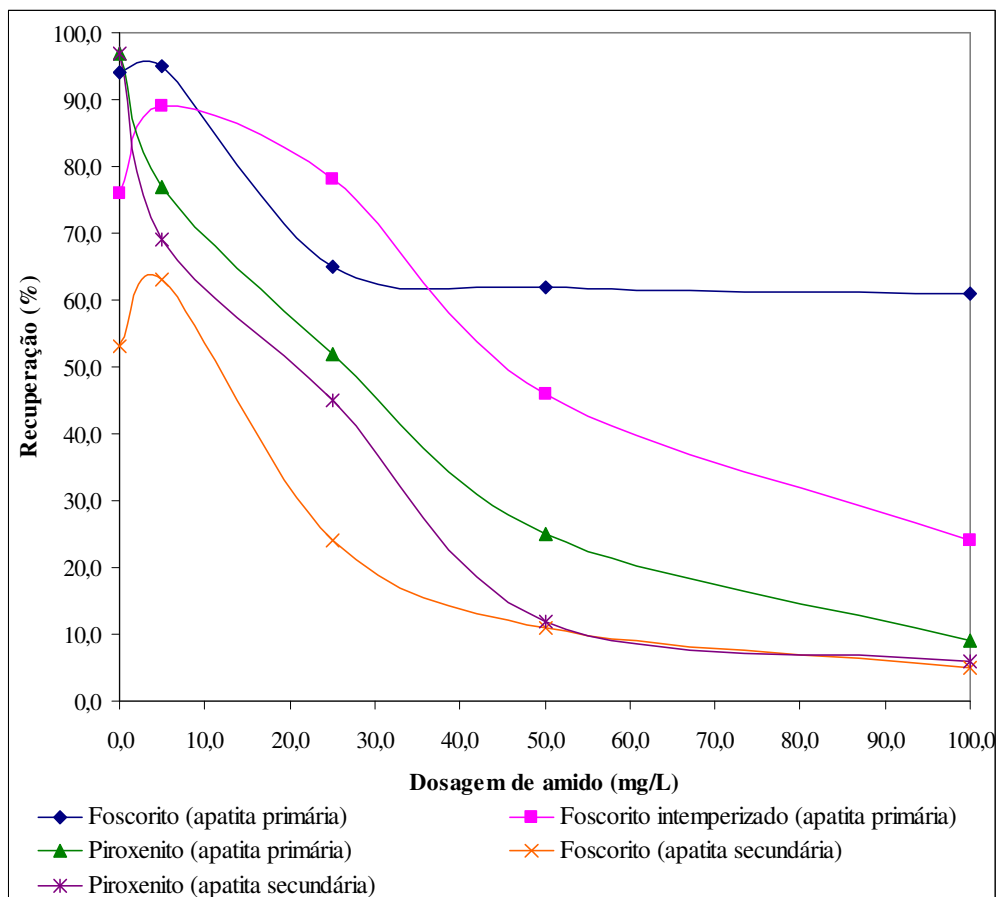


Figura 5.17 – Efeito da dosagem de amido na recuperação das apatitas, para uma dosagem de oleato de sódio igual a 50 mg/l e pH igual a 10,0.

As apatitas secundárias de foscorito e piroxenito apresentam grande susceptibilidade à depressão pelo amido.

#### 5.3.5.4 - Efeito do pH na flotabilidade dos minerais de ganga.

A figura 5.18 mostra que os valores de recuperação dos minerais de ganga não foram afetados, permanecendo, praticamente, constantes, exceto para a o piroxênio, que teve uma redução nos valores de recuperação com o aumento do pH.

Os minerais de ganga carbonatados, calcita e dolomita, mantiveram os mesmos percentuais de flotabilidade, na ordem de 90,0% de recuperação, para a faixa de pH

avaliada, entre pH igual a 8,0 e pH igual a 11,0 e concentração de oleato de sódio igual a 50 mg/l. Comparativamente aos ensaios de microflotação das apatitas (figura 5.15), nota-se que esses minerais possuem um grau de flotabilidade, na presença de oleato de sódio (50 mg/l) e mesma faixa de pH, muito próximo às apatitas primárias, mostrando, assim, que suas propriedades interfaciais para adsorção do oleato de sódio são bastante similares às propriedades das apatitas. Logo, a seletividade na separação por flotação entre os minerais carbonatados (calcita e dolomita) das apatitas do minério de Salitre será muito baixa, implicando, assim, na flotação, também, dos minerais carbonatados junto com a apatita.

O piroxênio, por sua vez, apresentou um valor máximo de recuperação em pH igual a 9,0, atingindo uma recuperação próxima a 50,0% e, com aumento do pH, houve um decréscimo nos valores de recuperação (figura 5.18).

Já, os minerais micáceos tiveram, também, uma resposta à flotação em função do pH praticamente constante, ou seja, o percentual de recuperação desses minerais foi independente do pH, ficando na ordem de 15,0%, para a vermiculita 03 e, próximo a 10,0% para as vermiculitas 01 e 02.

Logo, esses minerais apresentam uma maior possibilidade de serem coletados pelo oleato de sódio numa ampla faixa de pH.



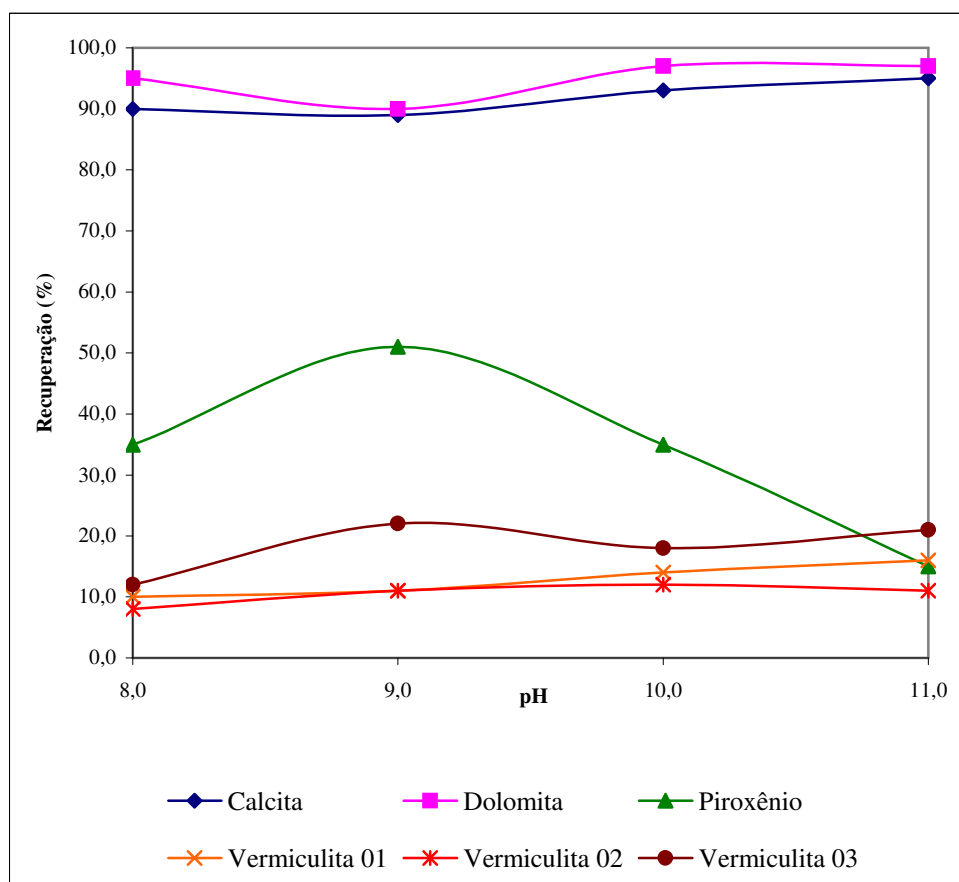


Figura 5.18 - Flotabilidade dos minerais de ganga em função do pH. Dosagem de oleato de sódio igual a 50 mg/l.

### 5.3.5.5 - Efeito da concentração de oleato de sódio na flotabilidade dos minerais de ganga.

A flotabilidade dos minerais de ganga em função da concentração de oleato de sódio é apresentada na figura 5.19. Nessa figura, verifica-se que a flotabilidade dos minerais carbonatados – calcita e dolomita – aumenta com o aumento da dosagem de oleato de sódio e, numa dosagem igual a 100 mg/l, o valor de recuperação da calcita foi igual a 97,0% e, para dolomita, a recuperação atingiu 97,0%. Isso confirma a grande flotabilidade desses minerais carbonatados na presença de oleato de sódio. Face a este fato, há que se verificar e estudar com maior intensidade os efeitos de depressão destes minerais, para possibilitar a obtenção de concentrado de flotação com qualidades

compatíveis com as especificações de mercado, bem como, para possibilitar a obtenção de melhores índices de recuperação metalúrgica após a etapa de flotação.

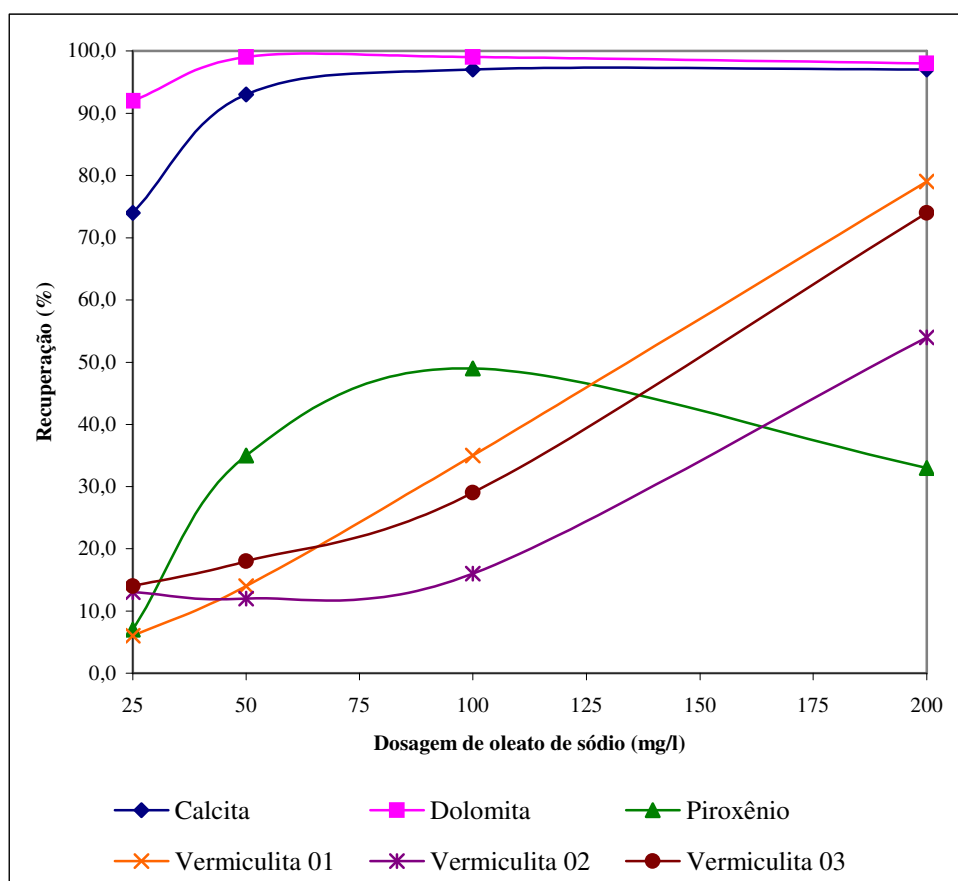


Figura 5.19 – Flotabilidade dos minerais de ganga em função da concentração de oleato de sódio, pH igual a 10,0.

Para o mineral piroxênio, observa-se que o aumento na dosagem de oleato de sódio causou um aumento em sua flotabilidade, até a dosagem de 100 mg/l, a partir desse valor ocorreu um decréscimo no valor de recuperação. Sua recuperação, na dosagem de 100 mg/l, atingiu o valor de 49,0% e, ao aumentar essa dosagem para 200 mg/l, sua recuperação caiu para 33,0%.

Já, os minerais micáceos, vermiculita 01, vermiculita 02 e vermiculita 03, apresentaram um aumento na flotabilidade com o aumento na dosagem de oleato de sódio. Em média, os valores de recuperação desses minerais passaram de 15,0% , com 50 mg/l, para

79,0% (vermiculita 01), 74,0% (vermiculita 03) e 54,0% (vermiculita 02). Portanto, a flotabilidade desses minerais na presença desse coletor, também, é relativamente elevada.

#### **5.3.5.6 - Efeito da concentração de amido de milho na flotabilidade dos minerais de ganga.**

Os estudos de microflotação com os minerais de ganga em função da dosagem de amido (depressor) mostraram que o amido é capaz de deprimir (inibir a flotação) dos minerais calcita e piroxênio, pois comparativamente aos ensaios de microflotação, para uma dosagem de 50 mg/l, verifica-se que tais minerais apresentaram valores relativamente elevados de recuperação (93,0% para calcita e 35,0% para o piroxênio – figura 5.20). A adição de amido causou uma drástica redução na flotabilidade desses minerais, como mostra a figura 5.20. Nessa figura observa-se que a recuperação da calcita, com 10 mg/l de amido, caiu para 16,0%; a recuperação do piroxênio, para essa mesma dosagem de amido, caiu para 18,0%.

Para a dolomita, observa-se que a sua flotabilidade na presença de oleato de sódio somente será inibida para uma dosagem bastante elevada de amido, acima de 100 mg/l. Para valores inferiores a essa dosagem, nota-se que sua flotabilidade continua em patamares acima de 40,0% (figura 5.20).

Assim, caso se necessite de um grau mais elevado de depressão do dolomita, há que se estudar a utilização de outros tipos de reagentes depressores, como o uso de carboximetil celulose, conforme indicado por Leal Filho (1998) e outros (1997), em estudo realizado para o minério fosfático de Tapira.

Para os minerais micáceos, verifica-se que o amido não foi capaz de causar sua depressão, ou seja, o nível de flotabilidade desses minerais continuou constante, independente da adição de amido.

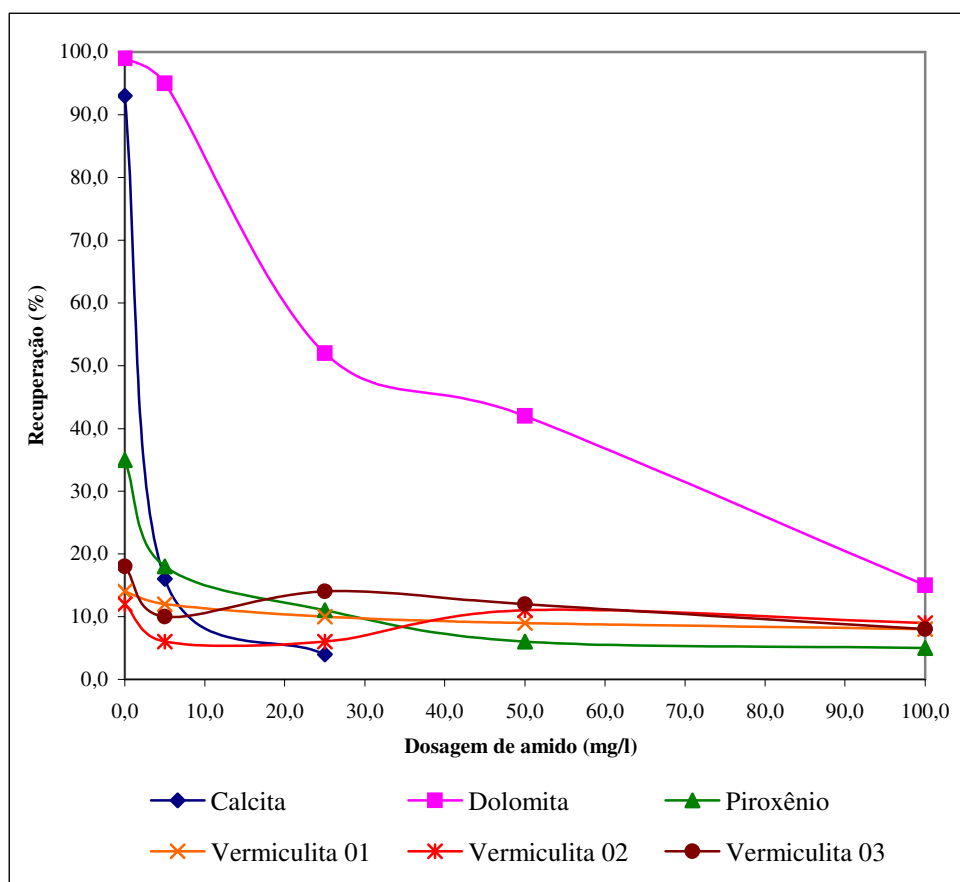


Figura 5.20 - Flotabilidade dos minerais de ganga em função da concentração de amido, na presença de oleato de sódio (50 mg/l) e pH igual a 10,0.

#### 5.4 – Caracterização tecnológica das amostras de minério de Salitre.

Neste capítulo serão apresentados os resultados dos estudos de caracterização efetuados em seis amostras compostas de tipos de minério provenientes do depósito de fosfato de Salitre, definidas de acordo com as litologias apresentadas.

Os estudos tiveram por objetivo caracterizar, tecnologicamente, o minério de fosfato, bem como verificar a forma de ocorrência e associações dos minerais portadores de fósforo, visando fornecer subsídios para definir as alternativas de beneficiamento do minério em questão, bem como a blendagem das diferentes tipologias.

Os trabalhos foram executados em escala de laboratório, compreendendo análises granulométricas e separações minerais, foram seguidos de estudos mineralógicos por microscopia eletrônica de varredura (MEV) e difração de raios-X. As análises químicas foram realizadas através da técnica de fluorescência de raios-X.

#### 5.4.1 – Composição química das amostras.

A composição química global das amostras estudadas é apresentada na tabela V.8, para os tipos indicados, em função da tipologia mineral.

Relembrando a codificação das amostras estudadas indicamos:

- Amostra apatitito – APAT;
- Amostra foscrito intemperizado – FIT;
- Amostra foscrito silicificado – FST;
- Amostra piroxenito – PT;
- Amostra piroxenito intemperizado – PIT;
- Amostra zona de mistura – ZMT.

Tabela V. 8 – Composição química global das amostras (ROM).

Tipologia Mineral	Teores (%)										
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		MgO		CaO		SiO <sub>2</sub>		
	Faixa	Média	Faixa	Média	Faixa	Média	Faixa	Média	Faixa	Média	
Apatitito	30 / 32	30,9	11 / 18	15,4	0,5 / 0,8	0,5	42 / 45	42,3	2 / 5	2,3	
Foscrito	Intemperizado	20 / 26	21,3	28 / 40	39,3	0,4 / 1,6	1,4	25 / 34	27,2	1 / 3	1,6
	Silicificado	16 / 18	17,3	23 / 29	28,1	0,7 / 1,0	0,8	22 / 25	22,8	14 / 18	15,9
Zona de Mistura	16 / 20	19,3	18 / 24	22,1	2 / 5	2,2	24 / 28	26,2	12 / 14	12,9	
Piroxenito	Intemperizado	12 / 15	14,1	22 / 35	30,0	2 / 5	2,9	18 / 22	19,4	10 / 18	14,4
	Piroxenito	8 / 12	10,3	18 / 30	19,2	3 / 12	10,4	13 / 14	21,1	12 / 24	22,0
Total	-	17,2	-	28,4	-	2,5	-	23,5	-	12,0	

Observa-se que a amostra apatitito APAT é a que apresenta o teor de  $P_2O_5$  total mais elevado, enquanto que a amostra piroxenito PT o mais baixo; esta amostra, por sua vez, mostra a maior relação  $CaO/P_2O_5$ , enquanto que a amostra foscorito silicificado FST a mais baixa.

Para todas as amostras, o teor de BaO é inferior a 1,0%, a amostra foscorito silicificado FST apresentando o valor mais alto (0,9%) (os resultados de BaO não incluso na tabela).

Os teores de  $SiO_2$  são contrastantes, enquanto as amostras foscorito intemperizado FIT e apatitito APAT apresentam o menor valor (0,7% e 2,5%, respectivamente), a amostra piroxenito PT contém o maior valor (26,5%); os teores das demais amostras são da ordem de 12,0-14,0%.

As amostras foscorito intemperizado FIT e piroxenito intemperizado PIT apresentam os maiores teores de  $Fe_2O_3$  (41,6% e 30,8%, respectivamente), enquanto para as demais são da ordem de 15,0% a 28,0%.

O teor de MgO é alto na amostra piroxenito PT (11,0%) e nas demais é inferior a 2,3%, sendo que a amostra apatitito APAT apresenta o menor valor (0,5%).

O teor de  $TiO_2$  é alto nas amostras piroxenito intemperizado PIT, foscorito intemperizado FST, zona de mistura ZMT e piroxenito PT, chegando a atingir 6,4% no piroxenito intemperizado PIT; por outro lado, ele é baixo nas amostras apatitito APAT e foscorito intemperizado FIT, respectivamente, com 1,0% e 1,3% (os resultados de  $TiO_2$  não incluso na tabela).

Semelhantemente ao  $TiO_2$ , os teores de  $Al_2O_3$  são relativamente mais altos nas amostras piroxenito intemperizado PIT, foscorito intemperizado FST, zona de mistura ZMT e piroxenito PT, chegando a atingir 3,0% na amostra piroxenito intemperizado PIT, e apresenta valores baixos nas amostras apatitito APAT e foscorito intemperizado FIT, respectivamente com 0,6% e 0,9%.

## **5.4.2 – Distribuição de teores por faixa granulométrica.**

### **5.4.2.1 – Amostras britadas e desagregadas (Tal qual).**

A distribuição de teores e de massa em função da granulometria das amostras britadas e desagregadas está apresentada na figura 5.21. Como evidenciado nos gráficos de distribuição das massas, as amostras piroxenito PT, foscorito intemperizado FIT, foscorito silicificado FST, piroxenito intemperizado PIT e zona de mistura ZMT apresentam valores da ordem de 74,0 a 83,0% passante em 0,840 mm, já a apatitito APAT contém apenas 46,0% passante nesta mesma abertura. Para o material retido em 0,037 mm, temos que as amostras apatitito APAT e foscorito intemperizado FIT apresentam, respectivamente, 11,0% e 14,0%; piroxenito intemperizado PIT e piroxenito PT da ordem de 21,0%; zona de mistura ZMT e foscorito silicificado FST da ordem de 28,0%.

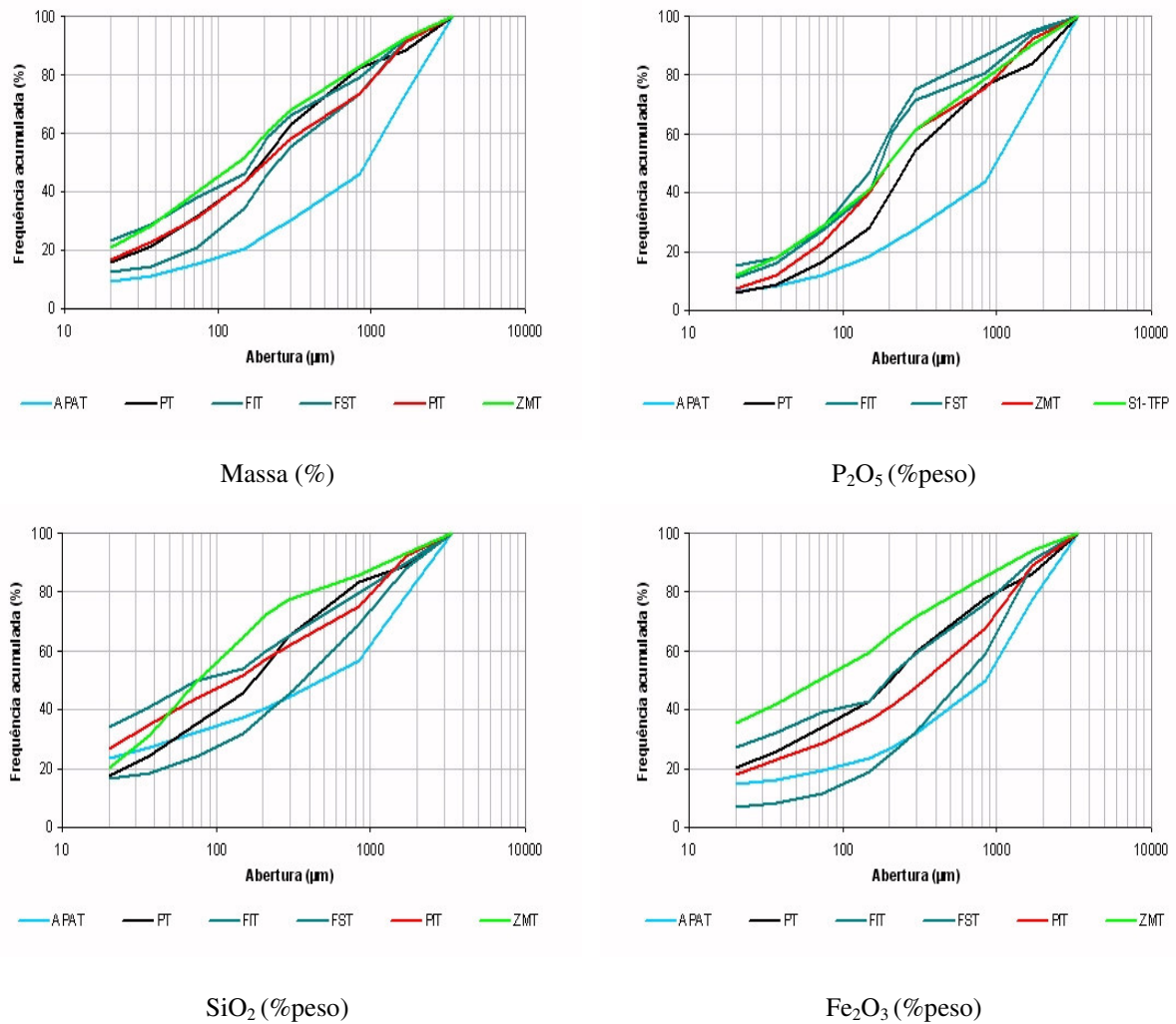


Figura 5.21 - Curvas de distribuição acumulada passante do produto tal qual.

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> tem comportamento semelhante à distribuição das massas, porém com valores da ordem de 55,0 a 74,0% passante em 0,297 mm nas amostras PT, FIT, FST, PIT e ZMT, já para a APAT apresenta apenas 28,0%.

A distribuição de SiO<sub>2</sub> é contrastante entre as amostras e seus valores são da ordem de 40,0% passante em 0,210 mm nas amostras FIT e APAT; 57,0% para as PIT e PT; 60,0 a 70,0%, respectivamente, nas FST e ZMT.

A distribuição de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> é semelhante à de SiO<sub>2</sub>, porém com valores da ordem de 25,0% passantes em 0,210 mm para as amostras FIT e APAT; 50,0% para as PIT e PT; 52,0% e 66,0%, respectivamente nas amostras FST e ZMT.



#### 5.4.2.2 – Amostras cominuídas a 0,297 mm (produto de moagem).

A distribuição de teores e de massa na granulometria das amostras cominuídas a 0,297 mm está apresentada na figura 5.22. Essa cominuição foi realizada de forma controlada, minimizando a geração de finos e ultrafinos. As distribuições das amostras cominuídas abaixo de 0,297 mm apresentaram comportamentos muito semelhantes, sejam das massas como também dos teores de  $P_2O_5$ ,  $SiO_2$  e  $Fe_2O_3$ .

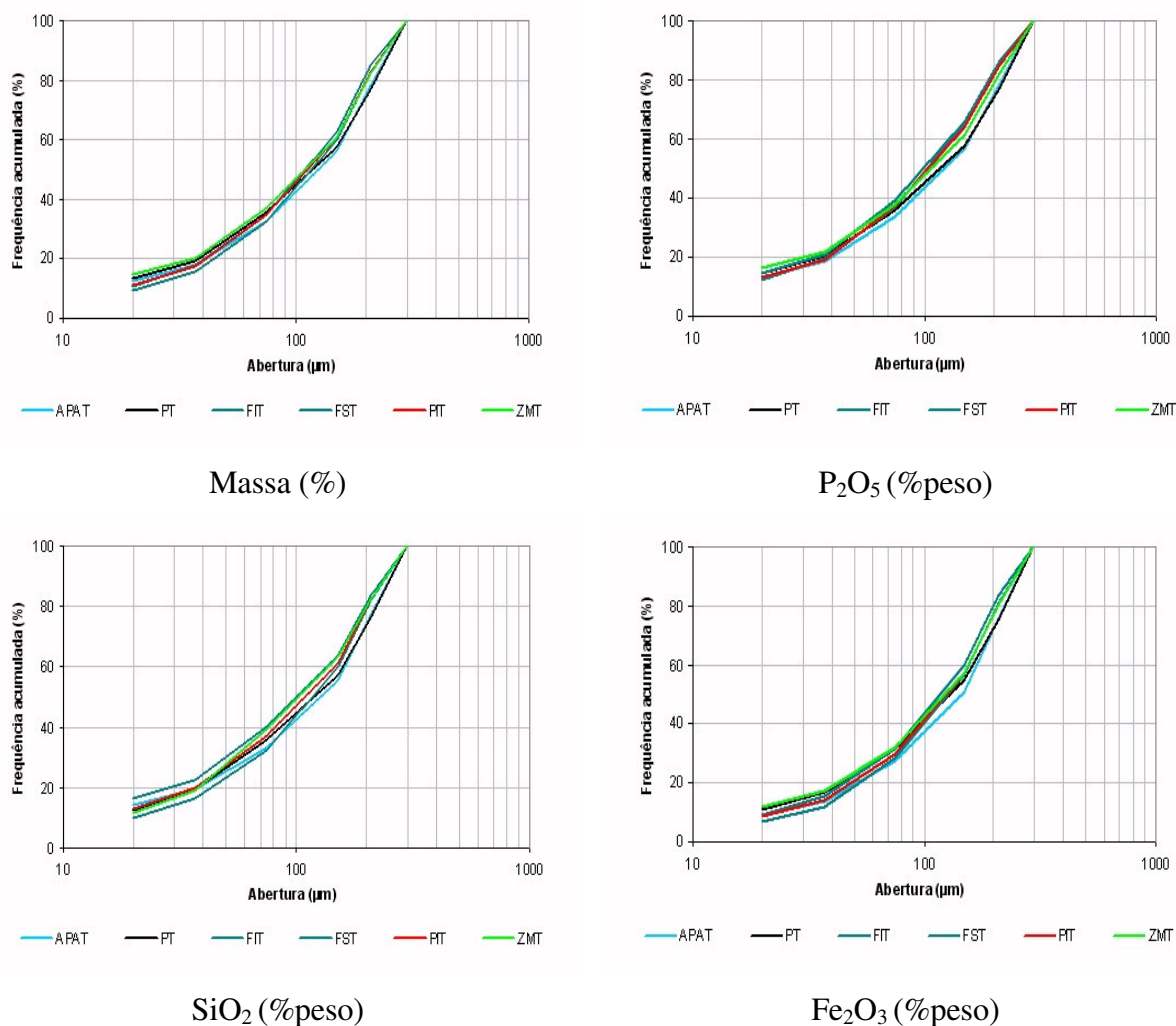


Figura 5.22 - Curvas de distribuição acumulada passante do produto de moagem

Em média, cerca de 80,0% em massa bem como do conteúdo dos diversos óxidos analisados se associam ao passante em 0,210 mm nas amostras com retenção de menos de 20,0% em 0,020 mm.

### 5.4.3 – Composição granulométrica e química das amostras.

Através das análises granulométricas e químicas por faixa será possível avaliar a distribuição dos elementos no produto denominado finos naturais e produto da moagem.

#### 5.4.3.1 – Amostra Apatitito (APAT).

##### 5.4.3.1.1 - Finos naturais.

A análise química e granulométrica da amostra tal qual está exposta na tabela V.9.

Tabela V.9 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra apatitito (APAT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	26,4	73,6	32,3	44,4	2,0	0,3	13,3	0,3	0,6	0,4	3,4	1,37	27,8	28,2	21,2	14,8	22,9	38,2
-1,68+0,84	27,7	45,9	31,7	43,2	2,0	0,3	15,1	0,4	0,7	0,4	3,2	1,37	28,6	28,8	22,1	15,1	27,2	7,5
-0,84+0,297	15,8	30,0	30,5	41,9	2,0	0,3	17,5	0,5	1,1	0,4	3,4	1,37	15,8	15,9	12,6	8,9	18,1	7,7
-0,297+0,210	4,9	25,2	31,2	42,2	1,8	0,4	15,1	0,5	1,2	0,4	2,9	1,35	5,0	4,9	3,5	3,5	4,8	11,6
-0,210+0,149	4,5	20,7	31,7	42,6	1,8	0,4	12,4	0,5	1,1	0,4	3,0	1,34	4,7	4,6	3,2	3,2	3,6	9,6
-0,149+0,074	5,7	15,0	32,4	43,5	2,2	0,5	11,4	0,6	1,3	0,5	3,0	1,34	6,0	5,9	4,9	4,9	4,2	5,5
-0,074+0,037	4,0	11,0	31,0	41,7	3,5	0,8	12,1	0,9	1,6	0,5	3,5	1,34	4,0	4,0	5,5	5,3	3,1	6,3
-0,037+0,020	1,8	9,2	28,6	38,2	5,1	1,4	13,5	1,3	1,6	0,6	4,9	1,34	1,7	1,7	3,7	4,0	1,6	2,3
-0,020	9,2		21,4	27,5	6,4	2,7	24,2	0,9	1,2	1,0	8,7	1,29	6,4	6,1	23,4	40,3	14,5	11,2
Total calcul.	100,0		30,7	41,7	2,5	0,6	15,4	0,5	0,9	0,5	3,8	1,36	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

A análise granulométrica indica 70,0% de retenção em massa em 0,297 mm e 11,0% constituem o passante em 0,037 mm.

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 21,4% e 32,4%, estando os mais elevados (acima de 28,6%) associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,020 mm. Este intervalo apresenta 20,9% em massa, tem teores que variam de 28,6% a 32,4% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 27,8% do total de fósforo presente na amostra.

Os teores de CaO variam entre 27,5 a 43,5%, estando os mais elevados (acima de 27,5%) associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,020 mm (representam 27,2% do total de cálcio presente na amostra). A fração -0,020 mm, com teor de 27,5%, contém 6,1% do total de cálcio presente.

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 1,29 e 1,35, atinge o menor valor na fração -0,020 mm e o maior na fração 0,297 +0,210 mm.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 1,8% e 6,4%. Como tendência geral, observa-se que esses teores aumentam progressivamente para os finos, sendo que o maior (na fração -0,020 mm) corresponde a 23,4% do total de SiO<sub>2</sub> contido na amostra.

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> apresentam o mesmo comportamento evidenciado pelo SiO<sub>2</sub>, e estão compreendidos entre 0,4 e 2,6%. Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 11,4% e 24,2%, sem tendência muito definida.

O MgO apresenta teores variando em torno de 0,5 a 1,3% com tendência a aumentar para os finos até a fração -0,037 +0,020 mm. Os teores de TiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 1,1 a 1,6%.

#### **5.4.3.1.2 - Produto de moagem.**

Através da análise granulométrica e química dos produtos da moagem será possível avaliar a distribuição dos elementos por faixa granulométrica após a etapa de moagem.

Na tabela V.10 está exposta a distribuição de teores por fração granulométrica para o produto da moagem. A análise granulométrica indica retenção de 44,0% em massa (cerca de 31,0% em relação à amostra total) em 0,149 mm e 17,8% constituem o produto passante em 0,037 mm (12,4% da amostra total).

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 31,0 e 32,3%, com tendência a aumentar para os finos até a fração -0,037 +0,020 mm. A fração -0,020 mm (12,5% em massa no ensaio; 8,7% em

relação à amostra total) tem teor de 32,3% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 9,4% (em relação à amostra inicial) do fósforo presente no produto de moagem.

Tabela V.10 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra apatítico (APAT).

Fração (mm)	% Massa retido amost		Teores (% em peso)									CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)					
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO		
- 0,297+0,210	21,9	15,4	30,5	42,0	2,2	0,4	16,6	0,4	0,7	0,4	3,2	1,38	15,5	15,7	13,0	7,4	16,5	12,8
- 0,210+0,149	22,2	15,5	30,6	41,9	2,0	0,4	16,9	0,5	0,8	0,4	3,4	1,37	15,8	15,9	12,0	8,1	17,0	13,5
- 0,149+0,074	23,3	16,3	31,0	42,5	1,9	0,5	15,2	0,4	0,8	0,5	3,5	1,37	16,8	16,9	12,3	8,7	16,1	13,6
- 0,074+0,037	14,8	10,4	31,5	43,0	1,9	0,4	13,8	0,4	0,8	0,4	3,5	1,37	10,9	10,9	7,8	5,3	9,3	8,1
- 0,037+0,020	5,3	3,7	32,4	43,9	2,1	0,5	12,4	0,4	0,7	0,4	2,8	1,36	4,0	4,0	3,0	2,2	3,0	2,6
-0,020	12,5	8,7	32,3	44,1	2,3	0,7	11,1	0,3	0,6	0,5	3,8	1,38	9,4	9,4	7,8	7,1	6,3	5,1
Total calculado	100,0	70,0	31,1	42,6	2,04	0,47	15,0	0,42	0,74	0,43	3,39	1,37	72,3	72,8	55,9	38,8	68,2	55,7

Para o CaO, os teores estão compreendidos entre 41,9% e 44,1% (este teor correspondendo a 9,4% do cálcio presente na amostra inicial).

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 1,36 e 1,38, com tendência geral à diminuição para os finos.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 1,9 e 2,3%, este na fração -0,020 mm, que possui 7,8% do total contido no produto de moagem, em relação à amostra total. Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> apresenta o mesmo comportamento evidenciado por SiO<sub>2</sub>, com teores entre 0,4 e 0,7%. Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 11,1 e 16,9%, com tendência geral à diminuição para os finos.

O MgO apresenta teores em torno de 0,3 a 0,5% com tendência a diminuir para os finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm. TiO<sub>2</sub> varia entre 0,6 e 0,8%, com teores mais elevados nas frações mais grossas.

### 5.4.3.2 – Amostra Piroxenito (PT).

#### 5.4.3.2.1 - Finos naturais.

A análise química e granulométrica da amostra tal qual está exposta na tabela V.11.

Tabela V.11 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra piroxenito (PT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	11,6	88,4	11,9	21,0	25,7	1,7	21,5	5,2	3,8	0,4	7,4	1,77	15,8	13,2	11,3	7,7	14,2	5,5
-1,68+0,84	5,8	82,6	11,4	21,2	23,0	1,8	23,3	6,0	4,8	0,4	6,6	1,86	7,6	6,7	5,1	4,2	7,8	3,2
-0,84+0,297	19,5	63,0	10,0	22,2	25,9	2,5	16,9	9,5	5,3	0,3	6,8	2,21	22,5	23,5	19,1	19,3	18,8	16,9
-0,297+0,210	10,2	52,8	11,0	23,7	25,2	2,4	14,4	9,8	5,1	0,3	6,6	2,15	13,0	13,2	9,8	9,6	8,4	9,1
-0,210+0,149	9,9	42,9	11,3	23,3	24,5	2,4	14,2	10,1	5,3	0,3	7,3	2,07	12,9	12,6	9,2	9,7	8,0	9,2
-0,149+0,074	11,2	31,7	9,3	19,8	25,3	2,7	14,1	11,6	6,0	0,3	9,1	2,14	11,9	12,0	10,7	12,0	9,0	11,9
-0,074+0,037	10,3	21,4	6,3	14,8	28,1	2,8	14,2	14,1	5,7	0,4	12,2	2,35	7,5	8,3	10,9	11,4	8,3	13,3
-0,037+0,020	5,8	15,6	4,4	11,2	30,2	3,0	15,4	16,2	3,6	0,5	14,0	2,56	2,9	3,5	6,6	6,9	5,1	8,6
-0,020	15,6		3,3	8,2	29,4	3,1	23,0	15,7	2,1	0,6	13,9	2,51	5,8	6,9	17,3	19,2	20,4	22,3
Total calcul.	100,0		8,7	18,4	26,5	2,5	17,5	10,9	4,6	0,4	9,2	2,12	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

A análise granulométrica indica 47,1% de retenção em massa do material ensaiado em 0,297 mm e 21,4% constituem o passante em 0,037 mm.

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 3,3% e 11,3%, estando os mais elevados associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,037 mm. Este intervalo apresenta 41,6% em massa, tem teores que variam de 6,3% a 11,3% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 45,3% do total de fósforo presente na amostra.

Os teores de CaO variam entre 8,2 a 23,7%, estando os mais elevados (acima de 19,8%) associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,074 mm (representam 37,8% do total de cálcio presente na amostra). A fração -0,020 mm, com teor de 8,2%, contém 5,8% do total de cálcio presente.

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 2,07 e 2,56, atinge o menor valor na fração -0,210 +0,149 mm e o maior na fração -0,037 +0,020 mm.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 28,1% e 30,2%. Como tendência geral, observa-se que esses teores aumentam progressivamente no intervalo granulométrico compreendido entre 0,210 e 0,020 mm.

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aumentam em direção aos finos, e estão compreendidos entre 2,3 e 3,1%. O teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> varia entre 14,0% e 23,0%, com tendência a aumentar em direção aos finos, a partir da fração -0,149 +0,074 mm.

MgO apresenta teores variando em torno de 9,8 a 16,2% com tendência a aumentar para os finos até a fração -0,037 +0,020 mm. Os teores de TiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 2,0 e 6,0%.

#### 5.4.3.2.2 - Produto de moagem.

Na tabela V.12 está exposta a distribuição de teores por fração granulométrica para o produto da moagem.

Tabela V.12 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra piroxenito (PT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	amost	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	23,4	8,7	10,5	21,8	25,6	1,9	20,1	7,4	5,0	0,3	6,0	2,07	10,6	10,2	8,6	6,4	10,1	5,8
-0,210+0,149	19,3	7,1	10,7	21,8	24,2	1,9	20,8	7,0	5,1	0,3	6,3	2,03	8,9	8,4	6,6	5,3	8,5	4,5
-0,149+0,074	22,0	8,1	10,6	21,6	24,5	2,2	20,0	7,6	5,0	0,3	7,1	2,03	10,0	9,5	7,7	6,9	9,4	5,6
-0,074+0,037	15,9	5,9	10,4	21,0	25,3	2,4	17,8	8,1	4,9	0,3	7,9	2,03	7,1	6,7	5,8	5,6	6,0	4,3
-0,037+0,020	6,5	2,4	10,6	21,4	25,7	2,4	17,1	8,4	4,7	0,3	8,0	2,01	3,0	2,8	2,4	2,3	2,4	1,8
-0,020	12,9	4,8	11,7	22,6	24,1	2,5	15,9	8,5	3,9	0,4	9,2	1,93	6,5	5,9	4,5	4,7	4,4	3,6
Total calculado	100,0	37,0	10,7	21,7	24,9	2,2	19,1	7,7	4,8	0,3	7,2	2,02	46,0	43,5	35,5	31,2	40,8	25,6

A análise granulométrica indica que 43,0% em massa do ensaio (cerca de 16,0% em relação a amostra total) ficaram retidos em 0,149 mm e 19,4% constituem o produto passante em 0,037 mm (7,2% da amostra total).

Os teores de  $P_2O_5$  variam entre 10,4 e 11,7%, com tendência a aumentar para os finos, a partir da fração -0,074 +0,037 mm. A fração -0,020 mm (12,9% em massa no ensaio; 4,8% em relação à amostra total) tem teor de 11,7% de  $P_2O_5$ , o que significa 6,5% (em relação à amostra inicial) do fósforo presente no produto de moagem.

Para CaO, os teores estão compreendidos entre 21,0% e 22,6% (-0,020 mm; correspondendo a 5,9% do cálcio presente na amostra inicial).

A relação CaO/ $P_2O_5$  está compreendida entre 1,93 e 2,07, com tendência geral à diminuição para os finos.

Os teores de  $SiO_2$  variam entre 24,1 e 25,7%, este na fração -0,037 +0,020 mm, que possui 2,4% do total contido no produto de moagem, em relação à amostra total.  $Al_2O_3$  apresenta o mesmo comportamento evidenciado por  $SiO_2$ , com teores entre 1,9 e 2,5%.

Os teores de  $Fe_2O_3$  variam entre 17,1 e 20,8%, com tendência geral à diminuição para os finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm.

MgO apresenta teores variando em torno de 7,0 a 8,4% com tendência a aumentar para os finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm.  $TiO_2$  varia entre 3,8 e 5,1%, com teores mais elevados nas frações mais grossas.

#### **5.4.3.3 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).**

##### **5.4.3.3.1 - Finos naturais.**

A análise química e granulométrica da amostra tal qual está exposta na tabela V.13. A análise granulométrica indica retenção de 44,8% em massa do material ensaiado em 0,297 mm e 14,4% constituem o passante em 0,037 mm.

Os teores de  $P_2O_5$  variam entre 25,0% e 30,0%, estando os mais elevados associados ao intervalo compreendido entre 0,210 e 0,020 mm. Este intervalo apresenta 33,6% em

massa, tem teores que variam de 28,0% a 30,0% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 47,5% do total de fósforo presente na amostra.

Tabela V.13 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra foscorito intemperizado (FIT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	8,0	92,0	13,3	18,0	1,1	1,1	56,8	2,7	1,9	0,6	1,6	1,35	5,2	5,4	12,1	10,0	10,9	13,5
-1,68+0,84	18,3	73,7	9,1	12,4	0,7	1,0	69,0	3,0	2,0	0,7	0,6	1,36	8,1	8,4	18,7	21,1	30,3	33,9
-0,84+0,297	18,5	55,3	13,2	17,5	0,9	1,1	60,0	2,4	1,8	0,6	0,8	1,33	11,8	12,1	24,2	23,3	26,7	27,1
-0,297+0,210	9,6	45,7	26,0	34,0	0,5	0,6	31,1	1,1	0,9	0,5	1,4	1,31	12,1	12,2	6,2	6,3	7,2	6,4
-0,210+0,149	11,6	34,1	28,7	37,3	0,4	0,6	22,2	0,8	0,7	0,4	1,2	1,30	16,1	16,1	6,8	7,6	6,2	5,3
-0,149+0,074	13,0	21,2	29,9	38,5	0,4	0,6	23,2	0,8	0,7	0,5	1,5	1,29	18,8	18,6	8,2	8,6	7,2	6,3
-0,074+0,037	6,8	14,4	29,5	38,3	0,5	0,6	21,3	0,7	0,7	0,5	2,9	1,30	9,7	9,7	5,3	4,5	3,5	3,0
-0,037+0,020	2,2	12,2	28,0	35,9	0,6	0,8	23,1	0,6	0,8	0,6	4,8	1,28	3,0	2,9	1,9	2,0	1,2	0,9
-0,020	12,2		25,5	32,0	0,9	1,2	23,5	0,5	0,9	0,9	9,4	1,26	15,1	14,6	16,5	16,6	6,9	3,6
Total calcul.	100,0		20,6	26,8	0,7	0,9	41,6	1,6	1,3	0,6	2,3	1,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Os teores de CaO variam entre 32,0 a 38,5%, estando os mais elevados (acima de 37,0%) associados ao intervalo compreendido entre 0,210 e 0,037 mm (representam 44,4% do total de cálcio presente na amostra). A fração -0,020 mm, com teor de 32,0%, contém 14,6% do total de cálcio presente.

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 1,26 e 1,31, atinge o menor valor na fração -0,020 mm e o maior na fração -0,297 +0,210 mm.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 0,4% e 0,9%. Como tendência geral, observa-se que esses teores aumentam progressivamente no intervalo granulométrico compreendido entre 0,210 e 0,020 mm.

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aumentam em direção aos finos, e estão compreendidos entre 0,6 e 1,2%. O teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> varia entre 21,0% e 31,0%, com tendência a aumentar em direção aos finos, a partir da fração -0,074 +0,037 mm.



MgO apresenta teores variando em torno de 0,5 a 1,1% com tendência a diminuir para os finos. Os teores de TiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 0,7 e 1,0%.

#### 5.4.3.3.2 - Produto de moagem.

Na tabela V.14 está exposta a distribuição de teores por fração granulométrica para o produto da moagem.

Tabela V.14 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra foscorito intemperizado (FIT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	amost	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	17,2	7,7	9,1	12,5	0,6	0,7	69,5	3,0	2,0	0,6	0,6	1,37	3,4	3,6	8,9	7,7	12,9	14,6
-0,210+0,149	23,0	10,3	10,3	13,8	0,5	0,7	67,5	2,8	2,0	0,6	0,8	1,35	5,2	5,4	11,1	9,7	16,8	18,4
-0,149+0,074	27,6	12,3	11,1	15,0	0,5	0,9	64,0	2,7	1,9	0,5	0,4	1,35	6,7	6,9	13,0	14,9	19,1	21,1
-0,074+0,037	16,9	7,5	12,3	16,4	0,6	0,9	60,3	2,5	1,9	0,6	1,4	1,34	4,5	4,6	9,5	9,7	11,0	12,0
-0,037+0,020	5,8	2,6	13,3	17,7	0,7	1,1	55,2	2,3	1,8	0,6	1,3	1,33	1,7	1,7	3,6	4,0	3,4	3,8
-0,020	9,6	4,3	17,2	22,6	1,0	1,4	45,0	1,7	1,6	0,7	3,2	1,31	3,6	3,6	8,9	8,5	4,7	4,6
Total calculado	100,0	44,7	11,5	15,4	0,6	0,9	62,8	2,7	1,9	0,6	1,0	1,34	25,1	25,9	55,0	54,5	67,9	74,5

A análise granulométrica indica retenção de 40,0% em massa (cerca de 18,0% em relação à amostra total) em 0,149 mm e 15,4% constituem o produto passante em 0,037 mm (7,0% da amostra total).

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 10,3 e 17,2%, com tendência a aumentar para os finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm. A fração -0,020 mm (9,6% em massa no ensaio; 4,3% em relação à amostra total) tem teor de 17,2% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 3,6% (em relação à amostra inicial) do fósforo presente no produto de moagem.

Para o CaO, os teores estão compreendidos entre 12,5% e 22,6% (-0,020 mm; correspondendo a 3,6% do cálcio presente na amostra inicial).

A relação  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  oscila entre 1,31 e 1,37 com tendência geral à diminuição para os finos.

Os teores de  $\text{SiO}_2$  variam entre 0,5 e 1,0%, este na fração -0,020 mm, que carrega 8,9% do total contido no produto de moagem, em relação à amostra total.  $\text{Al}_2\text{O}_3$  apresenta o mesmo comportamento evidenciado por  $\text{SiO}_2$ , com teores entre 0,7 e 1,4%. Os teores de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  variam entre 45,0 e 70,0%, com tendência geral à diminuição para os finos.

$\text{MgO}$  apresenta teores variando em torno de 1,7 a 3,0% com tendência a diminuir para os finos.  $\text{TiO}_2$  varia entre 1,6 e 2,0%, com teores mais elevados junto às frações mais grossas.

#### **5.4.3.4 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).**

##### **5.4.3.4.1 - Finos naturais.**

A análise química e granulométrica da amostra tal qual está exposta na tabela V.15. A análise granulométrica indica que 34,2% em massa do material ensaiado ficaram retidos em 0,297 mm e 28,8% constituem o passante em 0,037 mm.

Os teores de  $\text{P}_2\text{O}_5$  variam entre 7,4% e 27,0%, estando os mais elevados associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,074 mm. Este intervalo apresenta 27,7% em massa, tem teores que variam de 21,6% a 27,0% de  $\text{P}_2\text{O}_5$ , o que significa 44,6% do total de fósforo presente na amostra.

Os teores de  $\text{CaO}$  variam entre 7,5 a 34,7%, estando os mais elevados (acima de 28,0%) associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,074 mm (representam 45,0% do total de cálcio presente na amostra). A fração -0,020 mm, com teor de 7,5%, contém 8,7% do total de cálcio presente.

Tabela V.15 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra foscorito silicificado (FST).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	7,4	92,6	11,9	16,2	19,5	0,9	35,0	1,3	6,5	0,8	3,6	1,37	5,7	6,0	10,0	2,7	9,1	9,1
-1,68+0,84	13,8	78,9	15,1	21,2	10,6	1,8	31,0	2,6	8,0	0,5	3,7	1,41	13,4	14,7	10,3	10,1	15,0	33,4
-0,84+0,297	13,0	65,9	11,2	15,2	16,3	0,9	37,6	1,2	7,9	0,9	3,2	1,36	9,4	10,0	14,9	4,7	17,2	14,1
-0,297+0,210	7,5	58,3	21,6	28,0	9,3	1,0	25,0	0,7	4,6	0,7	3,3	1,30	10,6	10,7	4,9	3,0	6,6	5,0
-0,210+0,149	12,6	45,7	25,4	32,9	7,3	1,1	19,9	0,6	3,5	0,6	3,4	1,30	20,7	20,9	6,4	5,3	8,8	6,9
-0,149+0,074	7,6	38,1	26,9	34,7	7,2	1,2	16,0	0,5	3,4	0,6	3,3	1,29	13,3	13,4	3,9	3,6	4,3	3,5
-0,074+0,037	9,3	28,8	18,4	23,5	13,4	2,4	20,3	0,7	4,7	0,9	8,3	1,27	11,1	11,0	8,7	9,1	6,7	5,8
-0,037+0,020	5,8	23,0	12,8	15,6	17,7	3,6	26,8	0,8	5,3	1,3	7,8	1,22	4,8	4,5	7,2	8,2	5,4	4,2
-0,020	23,0		7,4	7,5	20,9	5,7	33,1	0,8	3,2	1,4	12,7	1,01	11,0	8,7	33,7	53,2	26,8	18,0
Total calculada.	100,0		15,4	19,8	14,3	2,5	28,4	1,1	5,1	0,9	6,3	1,28	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 1,01 e 1,30, atinge o menor valor na fração -0,020 mm e o maior no intervalo entre 0,297 e 0,149 mm.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 7,2% e 21,0%. Como tendência geral, observa-se que esses teores aumentam progressivamente no intervalo granulométrico compreendido entre 0,149 e 0,020 mm.

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aumentam em direção aos finos, e estão compreendidos entre 1,0 e 5,7%. O teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> varia entre 20,0% e 33,0%, com tendência a aumentar em direção aos finos, a partir da fração -0,149 +0,074 mm.

MgO apresenta teores variando em torno de 0,5 a 0,8%, com tendência a aumentar para os finos, a partir da fração -0,149 +0,074 mm. Os teores de TiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 3,2 e 5,3%.

#### 5.4.3.4.2 - Produto de moagem.

Na tabela V.16 está exposta a distribuição de teores por fração granulométrica para o produto da moagem. A análise granulométrica indica retenção de 37,8% em massa (cerca de 13,0% em relação à amostra total) em 0,149 mm e 17,6% constituem o produto passante em 0,037 mm (6,0% da amostra total).

Tabela V.16 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra foscorito silicificado (FST).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)					
	retido	amost	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	15,7	5,4	11,1	15,0	18,8	0,7	39,3	1,1	6,8	0,8	2,4	1,35	4,0	4,4	6,4	2,2	6,8	9,0
-0,210+0,149	22,1	7,5	11,8	15,9	16,4	0,7	39,7	1,1	7,0	0,9	2,4	1,35	6,0	6,5	7,9	3,1	9,7	12,6
-0,149+0,074	27,8	9,5	12,5	16,8	16,1	0,8	38,0	1,1	7,2	0,8	2,5	1,35	8,0	8,7	9,7	4,5	11,7	15,6
-0,074+0,037	16,8	5,7	12,7	17,1	15,3	0,8	36,7	1,1	8,2	0,9	3,1	1,34	4,9	5,3	5,6	2,8	6,8	9,5
-0,037+0,020	6,8	2,3	12,8	17,2	14,7	1,1	34,9	1,2	9,1	1,1	2,7	1,34	2,0	2,2	2,2	1,5	2,6	4,2
-0,020	10,8	3,7	14,1	18,5	15,0	1,5	30,8	1,1	7,9	1,2	4,4	1,31	3,5	3,7	3,5	3,4	3,7	5,7
Total calculado	100,0	34,1	12,3	16,6	16,3	0,9	37,4	1,1	7,5	0,9	2,8	1,34	28,5	30,8	35,2	17,5	41,3	56,6

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 11,0 e 14,0%, com tendência a aumentar para os finos, a partir da fração -0,149 +0,074 mm. A fração -0,020 mm (10,8% em massa no ensaio; 3,7% em relação à amostra total) tem teor de 14,0% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 3,5% (em relação à amostra inicial) do fósforo presente no produto de moagem.

Para CaO, os teores oscilam entre 15,0% e 18,5% (-0,020 mm; correspondendo a 3,7% do cálcio presente na amostra inicial).

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 1,31 e 1,35, tendendo a diminuir em direção os finos.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 14,7 e 18,8%, este na fração -0,297 +0,210 mm, que possui 6,4% do total contido no produto de moagem, em relação à amostra total. Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

apresenta teores entre 0,7 e 1,5%. Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 30,8 e 39,7%, com tendência geral à diminuição para os finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm.

MgO apresenta teores variando em torno de 1,0 a 1,2%, sem uma tendência definida.

TiO<sub>2</sub> varia entre 7,0 e 8,2%, com tendência a aumentar até a fração -0,037 +0,020 mm.

#### 5.4.3.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).

##### 5.4.3.5.1 - Finos naturais.

A análise química e granulométrica da amostra tal qual está exposta na tabela V.17

Tabela V.17 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	8,6	91,4	12,2	17,4	12,0	1,4	39,9	2,2	6,9	0,4	3,7	1,43	7,6	8,1	7,5	4,0	11,1	8,2
-1,68+0,84	17,7	73,7	13,2	17,6	13,6	1,0	37,1	1,1	7,3	0,8	3,8	1,33	16,9	16,9	17,6	5,8	21,3	8,6
-0,84+0,297	15,8	57,9	12,3	17,7	11,3	1,4	39,3	2,2	8,1	0,5	3,0	1,44	14,0	15,2	12,9	7,4	20,1	15,3
-0,297+0,210	7,2	50,7	18,7	25,4	10,0	1,9	25,2	2,5	7,1	0,4	4,1	1,36	9,7	9,9	5,2	4,4	5,9	8,0
-0,210+0,149	7,7	43,0	20,7	27,7	8,7	1,8	21,9	2,6	7,2	0,4	4,1	1,34	11,5	11,6	4,9	4,6	5,5	8,7
-0,149+0,074	11,8	31,2	20,4	27,0	9,6	2,1	19,7	2,9	7,5	0,4	4,6	1,33	17,3	17,2	8,2	8,0	7,6	14,8
-0,074+0,037	8,7	22,5	17,0	22,4	13,9	3,3	20,2	3,2	7,0	0,5	7,3	1,32	10,7	10,6	8,8	9,6	5,7	12,4
-0,037+0,020	6,0	16,5	11,3	14,4	19,5	5,3	24,5	3,1	4,7	0,7	10,5	1,27	4,9	4,6	8,4	10,3	4,7	8,0
-0,020	16,5		6,2	6,6	22,0	8,4	33,7	2,2	2,4	0,8	14,3	1,07	7,3	5,9	26,4	45,8	18,1	16,1
Total calculado	100,0		13,8	18,5	13,7	3,0	30,8	2,3	6,4	0,6	6,2	1,33	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

A análise granulométrica indica retenção de 42,1% em massa em 0,297 mm e 22,5% constituem o passante em 0,037 mm.

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 6,1% e 20,7%, estando os mais elevados associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,074 mm. Este intervalo apresenta 26,7% em massa, tem teores que variam de 18,7% a 20,7% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 38,5% do total de fósforo presente na amostra.

Os teores de CaO variam entre 8,7 a 27,7%, estando os mais elevados (acima de 25,4%) associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,074 mm (representam 38,7% do total de cálcio presente na amostra). A fração -0,020 mm, com teor de 6,6%, contém 6,0% do total de cálcio presente na amostra inicial.

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 1,07 e 1,36, atinge o menor valor na fração -0,020 mm e o maior na fração -0,297 +0,210 mm.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 8,7% e 22,0%, tendendo a aumentar progressivamente em direção aos finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm.

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aumentam em direção aos finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm, e estão compreendidos entre 1,8 e 8,4%. O teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> varia entre 19,7% e 33,7%, com tendência a aumentar em direção aos finos, a partir da fração -0,149 +0,074 mm.

O MgO apresenta teores variando em torno de 2,2 a 3,2%, estando os teores mais elevados no intervalo entre 0,074 e 0,020 mm. Os teores de TiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 2,4 e 7,5%.

#### **5.4.3.5.2 - Produto de moagem.**

Na tabela V.18 está exposta a distribuição de teores por fração granulométrica para o produto da moagem.

Tabela V.18 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	amost	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	17,4	7,3	12,0	17,4	11,3	1,1	41,3	2,2	8,0	0,4	2,0	1,45	6,0	6,3	6,7	2,2	10,4	5,1
-0,210+0,149	21,8	9,2	12,9	18,5	11,0	1,2	38,9	2,2	8,1	0,4	2,3	1,44	8,0	8,4	8,1	3,0	12,2	6,5
-0,149+0,074	26,4	11,1	13,6	19,5	10,3	1,4	37,6	2,3	8,1	0,5	2,4	1,43	10,2	10,7	9,3	4,0	14,3	8,4
-0,074+0,037	17,2	7,2	14,2	20,1	11,0	1,6	33,8	2,4	7,9	0,5	3,1	1,41	7,0	7,2	6,4	3,1	8,4	5,7
-0,037+0,020	6,0	2,5	14,2	19,9	12,1	1,9	32,4	2,6	7,8	0,5	2,9	1,40	2,4	2,5	2,5	1,3	2,8	2,1
-0,020	11,2	4,7	15,4	21,1	13,2	2,8	28,1	2,7	6,4	0,5	5,2	1,37	4,9	5,0	5,0	3,5	4,5	4,2
Total calculado	100,0	42,1	13,5	19,2	11,2	1,5	36,5	2,4	7,8	0,5	2,8	1,42	38,5	40,2	38,0	17,2	52,5	32,0

A análise granulométrica indica retenção de 39,2% em massa (cerca de 13,0% em relação a amostra total) em 0,149 mm e 17,2% constituem o produto passante em 0,037 mm (7,2% da amostra total).

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 12,0 e 15,4%, com tendência a aumentar para os finos. A fração -0,020 mm (11,2% em massa no ensaio; 4,7% em relação à amostra total) tem teor de 15,4% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 4,9% (em relação à amostra inicial) do fósforo presente no produto de moagem.

Para CaO, os teores estão compreendidos entre 17,4% e 21,1% (-0,020 mm; correspondendo a 5,0% do cálcio presente na amostra inicial).

A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> oscila entre 1,37 e 1,45, tendendo a diminuir em direção aos finos.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 10,3 e 13,2%, este na fração -0,020 mm, que possui 5,0% do total contido no produto de moagem, em relação à amostra total. O Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> apresenta teores entre 0,1 e 2,8%. Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 28,1 e 41,3%, com tendência geral à diminuição para os finos.

MgO apresenta teores variando em torno de 2,1 a 2,7%, tendendo a diminuir em direção aos finos. O TiO<sub>2</sub> varia entre 6,4 e 8,1%, sem uma tendência definida.

### 5.4.3.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

#### 5.4.3.6.1 - Finos naturais.

A análise química e granulométrica da amostra tal qual está exposta na tabela V.19. A análise granulométrica indica retenção de 32,0% em massa em 0,297 mm e 28,3% constituem o passante em 0,037 mm.

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 11,0% e 24,0%, estando os mais elevados associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,074 mm. Este intervalo apresenta 28,3% em massa, tem teores que variam de 20,0% a 24,0% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, o que significa 32,5% do total de fósforo presente na amostra.

Tabela V.19 - Distribuição de teores por fração no tal qual – amostra zona de mistura (ZMT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	7,5	92,5	24,8	33,6	11,2	0,8	16,9	0,9	2,4	0,5	5,0	1,36	9,7	10,0	6,8	2,4	5,9	3,4
-1,68+0,84	9,7	82,8	22,9	31,3	9,6	1,0	20,5	1,1	4,4	0,5	4,0	1,37	11,6	12,0	7,5	3,9	9,3	5,3
-0,84+0,297	14,8	68,0	22,6	31,4	7,0	1,2	18,9	1,5	6,5	0,5	4,1	1,39	17,5	18,4	8,4	7,2	13,1	11,0
-0,297+0,210	7,6	60,5	24,1	32,8	7,7	1,4	16,4	1,8	6,3	0,4	4,0	1,36	9,5	9,8	4,7	4,2	5,8	6,8
-0,210+0,149	8,8	51,7	22,8	30,9	11,6	1,5	15,7	2,1	6,5	0,4	4,1	1,36	10,5	10,8	8,3	5,1	6,5	9,0
-0,149+0,074	11,9	39,8	20,2	27,1	15,9	1,7	15,6	2,7	7,2	0,4	4,3	1,34	12,5	12,7	15,3	8,0	8,6	15,4
-0,074+0,037	11,6	28,2	17,7	23,2	19,1	2,2	16,7	3,0	6,3	0,5	5,5	1,31	10,8	10,7	17,9	10,2	9,0	17,1
-0,037+0,020	7,2	21,1	15,7	19,9	19,0	3,0	19,9	3,0	4,4	0,7	7,2	1,27	5,9	5,6	11,0	8,3	6,6	10,4
-0,020	21,1		10,9	12,0	11,9	6,1	35,7	2,1	2,8	1,0	11,4	1,10	12,0	10,0	20,2	50,7	35,1	21,8
Total calculado	100,0		19,1	25,3	12,4	2,6	21,4	2,0	5,1	0,6	6,1	1,32	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Os teores de CaO variam entre 12,0 a 32,8%, estando os mais elevados (acima de 27,0%) associados ao intervalo compreendido entre 0,297 e 0,074 mm (representam 33,3% do total de cálcio presente na amostra). A fração -0,020 mm, com teor de 12,0%, contém 10,0% do total de cálcio presente.



A relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está compreendida entre 1,10 e 1,36, atinge o menor valor na fração -0,020 mm e o maior no intervalo compreendido entre 0,297 e 0,149 mm.

Os teores de SiO<sub>2</sub> variam entre 7,7% e 19,0%. Como tendência geral, observa-se que esses teores aumentam progressivamente no intervalo granulométrico compreendido entre 0,297 e 0,037 mm.

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aumentam em direção aos finos, e variam entre 1,4 e 6,1%. O teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> varia entre 15,6% e 35,7%, com tendência a aumentar em direção aos finos.

MgO apresenta teores variando em torno de 1,8 a 3,0%, com tendência a aumentar progressivamente no intervalo compreendido entre 0,297 e 0,037 mm. Os teores de TiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 2,8 e 7,1%.

#### 5.4.3.6.2 - Produto de moagem.

Na tabela V.20 está exposta a distribuição de teores por fração granulométrica para o produto da moagem.

Tabela V.20 - Distribuição de teores por fração no produto de moagem – amostra zona de mistura (ZMT).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	amost	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	18,0	5,8	23,0	32,0	8,4	0,9	21,2	1,2	5,2	0,4	3,7	1,39	6,9	7,2	4,0	2,1	5,6	3,5
-0,210+0,149	21,5	6,9	22,7	31,8	7,7	0,9	20,7	1,1	5,5	0,6	3,5	1,40	8,1	8,5	4,4	2,4	6,6	3,8
-0,149+0,074	24,1	7,7	23,3	32,4	8,9	0,9	20,0	1,3	5,5	0,5	3,7	1,39	9,3	9,7	5,6	2,9	7,1	4,9
-0,074+0,037	16,2	5,2	22,8	31,5	10,5	1,0	17,8	1,4	5,3	0,5	4,2	1,38	6,1	6,3	4,4	2,2	4,2	3,5
-0,037+0,020	5,8	1,8	23,2	31,8	11,2	1,2	16,9	1,5	4,9	0,5	3,6	1,37	2,2	2,3	1,7	0,9	1,4	1,3
-0,020	14,5	4,6	26,1	35,2	7,0	1,6	16,1	1,2	3,5	0,6	4,9	1,35	6,3	6,3	2,7	3,0	3,4	2,7
Total calculado	100,0	32,0	23,4	32,4	8,7	1,0	19,2	1,3	5,1	0,5	3,9	1,38	38,8	40,4	22,7	13,5	28,3	19,6

A análise granulométrica indica retenção de 39,5% em massa (cerca de 12,7% em relação a amostra total) em 0,149 mm e 20,3% constituem o produto passante em 0,037 mm (6,0% da amostra total).

Os teores de  $P_2O_5$  variam entre 22,7 e 26,1%, com tendência a aumentar, a partir da fração -0,074 +0,037 mm. A fração -0,020 mm (14,5% em massa no ensaio; 4,6% em relação à amostra total) tem teor de 26,1% de  $P_2O_5$ , o que significa 6,3% (em relação à amostra inicial) do fósforo presente no produto de moagem.

Para CaO, os teores estão compreendidos entre 31,5% e 35,2% (-0,020 mm; correspondendo a 6,3% do cálcio presente na amostra inicial).

A relação CaO/ $P_2O_5$  oscila entre 1,31 e 1,40, tendendo a diminuir em direção aos finos a partir da fração -0,210 +0,149 mm.

Os teores de  $SiO_2$  variam entre 7,0 e 11,2%, este na fração -0,037 +0,020 mm, que carrega 1,7% do total contido no produto de moagem, em relação à amostra total.  $Al_2O_3$  apresenta teores entre 0,8 e 1,6%. Os teores de  $Fe_2O_3$  variam entre 16,1 e 21,2%, com tendência geral à diminuição para os finos.

MgO apresenta teores variando em torno de 1,3 a 1,4%, sem uma tendência definida.  $TiO_2$  oscila entre 3,4 e 5,5%, com tendência a diminuir em direção aos finos, a partir da fração -0,210 +0,149 mm.

#### **5.4.4 – Separações minerais.**

As separações de minerais em meio denso por frações granulométricas permitem quantificar os minerais presentes numa amostra, assim como, avaliar o grau de liberação e o grau de impregnação da apatita.

#### 5.4.4.1 – Amostra Apatitito (APAT).

Os resultados das separações minerais efetuadas na amostra apatitito (APAT) estão expostos na tabela V.21. O produto flutuado total +0,037 mm representa em média 2,5% em massa no ensaio ou 2,0% em relação a amostra total; é constituído essencialmente por  $\text{SiO}_2$  (64,5%) e subordinadamente por  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$  (2,6% e 5,0%, respectivamente) e  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (5,0%), que significam respectivamente 74,0%, 14,0%, 24,0% e 1,0% dos totais contidos no ensaio (51,0%, 7,0%, 19,0% e 0,7% em relação à amostra total).

O produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 10,2% em massa no ensaio (8,4% em massa da amostra); é composto basicamente por  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 91,0% em média (61,4% do total contido no ensaio), com teor de  $\text{TiO}_2$  da ordem de 2,4%. Quantidades menores de  $\text{SiO}_2$  (~0,03%),  $\text{CaO}$  (4,0%),  $\text{P}_2\text{O}_5$  (2,2%) e  $\text{BaO}$  (0,5%) também estão presentes. Os teores de  $\text{P}_2\text{O}_5$  oscilam no intervalo granulométrico considerado e situam-se entre 0,8 e 3,0%, com tendência geral à diminuição para os finos.

O produto fracamente magnético total +0,037 mm, que representa cerca de 14,4% em massa no ensaio ou 11,8% da amostra, tem teores de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  da ordem de 24,5%, o que corresponde a 23,4% do total contido no ensaio (ou 18,5% da amostra);  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , segundo óxido mais importante, situa-se em torno de 0,6% (correspondendo a 19,0% do total contido no ensaio). O teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  está entre 16,7 e 29,6% (valor médio de 25,6%, o que significa 11,8% do total contido no ensaio; 10,0% da amostra total +0,037 mm). Teores de  $\text{TiO}_2$  neste produto permanecem relativamente elevados, atingindo valores médios de 2,7%.

Para o produto afundado não magnético total +0,037 mm, os teores de  $\text{P}_2\text{O}_5$  estão em torno de 37,0% (87,0% do total contido no ensaio; 73,0% em relação a amostra) sem variação expressiva ao longo do intervalo granulométrico considerado. Este produto mostra, respectivamente, teores médios de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{SiO}_2$  de 0,4% e 0,5% (com 18,0% e 59,0% do total contido no ensaio).

As relações  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  são elevadas e situam-se entre 1,31 e 2,18, porém mostram menores valores nos produtos fracamente magnético e não magnético (1,37 em média).

Tabela V.21 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra apatitito (APAT), composição dos finos naturais e produto de moagem.

Fração (mm)	Produto	% Massa		Teores (%)										CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na ensaio (%)						Distribuição na amostra (%)					
		ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	
0,297+0,210	Flut	2,4	0,5	5,75	8,76	69,5	1,82	4,80	3,68	0,30	0,17	5,91	1,52	0,5	0,5	74,8	9,7	0,7	18,2	0,1	0,1	12,3	1,1	0,2	3,3	
	Afund. Mag 0,0A	11,6	2,4	3,01	4,92	0,03	0,41	89,0	2,71	2,44	0,47	1,63	1,1	1,3	0,2	10,5	63,6	64,6	0,2	0,3	0,0	1,1	13,5	11,6		
	Afund. FRM 0,3A	21,4	4,3	29,6	40,6	0,88	0,51	18,3	0,24	1,54	0,54	4,47	1,37	20,6	20,5	8,4	24,2	24,1	10,5	4,2	4,2	1,4	2,6	5,1	1,9	
	Afund. NMAG 0,3A	64,5	13,0	37,3	51,0	0,58	0,39	2,94	0,05	0,36	0,29	3,27	1,37	77,8	77,6	16,6	55,6	11,6	6,6	16,0	16,0	2,7	6,1	2,5	1,2	
	Total calculado Total dosado	100,0 100,0	20,2 20,2	30,9 30,7	42,4 42,0	2,25 2,08	0,45 0,41	16,3 16,2	0,49 0,46	0,85 0,84	0,36 0,39	3,21 3,13	1,37	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	20,5 20,7	20,7 20,7	16,5 16,5	10,9 10,9	21,3 21,3	18,0 18,0		
0,210+0,149	Flut	2,1	0,4	8,18	11,9	61,9	1,72	4,63	3,01	0,32	0,15	5,62	1,46	0,5	0,6	72,3	8,7	0,6	13,9	0,1	0,1	11,1	1,0	0,1	2,5	
	Afund. Mag 0,0A	11,6	2,3	2,39	4,06	0,04	0,41	89,9	2,73	2,44	0,46	1,70	0,9	1,1	0,3	11,6	65,2	70,5	0,2	0,2	0,0	1,3	13,5	12,8		
	Afund. FRM 0,3A	15,8	3,2	26,8	37,1	1,02	0,58	22,7	0,31	2,18	0,61	5,06	1,38	13,7	13,8	9,1	22,4	22,4	10,9	2,8	2,8	1,4	2,5	4,6	2,0	
	Afund. NMAG 0,3A	70,6	14,1	37,2	50,7	0,46	0,33	2,65	0,03	0,34	0,32	3,20	1,36	84,9	84,5	18,3	57,2	11,7	4,7	17,3	17,3	2,8	6,5	2,4	0,9	
	Total calculado Total dosado	100,0 100,0	20,0 20,0	31,0 30,8	42,4 42,0	1,77 1,94	0,41 0,44	15,9 15,8	0,45 0,47	0,87 0,87	0,38 0,40	3,17 3,26	1,37	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	20,4 20,5	20,5 20,5	15,3 15,3	11,3 11,3	20,6 20,6	18,2 18,2		
0,149+0,074	Flut	2,2	0,5	4,23	6,81	68,8	2,46	5,05	5,01	0,29	0,16	7,19	1,61	0,3	0,4	76,8	10,2	0,8	22,7	0,1	0,1	13,2	1,4	0,2	4,6	
	Afund. Mag 0,0A	9,9	2,2	1,79	3,20	0,02	0,43	91,5	2,82	2,42	0,46	1,79	0,6	0,7	0,1	8,0	62,3	57,4	0,1	0,2	0,0	1,1	12,7	11,7		
	Afund. FRM 0,3A	11,6	2,6	22,7	31,4	1,25	0,69	29,5	0,51	3,45	0,76	5,71	1,38	8,4	8,5	7,3	15,0	23,5	12,1	1,9	1,9	1,3	2,0	4,8	2,5	
	Afund. NMAG 0,3A	76,2	16,7	37,2	50,9	0,41	0,47	2,58	0,05	0,33	0,27	3,39	1,37	90,7	90,4	15,8	66,9	13,5	7,8	20,7	20,7	2,7	9,1	2,7	1,6	
	Total calculado Total dosado	100,0 100,0	22,0 22,0	31,3 31,4	42,9 42,7	1,98 1,99	0,54 0,47	14,6 14,2	0,49 0,48	0,90 0,88	0,34 0,51	3,41 3,33	1,37	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	22,8 22,8	22,8 22,8	17,2 17,2	13,6 13,6	20,3 20,3	20,4 20,4		
0,074+0,037	Flut	2,8	0,4	4,18	7,02	62,8	3,47	6,06	6,90	0,33	0,21	9,19	1,68	0,4	0,5	75,4	21,0	1,2	35,7	0,1	0,1	10,0	2,2	0,2	5,5	
	Afund. Mag 0,0A	8,5	1,2	1,68	3,00	0,06	0,31	93,7	2,68	2,36	0,48	1,79	0,4	0,6	0,2	5,7	57,6	42,0	0,1	0,1	0,0	0,6	7,2	6,4		
	Afund. FRM 0,3A	8,6	1,2	18,3	25,0	1,62	0,89	35,1	0,86	5,42	1,08	6,74	1,36	4,9	4,9	5,9	16,4	21,7	13,5	0,7	0,7	0,8	1,7	2,7	2,1	
	Afund. NMAG 0,3A	80,1	11,5	37,4	51,3	0,54	0,33	3,36	0,06	0,45	0,36	5,48	1,37	94,3	94,1	18,5	56,9	19,5	8,8	14,0	14,0	2,5	6,0	2,4	1,4	
	Total calculado Total dosado	100,0 100,0	14,4 14,4	31,8 31,3	43,7 42,3	2,34 2,23	0,46 0,52	13,8 14,6	0,54 0,53	1,03 0,91	0,43 0,50	5,23 3,47	1,37	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	14,9 14,9	14,9 14,9	13,3 13,3	10,6 10,6	12,4 12,4	15,3 15,3		
0,037+0,020	Flut	4,2	0,2	6,29	9,83	52,7	4,44	7,56	7,19	0,38	0,30	10,43	1,56	0,9	1,0	70,2	26,0	2,4	44,2	0,0	0,1	4,7	1,6	0,1	3,2	
	Afund. Mag 0,0A	5,6	0,3	0,85	1,85	0,04	0,39	96,6	2,94	2,26	0,47	2,18	0,2	0,2	0,1	3,0	40,4	24,0	0,0	0,0	0,0	0,2	1,8	1,7		
	Afund. FRM 0,3A	10,1	0,6	16,7	22,6	2,28	1,19	37,6	0,97	4,59	1,13	6,69	1,35	5,5	5,4	7,3	16,7	28,5	14,3	0,3	0,3	0,5	1,0	1,3	1,0	
	Afund. NMAG 0,3A	80,1	4,4	36,3	49,7	0,89	0,49	4,79	0,15	0,57	0,39	2,95	1,37	93,5	93,4	22,5	54,3	28,7	17,5	5,3	5,2	1,5	3,4	1,3	1,3	
	Total calculado Total dosado	100,0 100,0	5,5 5,5	31,1 31,1	42,6 42,0	3,17 3,07	0,72 0,79	13,4 12,8	0,69 0,67	1,06 1,01	0,47 0,45	3,48 3,48	1,37	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	5,6 5,6	5,6 5,6	6,7 6,7	6,2 6,2	4,6 4,6	7,2 7,2		
TOTAL	Flut	2,5	2,0	5,63	8,71	64,5	2,58	5,39	4,91	0,32	0,19	7,33	1,55	0,4	0,5	74,4	13,8	0,9	24,1	0,4	0,4	51,2	7,3	0,7	19,1	
	Afund. Mag 0,0A	10,2	8,4	2,25	3,84	0,03	0,40	90,9	2,75	2,42	0,47	1,71	0,7	0,9	0,2	8,2	61,4	56,0	0,6	0,8	0,1	4,3	48,7	44,3		
	Afund. FRM 0,3A	14,4	11,8	25,6	35,2	1,14	0,64	24,5	0,42	2,67	0,69	5,24	1,37	11,8	11,9	7,7	19,0	23,4	12,0	10,0	10,0	5,3	10,0	18,5	9,5	
	Afund. NMAG 0,3A	72,9	59,8	37,2	50,9	0,52	0,39	2,99	0,05	0,38	0,31	3,69	1,37	87,0	86,7	17,7	59,0	14,3	7,9	73,2	73,3	12,2	31,0	11,4	6,2	
	Total calculado Total dosado	100,0 100,0	82,1 82,1	31,2 31,2	42,8 42,8	2,14 2,14	0,48 0,48	15,1 15,1	0,50 0,50	0,92 0,92	0,38 0,38	3,62 3,62	1,37	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	100,0 100,0	84,2 84,2	84,5 84,5	68,8 68,8	52,6 52,6	79,2 79,2	79,1 79,1		

#### 5.4.4.2 – Amostra Piroxenito (PT).

Os resultados das separações minerais efetuadas na amostra PT estão expostos na tabela V.22. O produto flutuado total +0,037 mm representa em média 39,4% em massa desta fração ou 31,4% em relação a amostra total; é constituído essencialmente por SiO<sub>2</sub> (42,0%) e subordinadamente por Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO (5,4% e 17,9%, respectivamente) e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (9,7%), que significam respectivamente 63,0%, 89,0%, 67,0% e 23,0% dos totais contidos no ensaio (49,0%, 68,0%, 50,0% e 17,0% em relação a amostra total).

O produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 9,8% em massa no ensaio (7,8% em massa da amostra); é composto basicamente por Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 91,0% em média (54,0% do total contido no ensaio), com teor de TiO<sub>2</sub> da ordem de 6,3%. Quantidades menores de SiO<sub>2</sub> (~0,7%), CaO (2,0%), P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (0,4%) e BaO (0,5%) também estão presentes. Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> oscilam no intervalo granulométrico considerado e situam-se entre 0,1 e 0,7%, com tendência geral à diminuição para os finos, à exceção da fração -0,037 +0,020 mm (0,05%), onde se elevam.

O produto fracamente magnético total +0,037 mm, que representa cerca de 16,0% em massa no ensaio ou 12,7% da amostra, tem teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da ordem de 18,4%, o que corresponde a 17,6% do total contido no ensaio (ou 13,0% da amostra); SiO<sub>2</sub>, segundo óxido mais importante, situa-se em torno de 24,7% (correspondendo a 15,0% do total contido no ensaio), assim como TiO<sub>2</sub> e MgO que contêm teores médios de 14,0% e 9,0% (13,6% do total contido no ensaio), respectivamente. O teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está entre 3,0 e 11,0% (valor médio de 5,3%, o que significa 8,7% do total contido no ensaio; 7,6% da amostra total +0,037 mm).

Para o produto afundado não magnético total +0,037 mm, os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> estão em torno de 23,0% (84,0% do total contido no ensaio; 73,0% em relação a amostra) com tendência a diminuição em direção aos finos (cerca de 21,5% na fração -0,037 +0,020). Este produto mostra, respectivamente, teores médios de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e SiO<sub>2</sub> de 0,3% e 16,0% (com 5,2% e 21,5% do total contido no ensaio). Neste produto CaO apresenta

quantidades elevadas, com teor médio de 40,0%, o que corresponde a 68,6% do total contido na amostra.

As relações  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  são elevadas e situam-se entre 1,74 e 17,86, porém mostram menores valores nos produtos fracamente magnético e não magnético (3,79 e 1,75 em média, respectivamente).

Tabela V.22 - Resultados dos ensaios de separações minerais – amostra piroxenito (PT), composição dos finos naturais e produto de moagem.

Fração (mm)	Produto	% Massa		Teores (%)										CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na ensaio (%)						Distribuição na amostra (%)					
		ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	
-0,297+0,210	Flut	29,0	5,5	1,97	7,56	46,2	6,20	7,69	16,3	1,15	0,23	14,4	3,84	5,1	9,3	52,4	86,5	12,9	54,2	1,2	2,2	9,6	13,8	2,4	8,1	
	Afund. Mag 0,0A	13,1	2,5	0,67	2,87	0,88	0,24	89,3	1,96	7,13	0,45	4,28	4,28	0,8	1,6	0,5	1,5	67,7	2,9	0,2	0,4	0,1	0,2	12,5	0,4	
	Afund. FRM 0,3A	17,3	3,3	5,21	24,4	31,0	0,64	12,9	9,76	10,5	0,30	2,26	4,69	8,1	17,9	21,0	5,3	12,9	19,4	1,9	4,2	3,8	0,9	2,4	2,9	
	Afund. NMAG 0,3A	40,6	7,7	23,6	41,3	16,5	0,34	2,74	5,04	4,86	0,21	1,91	1,75	86,0	71,2	26,2	6,6	6,4	23,5	20,2	16,7	4,8	1,1	1,2	3,5	
	Total calculado Total dosado	100,0 18,9	11,1 10,8	23,6 22,8	25,5 25,4	2,08 2,14	17,3 17,0	8,71 8,68	5,06 5,04	0,26 0,28	5,35 6,32	2,11	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	23,5	23,4	18,3	16,0	18,5	14,9		
-0,210+0,149	Flut	32,7	5,6	2,97	9,22	42,4	5,80	7,76	16,3	1,03	0,28	14,9	3,10	8,6	13,0	56,7	87,3	14,9	59,7	1,9	2,7	9,0	13,1	2,5	8,2	
	Afund. Mag 0,0A	12,4	2,1	0,33	2,12	0,63	0,35	90,0	1,88	6,44	0,46	6,42	6,42	0,4	1,1	0,3	2,0	65,5	2,6	0,1	0,2	0,1	0,3	10,9	0,4	
	Afund. FRM 0,3A	14,3	2,4	4,31	21,8	27,9	0,62	16,1	9,28	13,5	0,35	2,44	5,05	5,5	13,5	16,4	4,1	13,6	15,0	1,2	2,8	2,6	0,6	2,2	2,0	
	Afund. NMAG 0,3A	40,6	6,9	23,7	41,2	16,0	0,35	2,51	4,97	5,20	0,21	1,98	1,74	85,5	72,4	26,6	6,6	6,0	22,7	18,6	15,2	4,2	1,0	1,0	3,1	
	Total calculado Total dosado	100,0 17,0	11,2 11,1	23,1 22,7	24,4 24,3	2,17 2,22	17,0 16,9	8,89 8,82	5,18 5,20	0,28 0,30	6,0 6,9	2,06	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	21,8	21,0	15,8	15,0	16,6	13,7		
-0,149+0,074	Flut	38,1	7,3	1,73	7,87	41,5	5,76	8,88	17,7	0,95	0,30	15,9	4,55	6,7	14,5	63,1	89,4	20,4	67,1	1,5	3,1	11,6	16,9	3,7	11,7	
	Afund. Mag 0,0A	10,2	2,0	0,13	1,58	0,53	0,25	92,6	1,87	5,89	0,48	12,15	12,15	0,1	0,8	0,2	1,0	57,1	1,9	0,0	0,2	0,0	0,2	10,5	0,3	
	Afund. FRM 0,3A	14,1	2,7	3,65	17,5	23,6	0,70	20,0	8,97	16,9	0,46	3,16	4,79	5,3	11,9	13,3	4,0	17,1	12,6	1,2	2,6	2,4	0,8	3,1	2,2	
	Afund. NMAG 0,3A	37,6	7,2	22,8	40,1	15,6	0,36	2,38	4,91	5,97	0,24	2,17	1,76	87,8	72,8	23,4	5,5	5,4	18,4	19,3	15,7	4,3	1,0	1,0	3,2	
	Total calculado Total dosado	100,0 19,3	9,77 9,84	20,7 20,5	25,0 25,0	2,45 2,48	16,6 16,6	10,0 9,94	5,59 5,57	0,32 0,33	7,33 8,24	2,12	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	21,9	21,5	18,4	18,9	18,3	17,4		
-0,074+0,037	Flut	50,1	8,1	1,22	7,19	40,4	4,90	11,0	19,0	0,77	0,35	16,7	5,89	8,0	21,1	72,8	92,3	34,9	77,0	1,2	3,2	12,2	15,7	5,0	13,6	
	Afund. Mag 0,0A	6,4	1,0	0,07	1,25	0,59	0,31	93,5	1,97	5,40	0,49	17,86	17,86	0,1	0,5	0,1	0,7	38,2	1,0	0,0	0,1	0,0	0,1	5,5	0,2	
	Afund. FRM 0,3A	13,5	2,2	3,10	12,9	19,7	0,67	25,2	8,53	19,1	0,58	3,31	4,16	5,5	10,2	9,6	3,4	21,6	9,3	0,8	1,5	1,6	0,6	3,1	1,6	
	Afund. NMAG 0,3A	29,9	4,8	22,1	38,9	16,2	0,32	2,80	5,25	7,07	0,24	2,58	1,76	86,5	68,2	17,4	3,6	5,3	12,7	12,6	10,2	2,9	0,6	0,8	2,2	
	Total calculado Total dosado	100,0 16,2	7,66 7,77	17,1 17,8	27,8 26,5	2,66 2,51	15,7 16,7	12,4 11,3	5,43 5,40	0,36 0,36	9,60 9,91	2,23	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	14,5	15,0	16,7	17,0	14,4	17,6		
-0,037+0,020	Flut	59,1	4,9	1,13	7,20	39,7	4,35	13,6	20,1	0,74	0,34	13,3	6,37	10,6	29,2	78,4	90,5	49,5	82,1	0,6	1,8	7,1	8,3	3,7	8,6	
	Afund. Mag 0,0A	2,6	0,2	0,48	1,81	1,27	0,38	92,2	2,39	4,88	0,48	3,77	3,77	0,2	0,3	0,1	0,4	15,0	0,4	0,0	0,0	0,0	0,0	1,1	0,0	
	Afund. FRM 0,3A	24,9	2,0	11,0	21,8	17,6	0,75	20,6	7,21	10,4	0,50	3,81	1,98	43,5	37,1	14,6	6,6	31,5	12,4	2,6	2,3	1,3	0,6	2,4	1,3	
	Afund. NMAG 0,3A	13,4	1,1	21,5	36,4	15,5	0,56	4,81	5,49	6,92	0,30	2,59	1,69	45,7	33,4	6,9	2,6	4,0	5,1	2,7	2,1	0,6	0,2	0,3	0,5	
	Total calculado Total dosado	100,0 8,2	6,30 6,20	14,6 14,2	30,0 28,9	2,84 2,81	16,2 15,9	14,5 13,9	4,09 3,92	0,38 0,41	9,16 12,2	2,32	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	5,9	6,3	9,0	9,2	7,5	10,4		
TOTAL	Flut	39,4	31,4	1,77	7,78	41,9	5,40	9,75	17,9	0,92	0,30	15,3	4,40	7,2	14,9	63,2	89,2	23,0	67,6	6,4	13,0	49,4	67,8	17,3	50,1	
	Afund. Mag 0,0A	9,8	7,8	0,36	2,10	0,70	0,29	90,9	1,93	6,34	0,47	5,86	5,86	0,4	1,0	0,3	1,2	53,8	1,8	0,3	0,9	0,2	0,9	40,4	1,4	
	Afund. FRM 0,3A	15,9	12,7	5,28	20,0	24,7	0,67	18,4	8,87	13,9	0,42	2,92	3,79	8,7	15,5	15,1	4,5	17,6	13,6	7,6	13,5	11,8	3,4	13,2	10,1	
	Afund. NMAG 0,3A	34,9	27,8	23,1	40,3	16,0	0,35	2,68	5,04	5,70	0,23	2,14	1,75	83,7	68,6	21,5	5,2	5,6	17,0	73,4	59,8	16,8	3,9	4,2	12,6	
	Total calculado	100,0	79,6	9,62	20,5	26,1	2,39	16,6	10,4	5,19	0,31	7,23	2,13	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	87,7	87,2	78,3	76,1	75,2	74,1	



#### 5.4.4.3 - Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).

Os resultados das separações minerais efetuadas na amostra foscorito intemperizado (FIT) estão expostos na tabela V.23. O produto flutuado total +0,037 mm representa em média 0,7% em massa ou 0,6% em relação a amostra total; é constituído essencialmente por SiO<sub>2</sub> (40,0%) e subordinadamente por Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO (8,7% e 2,8%, respectivamente) e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (11,3%), que significam respectivamente 52,0%, 9,0%, 1,0% e 0,2% dos totais contidos no ensaio (39,0%, 7,0%, 1,0% e 0,2% em relação a amostra total).

O produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 37,6% em massa no ensaio (31,4% em massa da amostra); é composto basicamente por Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 88,7% em média (83,0% do total contido no ensaio), com teor de MgO da ordem de 4,0%. Quantidades menores de SiO<sub>2</sub> (~0,1%), CaO (1,0%), P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (0,3%) e BaO (0,4%) também estão presentes. Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> oscilam no intervalo granulométrico considerado e situam-se entre 0,2 e 0,7%, com tendência geral à diminuição para os finos, à exceção da fração -0,037 +0,020 mm (0,7%) que se eleva.

O produto fracamente magnético total +0,037 mm, que representa cerca de 16,2% em massa no ensaio ou 13,5% da amostra, tem teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da ordem de 39,5%, o que corresponde a 46,2% do total contido no ensaio (ou 34,6% da amostra); SiO<sub>2</sub>, segundo óxido mais importante, situa-se em torno de 1,0% (correspondendo a 28,7% do total contido no ensaio), assim como TiO<sub>2</sub> e BaO que contêm teores médios de 1,9% e 1,3%, respectivamente. O teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está entre 11,4 e 26,6% (valor médio de 17,3%, o que significa 14,0% do total contido no ensaio; 11,0% da amostra total +0,037 mm).

Para o produto afundado não magnético total +0,037 mm, os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> estão em torno de 40,0% (85,0% do total contido no ensaio; 69,0% em relação a amostra) e sem variação expressiva ao longo do intervalo granulométrico considerado. Este produto mostra, respectivamente, teores médios baixos de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e SiO<sub>2</sub> de 0,3% e 0,1% (com 19,0% e 12,0% do total contido no ensaio).

As relações  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  são elevadas e situam-se entre 0,52 e 5,53, porém mostram menores valores nos produtos flutuado, fracamente magnético e não magnético (0,68, 1,22 e 1,30 em média, respectivamente).

Tabela V.23 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra foscorito intemperizado (FIT), composição dos finos naturais e produto de moagem.

Fração (mm)	Produto	% Massa		Teores (%)										CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na ensaio (%)						Distribuição na amostra (%)					
		ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	
-0,297+0,210	Flut	0,4	0,1	14,7	7,68	52,6	8,62	9,77	1,55	2,76	0,05		0,52	0,3	0,1	50,0	5,9	0,1	0,3	0,0	0,0	7,6	0,8	0,0	0,1	
	Afund. Mag 0,0A	43,3	7,5	0,55	1,37	0,10	0,36	88,0	4,33	2,57	0,37		2,49	1,2	2,3	9,8	25,6	86,1	95,7	0,2	0,4	1,5	3,6	17,3	20,2	
	Afund. FRM 0,3A	10,7	1,9	11,7	13,5	1,02	2,10	53,2	0,30	2,14	1,30	9,00	1,15	6,4	5,7	24,8	37,0	12,9	1,6	1,0	0,9	3,7	5,2	2,6	0,3	
	Afund. NMAG 0,3A	45,5	7,9	39,6	51,1	0,15	0,42	0,92	0,10	0,10	0,21	1,17	1,29	92,0	91,8	15,4	31,4	0,9	2,3	14,3	14,5	2,3	4,4	0,2	0,5	
	Total calculado Total dosado	100,0 18,5	17,3 24,4	19,6 25,3	0,44 0,50	0,61 0,63	44,3 48,2	1,96 1,95	1,40 1,40	0,40 0,50	1,50 1,00		1,29	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	15,5	15,8	15,1	13,9	20,1	21,1	
-0,210+0,149	Flut	1,1	0,2	22,3	17,3	32,3	7,81	11,3	2,53	3,06	0,15		0,78	1,1	0,6	65,4	12,4	0,3	1,6	0,2	0,1	11,7	2,1	0,1	0,4	
	Afund. Mag 0,0A	37,7	8,2	0,27	1,00	0,10	0,57	89,0	4,07	2,38	0,45		3,70	0,5	1,3	7,1	31,8	85,5	93,3	0,1	0,3	1,3	5,5	19,6	22,1	
	Afund. FRM 0,3A	9,8	2,1	11,4	12,9	0,95	2,32	52,1	0,33	2,26	1,50	8,73	1,14	5,1	4,4	17,7	33,7	13,1	2,0	1,1	0,9	3,2	5,8	3,0	0,5	
	Afund. NMAG 0,3A	51,4	11,2	40,2	52,3	0,10	0,29	0,84	0,10	0,07	0,23	1,36	1,30	93,4	93,6	9,7	22,1	1,1	3,1	19,9	20,1	1,7	3,8	0,3	0,7	
	Total calculado Total dosado	100,0 20,0	21,8 26,2	22,1 28,7	0,53 0,47	0,68 0,72	39,2 43,5	1,65 1,73	1,19 1,27	0,44 0,46	1,56 1,01		1,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	21,3	21,4	17,9	17,3	22,9	23,7	
-0,149+0,074	Flut	0,5	0,1	16,9	10,3	46,0	9,14	10,0	2,51	2,57	0,10		0,61	0,4	0,2	49,7	9,5	0,1	0,8	0,1	0,0	10,6	2,2	0,0	0,2	
	Afund. Mag 0,0A	36,1	9,1	0,18	0,87	0,10	0,32	89,0	4,09	2,40	0,41		4,83	0,3	1,1	7,7	23,5	84,0	93,4	0,1	0,3	1,6	5,5	22,1	25,5	
	Afund. FRM 0,3A	11,5	2,9	12,0	13,9	1,07	2,15	49,1	0,35	2,43	1,45	9,10	1,15	6,2	5,4	26,1	50,2	14,8	2,5	1,6	1,4	5,6	11,8	3,9	0,7	
	Afund. NMAG 0,3A	51,9	13,1	40,4	52,8	0,15	0,16	0,80	0,10	0,10	0,25	1,20	1,31	93,2	93,3	16,5	16,8	1,1	3,3	23,8	23,9	3,5	4,0	0,3	0,9	
	Total calculado Total dosado	100,0 20,7	25,3 27,0	22,5 29,3	0,47 0,48	0,49 0,72	38,3 43,1	1,58 1,73	1,21 1,27	0,45 0,50	1,67 0,98		1,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	25,5	25,6	21,3	23,5	26,3	27,4	
-0,074+0,037	Flut	0,7	0,1	13,6	7,55	45,3	10,2	13,0	4,06	2,59	0,09		0,56	0,4	0,2	46,0	7,9	0,2	1,7	0,1	0,0	6,8	1,1	0,0	0,3	
	Afund. Mag 0,0A	35,3	5,1	0,15	0,83	0,10	0,58	89,0	4,16	2,33	0,44		5,53	0,3	1,1	5,4	24,2	77,9	91,7	0,0	0,2	0,8	3,4	11,3	13,8	
	Afund. FRM 0,3A	26,9	3,9	20,7	25,7	0,98	1,71	31,9	0,26	1,68	1,23	7,87	1,24	27,2	26,3	40,6	54,3	21,2	4,4	3,9	3,8	6,0	7,7	3,1	0,7	
	Afund. NMAG 0,3A	37,1	5,3	39,7	51,3	0,14	0,31	0,75	0,10	0,10	0,22	1,40	1,29	72,1	72,4	8,0	13,6	0,7	2,3	10,3	10,4	1,2	1,9	0,1	0,3	
	Total calculado Total dosado	100,0 20,4	14,3 23,2	20,4 26,3	0,65 0,53	0,85 0,76	40,4 48,9	1,60 2,00	1,33 1,45	0,57 0,50	2,64 1,30		1,29	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	14,3	14,4	14,8	14,2	14,5	15,0	
-0,037+0,020	Flut	0,9	0,0	14,1	9,7	41,5	9,17	14,6	4,25	2,05	0,09		0,69	0,6	0,3	41,6	7,5	0,3	2,5	0,0	0,0	2,3	0,4	0,0	0,1	
	Afund. Mag 0,0A	31,7	1,5	0,73	1,56	0,10	0,72	88,0	4,15	2,30	0,42		2,14	1,2	2,0	3,7	21,5	69,1	89,7	0,1	0,1	0,2	1,3	3,2	4,1	
	Afund. FRM 0,3A	58,1	2,8	26,6	33,8	0,80	1,26	21,2	0,18	1,08	0,95	5,69	1,27	79,3	78,9	53,6	68,8	30,5	7,1	3,7	3,7	3,0	4,1	1,4	0,3	
	Afund. NMAG 0,3A	9,2	0,4	39,7	50,4	0,10	0,26	0,71	0,10	0,10	0,21	0,56	1,27	18,8	18,7	1,1	2,3	0,2	0,6	0,9	0,9	0,1	0,1	0,0	0,0	
	Total calculado Total dosado	100,0 20,0	4,8 26,0	19,5 24,9	0,87 0,65	1,06 0,95	40,4 40,5	1,47 1,55	1,38 1,34	0,71 0,60	3,36 2,88		1,28	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	4,7	4,7	5,5	5,9	4,7	4,6	
TOTAL	Flut	0,7	0,6	18,1	12,3	40,8	8,71	11,3	2,78	2,76	0,11		0,68	0,6	0,3	52,2	9,0	0,2	1,1	0,5	0,2	38,9	6,8	0,2	1,0	
	Afund. Mag 0,0A	37,6	31,4	0,31	1,05	0,10	0,46	88,7	4,16	2,42	0,42		3,35	0,6	1,4	7,2	25,8	83,1	93,4	0,5	1,2	5,4	19,3	73,5	85,7	
	Afund. FRM 0,3A	16,2	13,5	17,3	21,1	0,96	1,86	39,5	0,28	1,87	1,27	7,98	1,22	13,8	13,1	28,7	46,2	15,8	2,7	11,2	10,7	21,4	34,6	14,0	2,5	
	Afund. NMAG 0,3A	45,5	38,0	40,1	52,1	0,13	0,27	0,83	0,10	0,09	0,23	1,26	1,30	85,1	85,2	11,8	19,0	0,9	2,7	69,1	69,7	8,8	14,2	0,8	2,5	
	Total calculado	100,0	83,5	21,3	27,6	0,53	0,66	40,3	1,67	1,27	0,47	1,87	1,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	81,3	81,8	74,6	74,9	88,4	91,8	

#### 5.4.4.4 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).

Os resultados das separações minerais efetuadas na amostra foscorito silicificado (FST) estão expostos na tabela V.24. O produto flutuado total +0,037 mm representa em média 17,5% em massa da fração ou 12,8% em relação a amostra total; é constituído essencialmente por SiO<sub>2</sub> (64,0%) e subordinadamente por Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO (4,0% e 0,7%, respectivamente) e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (13,0%), o que significam respectivamente 88,0%, 54,0%, 13,0% e 8,0% dos totais contidos no ensaio (55,0%, 23,0%, 10,0% e 5,5% em relação a amostra total).

No produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 15,0% em massa no ensaio (11,0% em massa da amostra); é composto basicamente por Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 92,0% em média (49,0% do total contido no ensaio), com teor de TiO<sub>2</sub> da ordem de 5,3%. Quantidades menores de SiO<sub>2</sub> (~0,3%), CaO (1,5%), P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (0,7%) e MgO (2,7%) também estão presentes. Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> oscilam no intervalo granulométrico considerado e situam-se entre 0,2 e 1,1%, com tendência geral à diminuição para os finos, à exceção da fração -0,037 +0,020 mm (0,2%), onde se elevam.

O produto fracamente magnético total +0,037 mm, que representa cerca de 24,2% em massa no ensaio ou 17,8% da amostra, tem teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da ordem de 47,0%, o que corresponde a 40,0% do total contido no ensaio (ou 28,0% da amostra); TiO<sub>2</sub>, segundo óxido mais importante, situa-se em torno de 14,0%, assim como SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e BaO que contêm teores médios de 3,7%, 1,5% e 1,4%, respectivamente. O teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está entre 4,5 e 14,8% (valor médio de 7,4%, o que significa 9,8% do total contido no ensaio; 8,4% da amostra total +0,037 mm).

No produto afundado não magnético total +0,037 mm, os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> estão em torno de 34,0% (86,0% do total contido no ensaio; 74,0% em relação a amostra). Este produto mostra, respectivamente, teores médios baixos de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e SiO<sub>2</sub> de 0,4% e 1,3% (com 14,0% e 4,5% do total contido no ensaio).

As relações  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  são elevadas e situam-se entre 0,95 e 5,53, porém mostram menores valores nos produtos fracamente magnético e não magnético (1,14 e 1,31 em média, respectivamente).

Tabela V.24 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra foscorito silicificado (FST), composição dos finos naturais e produto de moagem.

Fração (mm)	Produto	% Massa		Teores (%)										CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na ensaio (%)						Distribuição na amostra (%)					
		ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	
-0,297+0,210	Flut	19,2	2,5	8,86	11,6	60,2	1,86	8,44	0,28	1,49	0,40	4,70	1,30	9,2	9,1	90,2	47,2	5,3	6,2	1,3	1,4	10,2	2,5	0,7	0,9	
	Afund. Mag 0,0A	19,4	2,5	1,13	2,17	0,30	0,29	90,4	2,77	5,47	0,50		1,92	1,2	1,7	0,5	7,4	57,3	62,5	0,2	0,3	0,1	0,4	7,7	8,8	
	Afund. FRM 0,3A	20,7	2,7	6,31	7,69	2,94	1,03	51,5	1,10	14,1	1,30	6,47	1,22	7,1	6,6	4,8	28,2	34,8	26,5	1,0	1,0	0,5	1,5	4,7	3,7	
	Afund. NMAG 0,3A	40,7	5,3	37,3	49,1	1,43	0,32	1,99	0,10	2,78	0,54	2,22	1,32	82,5	82,5	4,6	17,2	2,6	4,7	12,0	12,4	0,5	0,9	0,4	0,7	
	Total calculado Total dosado	100,0 12,9	18,4 17,2	24,2 22,6	12,8 13,2	0,76 0,86	30,6 30,9	0,86 0,89	5,4 5,5	0,66 0,74	3,14 2,92	1,32	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	14,6	15,1	11,3	5,2	13,4	14,1		
-0,210+0,149	Flut	13,2	2,6	2,71	3,81	70,7	3,20	9,74	0,45	1,50	0,36	6,34	1,41	1,7	1,8	89,8	53,2	4,7	7,6	0,4	0,5	12,8	4,5	0,9	1,5	
	Afund. Mag 0,0A	16,9	3,4	0,85	1,79	0,29	0,21	91,9	2,74	5,34	0,36		2,11	0,7	1,1	0,5	4,5	57,5	59,4	0,2	0,3	0,1	0,4	10,7	11,6	
	Afund. FRM 0,3A	17,7	3,6	5,63	6,57	2,83	1,07	52,9	1,16	14,4	1,31	5,90	1,17	4,6	4,1	4,8	23,9	34,6	26,3	1,2	1,1	0,7	2,0	6,4	5,1	
	Afund. NMAG 0,3A	52,2	10,5	38,4	50,4	0,98	0,28	1,61	0,10	2,00	0,49	1,87	1,31	93,1	93,1	4,9	18,5	3,1	6,7	24,8	25,5	0,7	1,5	0,6	1,3	
	Total calculado Total dosado	100,0 20,1	21,5 20,3	28,3 26,5	10,4 10,7	0,79 0,91	27,0 27,4	0,78 0,79	4,70 4,83	0,60 0,70	2,85 2,99	1,31	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	26,7	27,4	14,3	8,4	18,5	19,5		
-0,149+0,074	Flut	13,4	2,3	2,18	3,20	75,4	2,38	9,61	0,46	0,96	0,22	5,60	1,47	1,5	1,7	87,2	35,8	4,6	7,6	0,3	0,4	11,8	2,9	0,7	1,4	
	Afund. Mag 0,0A	16,9	2,9	0,45	1,24	0,25	0,27	92,9	2,71	5,54	0,44	15,1	2,76	0,4	0,8	0,4	5,1	56,1	56,1	0,1	0,2	0,0	0,4	9,0	10,7	
	Afund. FRM 0,3A	20,2	3,5	4,97	5,45	3,49	1,51	50,6	1,23	15,7	1,55	6,52	1,10	5,0	4,2	6,1	34,1	36,4	30,3	1,1	0,9	0,8	2,8	5,8	5,8	
	Afund. NMAG 0,3A	49,5	8,5	37,9	48,9	1,49	0,45	1,68	0,10	2,29	0,48	2,06	1,29	93,2	93,3	6,4	25,0	3,0	6,1	19,9	20,6	0,9	2,0	0,5	1,2	
	Total calculado Total dosado	100,0 17,1	20,1 18,9	26,0 24,8	11,6 12,1	0,89 0,96	28,0 28,2	0,82 0,83	5,36 5,50	0,65 0,69	5,64 2,86	1,29	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	21,4	22,1	13,6	8,1	16,0	19,1		
-0,074+0,037	Flut	19,2	2,9	1,20	2,45	64,2	5,32	14,6	0,93	1,18	0,32	9,56	2,04	1,4	2,2	86,7	58,0	10,2	20,6	0,2	0,4	12,4	7,0	1,4	3,1	
	Afund. Mag 0,0A	10,4	1,6	0,15	0,83	0,19	0,43	92,9	2,75	4,98	0,49		5,53	0,1	0,4	0,1	2,5	35,4	33,0	0,0	0,1	0,0	0,3	4,8	5,0	
	Afund. FRM 0,3A	27,3	4,1	4,54	4,31	4,41	1,77	50,3	1,32	14,7	1,36	7,69	0,95	7,3	5,4	8,5	27,5	50,3	41,5	1,2	0,9	1,2	3,3	6,8	6,3	
	Afund. NMAG 0,3A	43,0	6,5	35,8	46,7	1,54	0,49	2,63	0,10	3,64	0,70	2,68	1,30	91,2	92,1	4,7	12,0	4,1	4,9	14,6	15,0	0,7	1,4	0,6	0,8	
	Total calculado Total dosado	100,0 15,0	16,9 16,2	21,8 20,1	14,2 14,8	1,76 1,61	27,4 29,3	0,87 0,89	6,33 5,97	0,79 0,83	5,09 5,35	1,29	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	16,0	16,3	14,3	12,0	13,5	15,3		
-0,037+0,020	Flut	31,0	2,5	3,41	5,23	49,6	6,45	21,0	1,14	1,68	0,50	9,51	1,53	8,4	10,2	86,8	67,9	22,0	39,1	0,6	0,7	8,1	6,6	1,8	3,3	
	Afund. Mag 0,0A	7,6	0,6	0,17	0,85	0,52	0,40	95,2	2,63	4,82	0,46		5,00	0,1	0,4	0,2	1,0	24,4	22,1	0,0	0,0	0,0	0,1	2,0	1,8	
	Afund. FRM 0,3A	49,0	4,0	14,8	17,6	4,28	1,73	31,8	0,69	10,1	1,43	6,99	1,19	57,6	54,2	11,8	28,8	52,5	37,4	3,9	3,6	1,1	2,8	4,2	3,1	
	Afund. NMAG 0,3A	12,4	1,0	34,6	45,2	1,65	0,56	2,55	0,10	3,76	1,23	2,12	1,31	33,9	35,2	1,2	2,3	1,1	1,4	2,3	2,4	0,1	0,2	0,1	0,1	
	Total calculado Total dosado	100,0 8,1	12,6 12,8	15,9 16,0	17,7 16,9	2,95 2,83	29,6 29,2	0,90 0,89	6,29 6,42	1,04 1,26	6,64 6,36	1,26	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	6,8	6,7	9,4	9,7	8,1	8,3		
TOTAL	Flut	17,5	12,8	3,60	5,17	63,9	3,91	12,8	0,66	1,36	0,36	7,24	1,44	3,4	3,7	88,2	53,8	7,9	13,4	2,9	3,3	55,3	23,4	5,5	10,2	
	Afund. Mag 0,0A	15,0	11,0	0,67	1,54	0,28	0,29	92,2	2,73	5,34	0,44	3,98	2,30	0,5	0,9	0,3	3,6	49,0	49,8	0,5	0,8	0,2	1,6	34,1	38,0	
	Afund. FRM 0,3A	24,2	17,8	7,40	8,46	3,66	1,46	46,9	1,10	13,7	1,39	6,76	1,14	9,8	8,6	7,0	28,4	40,2	31,6	8,4	7,6	4,4	12,3	27,9	24,1	
	Afund. NMAG 0,3A	43,3	31,7	37,4	48,9	1,33	0,38	1,93	<0,10	2,60	0,56	2,15	1,31	86,2	86,7	4,5	14,1	2,9	5,2	73,7	75,9	2,9	6,1	2,0	4,0	
	Total calculado	100,0	73,3	18,7	24,3	12,7	1,25	28,3	0,79	5,49	0,71	4,4	1,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	85,5	87,6	62,8	43,4	69,5	76,3	

#### 5.4.4.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).

Os resultados das separações minerais efetuadas na amostra piroxenito intemperizado (PIT) estão expostos na tabela V.25. O produto flutuado total +0,037 mm representa em média 0,4% em massa nesta fração ou 14,4% em relação a amostra total; é constituído essencialmente por SiO<sub>2</sub> (55,0%) e subordinadamente por Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO (7,5% e 6,4%, respectivamente) e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (12,3%), que significam respectivamente 90,0%, 59,0%, 45,0% e 7,0% dos totais contidos no ensaio (61,0%, 30,0%, 36,0% e 5% em relação a amostra total).

O produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 17,0% em massa no ensaio (12,0% em massa da amostra); é composto basicamente por Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 90,0% em média (63,0% do total contido no ensaio), com teor elevado de TiO<sub>2</sub> da ordem de 6,3%. Quantidades menores de SiO<sub>2</sub> (~0,3%), CaO (1,3%), P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (0,4%) e BaO (0,5%) também estão presentes. Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> oscilam no intervalo granulométrico considerado e situam-se entre 0,2 e 0,6%, com tendência geral à diminuição para os finos, à exceção da fração -0,037 +0,020 mm (0,5%), onde se elevam.

O produto fracamente magnético total +0,037 mm, que representa cerca de 31,0% em massa no ensaio ou 22,0% da amostra, tem teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da ordem de 30,0%, o que corresponde a 28,0% do total contido no ensaio (ou 22,0% da amostra); TiO<sub>2</sub>, segundo óxido mais importante, situa-se em torno de 15,5%, assim como SiO<sub>2</sub> e BaO que contém teores médios de 4,0% e 0,8%, respectivamente. O teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está entre 7,6 e 17,0% (valor médio de 12,0%, o que significa 18,0% do total contido no ensaio; 16,0% da amostra total +0,037 mm).

Para o produto afundado não magnético total +0,037 mm, os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> estão em torno de 32,0% (79,0% do total contido no ensaio; 69,0% em relação a amostra) e sem variação expressiva ao longo do intervalo granulométrico considerado. Este produto mostra, respectivamente, teores baixos médios de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e SiO<sub>2</sub> de 0,2% e 0,8% (com 4,5% e 2,5% do total contido no ensaio).

As relações  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  são elevadas e situam-se entre 1,26 e 4,33, porém mostram menores valores nos produtos fracamente magnético e não magnético (1,31 e 1,34 em média, respectivamente).



Tabela V.25 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra piroxenito intemperizado (PIT), composição dos finos naturais e produto de moagem.

Fração (mm)	Produto	% Massa		Teores (%)										CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)						Distribuição na amostra (%)					
		ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	
-0,297+0,210	Flut	15,6	0,0	2,34	3,61	62,8	5,36	9,14	6,60	1,28	0,21	9,14	1,54	2,2	2,5	92,7	51,5	4,5	42,9	0,3	0,4	11,0	3,4	0,7	5,6	
	Afund. Mag 0,0A	26,1	0,0	0,65	1,63	0,32	0,63	87,5	3,13	6,99	0,44	2,51	1,0	1,9	0,8	10,1	72,2	34,0	0,2	0,3	0,1	0,7	11,7	4,5		
	Afund. FRM 0,3A	20,9	0,0	11,9	16,8	2,02	2,05	32,0	2,35	18,5	0,66	4,50	1,42	15,1	15,5	4,0	26,4	21,1	20,4	2,4	2,5	0,5	1,8	3,4	2,7	
	Afund. NMAG 0,3A	37,4	0,0	35,8	48,3	0,72	0,52	1,80	0,17	3,70	0,27	2,05	1,35	81,7	80,1	2,6	12,0	2,1	2,7	12,8	13,0	0,3	0,8	0,3	0,3	
	Total calculado Total dosado	100,0 0,0	16,4 15,3	22,6 21,4	10,6 10,6	1,62 1,50	31,6 33,4	2,40 2,34	7,27 7,53	0,39 0,44	3,13 3,05	1,38	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	15,6	16,2	11,9	6,6	16,2	13,1		
-0,210+0,149	Flut	14,0	2,0	2,19	3,44	62,6	5,41	8,87	6,25	1,16	0,23	10,0	1,57	1,8	2,1	92,2	51,3	4,0	37,7	0,4	0,4	12,0	3,9	0,7	5,7	
	Afund. Mag 0,0A	25,0	3,6	0,61	1,58	0,28	0,50	88,5	3,06	6,93	0,46	2,59	0,9	1,7	0,7	8,5	72,0	33,0	0,2	0,3	0,1	0,6	12,7	5,0		
	Afund. FRM 0,3A	20,7	3,0	10,5	14,6	2,00	2,10	32,5	2,91	20,5	0,68	4,35	1,39	12,7	12,8	4,3	29,4	21,8	25,9	2,5	2,6	0,6	2,2	3,9	3,9	
	Afund. NMAG 0,3A	40,3	5,8	35,9	48,7	0,65	0,40	1,64	0,20	3,47	0,24	1,98	1,36	84,6	83,4	2,8	10,9	2,1	3,5	16,5	16,7	0,4	0,8	0,4	0,5	
	Total calculado Total dosado	100,0 14,5	17,1 16,4	23,5 22,7	9,51 9,93	1,48 1,50	30,8 31,2	2,32 2,35	7,53 7,65	0,38 0,43	3,09 3,11	1,38	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	19,5	20,0	13,0	7,7	17,7	15,1		
-0,149+0,074	Flut	15,4	2,6	1,67	2,92	60,4	6,48	9,75	7,21	1,15	0,26	11,4	1,75	1,4	1,9	89,9	61,6	5,4	42,3	0,4	0,5	15,7	7,4	1,2	9,8	
	Afund. Mag 0,0A	20,5	3,5	0,44	1,32	0,28	0,42	90,1	3,03	6,64	0,48	3,00	0,5	1,1	0,6	5,3	66,2	23,7	0,1	0,3	0,1	0,6	14,4	5,5		
	Afund. FRM 0,3A	21,4	3,6	8,59	11,5	2,58	2,29	33,6	3,72	22,5	0,83	4,85	1,34	10,3	10,3	5,4	30,4	25,8	30,5	2,9	2,9	0,9	3,7	5,6	7,1	
	Afund. NMAG 0,3A	42,7	7,2	36,6	48,6	1,01	0,10	1,7	0,22	3,13	0,23	1,85	1,33	87,7	86,7	4,2	2,6	2,6	3,6	24,2	24,3	0,7	0,3	0,6	0,8	
	Total calculado Total dosado	100,0 16,9	17,8 17,1	23,9 23,3	10,3 9,93	1,62 1,73	27,9 28,4	2,62 2,61	7,69 7,82	0,41 0,43	3,58 3,53	1,34	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	27,6	28,0	17,5	12,1	21,8	23,2		
-0,074+0,037	Flut	20,9	4,8	1,45	2,73	57,3	7,77	10,9	7,05	1,01	0,27	12,4	1,88	1,9	2,7	89,9	64,0	8,6	49,8	0,3	0,5	13,7	8,1	1,2	9,0	
	Afund. Mag 0,0A	15,1	3,5	0,21	0,91	0,31	0,42	91,9	2,95	5,85	0,49	4,33	0,2	0,6	0,4	2,5	52,7	15,1	0,0	0,1	0,1	0,3	7,4	2,7		
	Afund. FRM 0,3A	27,5	6,3	7,63	9,60	3,70	2,95	34,8	3,53	19,3	1,01	6,89	1,26	13,3	12,4	7,6	32,0	36,4	32,9	2,4	2,2	1,2	4,1	5,1	5,9	
	Afund. NMAG 0,3A	36,5	8,4	36,6	49,0	0,78	0,1	1,66	0,18	3,12	0,22	1,95	1,34	84,6	84,2	2,1	1,4	2,3	2,2	15,0	15,0	0,3	0,2	0,3	0,4	
	Total calculado Total dosado	100,0 22,9	15,8 15,7	21,2 20,7	13,3 11,9	2,53 2,23	26,3 29,9	2,95 2,73	7,55 7,65	0,49 0,48	5,20 4,57	1,34	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	17,7	17,8	15,3	12,7	14,1	18,1		
-0,037+0,020	Flut	31,0	4,9	3,30	4,42	47,5	8,76	16,3	5,55	1,21	0,46	11,8	1,34	8,4	8,5	82,2	61,6	18,7	57,2	0,6	0,6	9,0	7,2	1,4	5,8	
	Afund. Mag 0,0A	8,9	1,4	0,51	1,22	0,73	0,57	91,5	2,85	5,41	0,48	2,39	0,4	0,7	0,4	1,2	30,3	8,5	0,0	0,0	0,0	0,1	2,3	0,9		
	Afund. FRM 0,3A	55,1	8,8	16,9	21,9	5,59	2,89	24,8	1,86	8,14	0,75	7,60	1,30	76,4	75,2	17,2	36,2	50,7	34,1	5,6	5,4	1,9	4,2	3,8	3,5	
	Afund. NMAG 0,3A	5,1	0,8	35,8	49,4	0,62	0,94	1,87	0,10	3,14	1,73	1,38	14,9	15,6	0,2	1,1	0,4	0,2	1,1	1,1	0,0	0,1	0,0	0,0		
	Total calculado Total dosado	100,0 16,0	12,2 12,2	16,0 16,0	17,9 17,3	4,40 4,29	27,0 26,9	3,00 2,94	5,50 5,59	0,69 0,63	7,84 8,26	1,32	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	7,3	7,1	10,9	11,6	7,5	10,2		
TOTAL	Flut	20,4	14,4	2,23	3,45	55,2	7,54	12,3	6,45	1,13	0,33	11,7	1,54	2,3	2,7	89,6	59,3	6,8	45,1	2,0	2,4	61,4	30,0	5,2	36,0	
	Afund. Mag 0,0A	17,0	12,0	0,43	1,27	0,34	0,46	90,3	2,99	6,35	0,48	2,93	0,6	1,3	0,6	4,8	62,8	23,3	0,5	1,1	0,4	2,4	48,6	18,5		
	Afund. FRM 0,3A	30,9	21,7	11,9	15,6	4,04	2,70	30,2	2,80	15,5	0,83	6,49	1,31	17,8	17,4	7,3	31,4	28,3	29,0	15,6	15,5	5,0	15,9	21,9	23,1	
	Afund. NMAG 0,3A	31,6	22,2	36,4	48,8	0,81	0,21	1,68	0,20	3,22	0,28	1,85	1,34	79,3	78,6	2,5	4,5	2,1	2,7	69,5	70,0	1,7	2,3	1,6	2,1	
	Total calculado	100,0	70,3	15,7	21,2	12,8	2,52	27,8	2,75	7,12	0,49	4,98	1,35	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	87,7	89,1	68,5	50,6	77,4	79,7	

#### 5.4.4.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

Os resultados das separações minerais efetuadas na amostra zona de mistura (ZMT) estão expostos na tabela V.26. O produto flutuado total +0,037 mm representa em média 18,0% em massa na fração ou 13,5% em relação a amostra total; é constituído essencialmente por SiO<sub>2</sub> (65,0%) e subordinadamente por Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO (4,3% e 8,3%, respectivamente) e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (6,7%), que significam respectivamente 88,5%, 50,0%, 71,0% e 7,0% dos totais contidos no ensaio (68,3%, 23,1%, 53,7% e 4,2% em relação a amostra total).

O produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 7,7% em massa no ensaio (5,7% em massa da amostra); é composto basicamente por Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 90,0% em média (38,5% do total contido no ensaio), com teor de TiO<sub>2</sub> da ordem de 5,7%. Quantidades menores de SiO<sub>2</sub> (~0,8%), CaO (2,9%), P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (1,2%) e BaO (0,4%) também estão presentes. Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> oscilam no intervalo granulométrico considerado e situam-se entre 0,4 e 1,7%, com tendência geral à diminuição para os finos, à exceção da fração -0,037 +0,020 mm (1,6%), onde se elevam.

O produto fracamente magnético total +0,037 mm, que representa cerca de 22,5% em massa no ensaio ou 16,7% da amostra, tem teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da ordem de 36,0%, o que corresponde a 46,0% do total contido no ensaio (ou 28,0% da amostra); TiO<sub>2</sub>, segundo óxido mais importante, situa-se em torno de 16,0%, assim como SiO<sub>2</sub> e BaO que contém teores médios de 3,1% e 0,9%, respectivamente. O teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> está entre 6,0 e 18,0% (valor médio de 10,5%, o que significa 11,3% do total contido no ensaio; 9,3% da amostra total +0,037 mm).

Para o produto afundado não magnético total +0,037 mm, os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> estão em torno de 35,0% (87,0% do total contido no ensaio; 71,0% em relação a amostra), com tendência a diminuição em direção aos finos (cerca de 33,4% na fração -0,037 +0,020 mm). Este produto mostra, respectivamente, teores baixos médios de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e SiO<sub>2</sub> de 0,2% e 0,8% (com 4,5% e 2,5% do total contido no ensaio).

As relações  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  são elevadas e situam-se entre 1,25 e 3,38, porém mostram menores valores nos produtos fracamente magnético e não magnético (1,38 e 1,34 em média, respectivamente).

Tabela V.26 - Resultados dos ensaios de separações minerais - amostra zona de mistura (ZMT), composição dos finos naturais e produto de moagem.

Fração (mm)	Produto	% Massa ensaio amostra		Teores (%)										CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na ensaio (%)						Distribuição na amostra (%)					
		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO			
-0,297+0,210	Flut	12,0	1,6	3,88	6,18	57,3	4,60	6,85	9,14	1,02	0,24	10,9	1,59	1,9	2,2	85,1	49,9	4,5	68,9	0,3	0,4	7,4	3,2	0,5	7,1	
	Afund. Mag 0,0A	11,5	1,5	1,72	3,90	0,86	0,38	88,2	1,54	6,49	0,44	2,27	2,27	0,8	1,3	1,2	3,9	54,7	11,1	0,1	0,2	0,1	0,3	6,2	1,1	
	Afund. FRM 0,3A	16,9	2,3	10,4	16,9	2,97	1,33	35,6	1,22	18,2	0,87	5,79	1,63	7,3	8,6	6,2	20,3	32,7	12,9	1,2	1,5	0,5	1,3	3,7	1,3	
	Afund. NMAG 0,3A	59,6	7,9	36,5	49,3	1,01	0,48	2,52	0,19	3,53	0,31	2,41	1,35	90,0	87,9	7,4	25,8	8,1	7,1	14,7	14,9	0,6	1,6	0,9	0,7	
	Total calculado	100,0	13,3	24,2	33,4	8,09	1,11	18,5	1,60	6,05	0,41	3,72	1,38	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	16,4	17,0	8,6	6,4	11,4	10,2	
Total dosado			23,6	32,4	8,00	1,21	18,5	1,58	5,83	0,43	3,85															
-0,210+0,149	Flut	14,5	2,3	2,63	4,52	63,9	4,19	5,94	8,49	0,80	0,20	9,75	1,72	1,7	2,1	89,8	49,2	4,9	70,8	0,3	0,4	11,3	3,7	0,6	9,1	
	Afund. Mag 0,0A	10,7	1,7	1,14	2,88	0,66	0,41	88,5	1,51	5,77	0,38	2,53	2,53	0,5	1,0	0,7	3,5	53,4	9,3	0,1	0,2	0,1	0,3	6,9	1,2	
	Afund. FRM 0,3A	16,1	2,5	8,93	14,1	2,60	1,30	37,1	1,54	20,1	0,81	5,92	1,58	6,3	7,3	4,1	16,9	33,7	14,2	1,2	1,4	0,5	1,3	4,4	1,8	
	Afund. NMAG 0,3A	58,6	9,2	35,4	47,3	0,95	0,64	2,40	0,17	3,66	0,25	2,58	1,34	91,4	89,5	5,4	30,3	7,9	5,7	17,0	17,3	0,7	2,3	1,0	0,7	
	Total calculado	100,0	15,7	22,7	31,0	10,3	1,24	17,7	1,74	6,13	0,35	3,89	1,37	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	18,6	19,3	12,6	7,5	13,0	12,8	
Total dosado			22,7	31,3	9,91	1,20	17,9	1,67	6,06	0,48	3,84															
-0,149+0,074	Flut	18,7	3,7	1,41	3,00	67,5	3,95	5,90	8,35	0,62	0,17	9,60	2,13	1,2	1,9	91,2	52,5	6,3	71,2	0,3	0,4	19,0	5,7	1,0	14,4	
	Afund. Mag 0,0A	8,9	1,7	1,04	2,58	0,96	0,42	91,3	1,56	5,56	0,41	2,48	2,48	0,4	0,8	0,6	2,6	46,0	6,3	0,1	0,2	0,1	0,3	7,2	1,3	
	Afund. FRM 0,3A	17,7	3,5	6,61	9,58	2,80	1,72	39,3	2,24	22,2	1,02	5,97	1,45	5,5	5,8	3,6	21,6	39,5	18,0	1,2	1,3	0,7	2,3	6,2	3,6	
	Afund. NMAG 0,3A	54,8	10,7	36,0	48,7	1,17	0,60	2,62	0,18	3,97	0,32	2,46	1,35	92,8	91,5	4,6	23,3	8,2	4,5	20,2	20,5	1,0	2,5	1,3	0,9	
	Total calculado	100,0	19,5	21,2	29,1	13,9	1,41	17,6	2,20	6,70	0,42	4,20	1,37	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	21,8	22,4	20,8	10,9	15,7	20,3	
Total dosado			21,4	29,2	13,1	1,40	17,3	2,12	6,50	0,44	4,05															
-0,074+0,037	Flut	21,3	3,6	0,91	2,39	68,9	3,90	6,37	7,98	0,46	0,14	9,81	2,63	1,0	2,0	87,2	46,2	7,9	68,4	0,2	0,3	19,5	5,7	1,1	14,0	
	Afund. Mag 0,0A	3,8	0,6	0,40	1,35	0,40	0,30	94,5	1,64	4,43	0,40	3,38	3,38	0,1	0,2	0,1	0,6	20,8	2,5	0,0	0,0	0,0	0,1	2,8	0,5	
	Afund. FRM 0,3A	23,0	3,9	5,96	7,43	3,57	2,05	43,1	2,27	17,2	1,08	7,73	1,25	7,2	6,6	4,9	26,3	57,9	21,0	1,2	1,1	1,1	3,2	7,7	4,3	
	Afund. NMAG 0,3A	51,9	8,7	33,8	45,3	2,55	0,93	4,42	0,39	3,86	0,38	3,13	1,34	91,7	91,2	7,9	26,9	13,4	8,1	15,5	15,5	1,8	3,3	1,8	1,7	
	Total calculado	100,0	16,8	19,1	25,8	16,8	1,80	17,1	2,49	6,22	0,49	5,49	1,35	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	16,9	17,0	22,4	12,3	13,3	20,5	
Total dosado			19,3	26,8	15,0	1,71	18,0	2,32	5,97	0,51	4,76															
-0,037+0,020	Flut	26,2	2,4	2,18	3,88	60,6	5,15	8,98	8,21	0,63	0,30	10,4	1,78	3,4	4,6	87,6	52,1	12,3	77,7	0,3	0,4	11,1	4,8	1,0	9,1	
	Afund. Mag 0,0A	1,4	0,1	1,57	2,66	0,68	0,71	86,6	1,55	4,10	0,55	1,69	1,69	0,1	0,2	0,1	0,4	6,3	0,8	0,0	0,0	0,0	0,0	0,5	0,1	
	Afund. FRM 0,3A	51,6	4,6	18,2	23,1	3,44	1,97	28,0	1,00	7,11	0,91	7,02	1,27	55,4	54,1	9,8	39,1	75,2	18,6	4,5	4,3	1,2	3,6	6,1	2,2	
	Afund. NMAG 0,3A	20,8	1,9	33,4	43,5	2,21	1,05	5,73	0,38	3,21	0,45	0,90	1,30	41,1	41,1	2,5	8,4	6,2	2,9	3,3	3,3	0,3	0,8	0,5	0,3	
	Total calculado	100,0	9,0	16,9	22,0	18,1	2,60	19,2	2,77	4,56	0,65	6,53	1,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	8,1	7,9	12,7	9,2	8,1	11,7	
Total dosado			17,2	22,3	17,4	2,61	19,2	2,65	4,53	0,68	6,48															
TOTAL	Flut	18,1	13,5	1,91	3,63	64,8	4,26	6,68	8,34	0,66	0,20	10,0	1,90	1,6	2,3	88,5	49,9	6,8	71,1	1,3	1,9	68,3	23,1	4,2	53,7	
	Afund. Mag 0,0A	7,7	5,7	1,19	2,89	0,78	0,40	89,9	1,55	5,71	0,41	2,42	2,42	0,4	0,8	0,4	2,0	38,5	5,6	0,4	0,6	0,3	0,9	23,7	4,2	
	Afund. FRM 0,3A	22,5	16,7	10,5	14,5	3,15	1,75	36,2	1,66	16,0	0,95	6,64	1,38	11,3	11,5	5,3	25,4	45,7	17,6	9,3	9,6	4,1	11,7	28,1	13,3	
	Afund. NMAG 0,3A	51,7	38,4	35,3	47,4	1,45	0,68	3,11	0,24	3,74	0,32	2,55	1,34	86,6	85,5	5,7	22,8	9,0	5,8	70,8	71,5	4,4	10,5	5,5	4,4	
	Total calculado	100,0	74,3	21,1	28,7	13,3	1,55	17,9	2,13	6,09	0,45	4,62	1,36	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	81,7	83,6	77,1	46,2	61,4	75,5	
Total dosado																										

#### 5.4.5 – Composição mineralógica e características da apatita.

As composições mineralógicas das amostras serão apresentadas na forma de tabelas, junto com as características das apatitas, observadas em microscopia eletrônica de varredura. Esses resultados permitirão avaliar as associações entre a apatita e os minerais de ganga.

##### 5.4.5.1 – Amostra Apatitito (APAT).

A estimativa da composição mineralógica desta amostra está exposta na tabela V.27.

Tabela V.27 – Estimativa da composição mineralógica – amostra apatitito (APAT).

Fração (mm)	% massa		% Minerais						
	retida	apatita	quartzo	óx ferro	magnetita	ilmenita	argilominerais	carbonatos	outros
-0,297+0,210	20,2	74,0	2,0	6,0	11,0	0,6	0,4	2,0	4,0
-0,210+0,149	20,0	74,0	2,0	6,0	11,0	0,7	0,3	2,0	5,0
-0,149+0,074	22,0	74,0	2,0	6,0	10,0	0,8	0,5	2,0	5,0
-0,074+0,037	14,4	76,0	2,0	6,0	9,0	0,9	0,9	2,0	3,0
-0,037+0,020	5,5	74,0	3,0	9,0	6,0	0,9	1,4	2,0	4,0
Total calcul.	82,1	74,0	2,0	6,0	10,0	1,0	1,0	2,0	4,0

Obs: Para o quadro acima, temos:

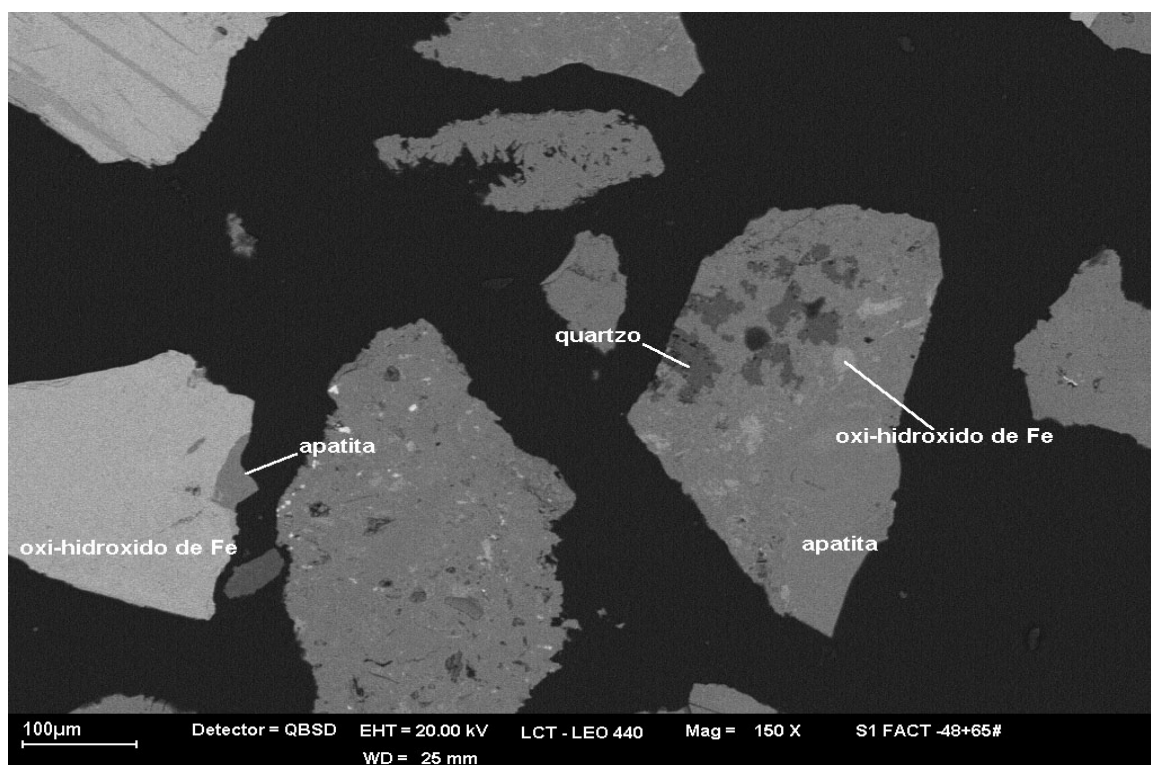
- outros: zirconolita, calzirtita, badeleíta, niobatos
- argilominerais: vermiculita, ilita;
- carbonatos: calcita e dolomita;
- óxidos de ferro.

Esta amostra é constituída predominantemente por apatita (da ordem de 74,0%), magnetita (cerca de 10,0%), oxi-hidróxido de ferro (cerca de 6,0%), quartzo (2,0%), carbonato (2,0%), outros (4,0%; zirconolita, calzirtita, badeleíta e niobatos), com quantidades menores de ilmenita (1,0%) e argilominerais (1,0%).

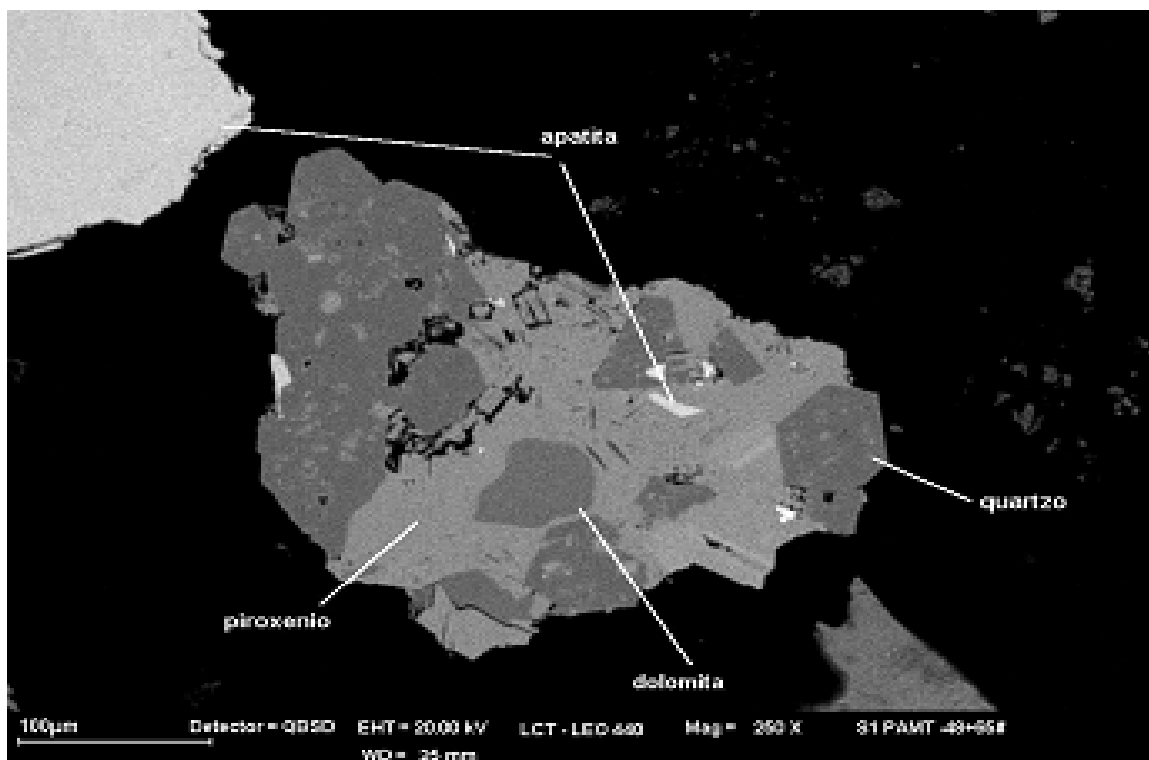
Quartzo, carbonatos e argilominerais associam-se ao produto *flutuado*; carbonatos ocorrem também nos produtos *afundados fracamente magnético* e *não magnético*.

Magnetita, ilmenita e oxi-hidróxido de ferro são os principais constituintes do produto *afundado magnético*, ocorrendo também associados ao produto *fracamente magnético* (à exceção da magnetita).

A apatita permanece junto aos produtos *afundados fracamente magnético* e *não magnético*, na forma de grãos livres ou mistos, como mostram as fotomicrografias 5.29 e 5.30. Na fotomicrografia 5.29 tem-se a presença de partículas mistas de apatita, quartzo e oxi-hidróxido de ferro, fração granulométrica  $-0,297+0,210$  mm; também, nessa fração observa-se a ocorrência de partículas mistas de piroxênio com apatita, quartzo e dolomita, fotomicrografia 5.30.

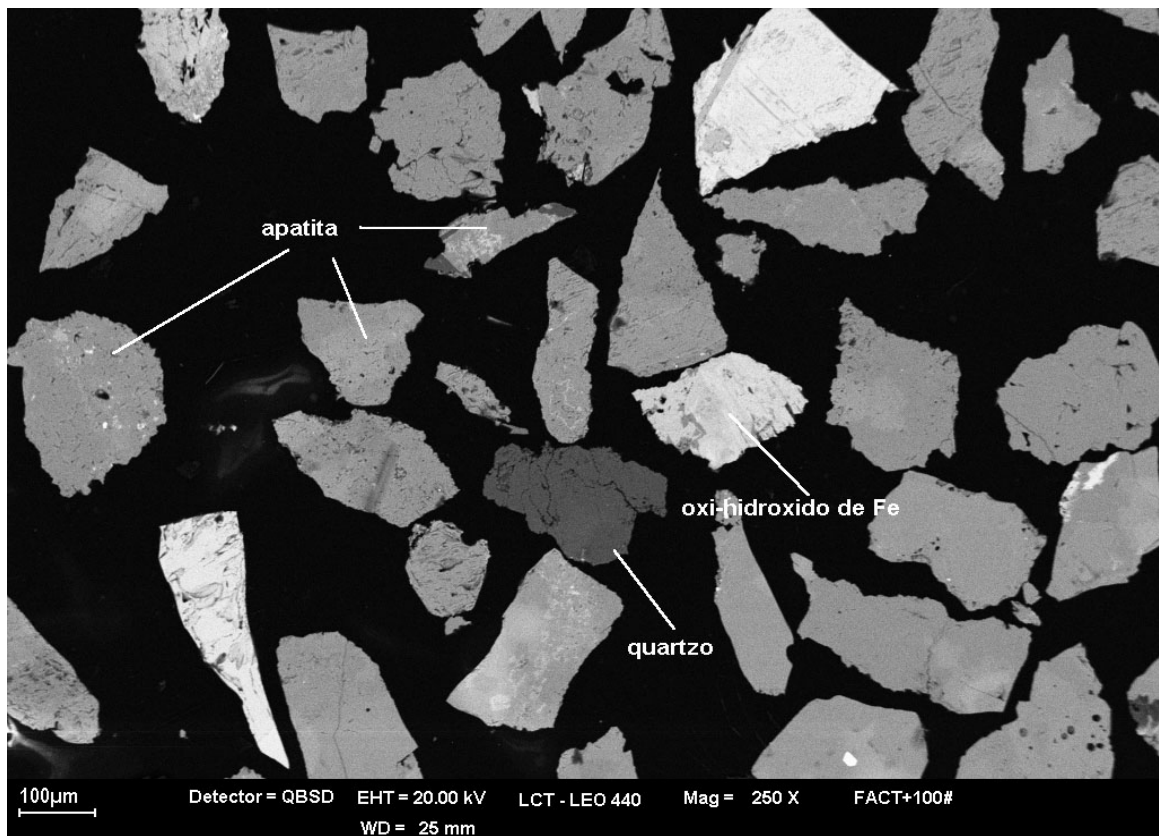


Fotomicrografia 5.29 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica  $-0,297+0,210$  mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se partículas mistas de apatita, quartzo e oxi-hidróxido de ferro.



Fotomicrografia 5.30 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,297+0,210 mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se partículas mistas de piroxênio com apatita, quartzito e dolomita.

Na fração granulométrica -0,210+0,150 mm nota-se a presença de partículas livres de apatitas, porém, com impregnação por óxi-hidróxido de ferro na superfície da apatita, como mostra a fotomicrografia 5.31. Estima-se, nessa fração, que a parcela de apatita mista e/ou impregnada por oxi-hidróxido de ferro seja na ordem de 12,5%.

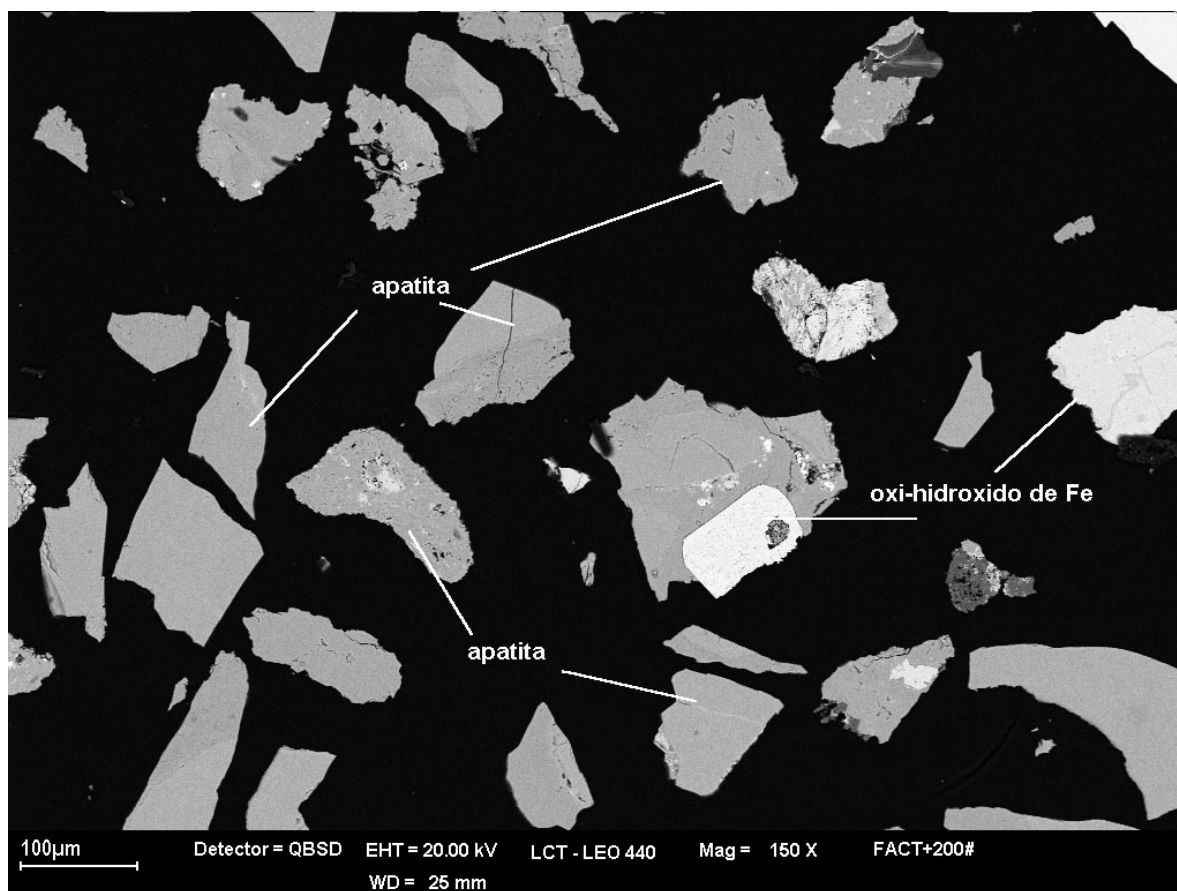


Fotomicrografia 5.31 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,210+0,150 mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se partículas livres de apatita (liberadas), com impregnação de oxi-hidróxido de ferro.

Como observado na fração -0,210+0,149 mm, a fração granulométrica -0,149+0,074 mm também apresenta uma parcela de apatita mista e/ou impregnada por oxi-hidróxido de ferro ou formando partícula mista com este, fotomicrografia 5.32.

Estima-se que o percentual de partículas mistas e/ou impregnadas por oxi-hidróxido de ferro seja da ordem de 5,0% na fração -0,074+0,037 mm e 12,5% em todo intervalo granulométrico entre 0,210 e 0,037 mm.





Fotomicrografia 5.32 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,149+0,074 mm, amostra apatitito (APAT). Observa-se que a maioria das partículas livres de apatita está liberada, com impregnação de oxi-hidróxido de ferro.

Verifica-se que a fração granulométrica entre -0,210+0,149 mm apresenta grau de liberação da ordem de 87,0%, atingindo valor na ordem de 94,0% na fração -0,074 +0,037 mm. Do total de fósforo presente, estima-se que 100% do mesmo, no material acima de 0,037mm, está contido na forma de apatita.

#### 5.4.5.2 – Amostra Piroxenito (PT).

A estimativa da composição mineralógica desta amostra está exposta na tabela V.28. Esta amostra é constituída predominantemente por argilominerais (da ordem de 23,0%),

apatita (cerca de 23,0%), piroxênio (cerca de 17,0%), quartzo (10,0%), magnetita (10,0%), carbonato (6,0%) e com quantidades menores de oxi-hidróxido de ferro (4,0%), ilmenita (4,0%), perovskita (3,0%) e outros (1,0% zirconolita, calzirtita, badeleíta e niobatos).

Tabela V.28 - Estimativa da composição mineralógica – amostra piroxenito (PT).

Fração (mm)	% Minerais										
	% massa retida	apatita	quartz	óx ferro	magnetita	ilmenita	perovskita	argilominerais	carbonato	piroxênio	outro
-0,297+0,210	18,9	27,0	8,0	2,0	13,0	3,0	3,0	19,0	4,0	22,0	Tr
-0,210+0,149	17,0	27,0	8,0	1,0	12,0	4,0	3,0	21,0	5,0	19,0	Tr
-0,149+0,074	19,3	23,0	9,0	1,0	10,0	5,0	3,0	24,0	6,0	16,0	2,0
-0,074+0,037	16,2	18,0	13,0	7,0	6,0	5,0	3,0	27,0	7,0	12,0	2,0
-0,037+0,020	8,2	15,0	19,0	10,0	3,0	5,0	1,0	27,0	9,0	10,0	1,0
Total calcul.	79,6	23,0	10,0	4,0	10,0	4,0	3,0	23,0	6,0	17,0	1,0

Obs: Para o quadro acima, temos:

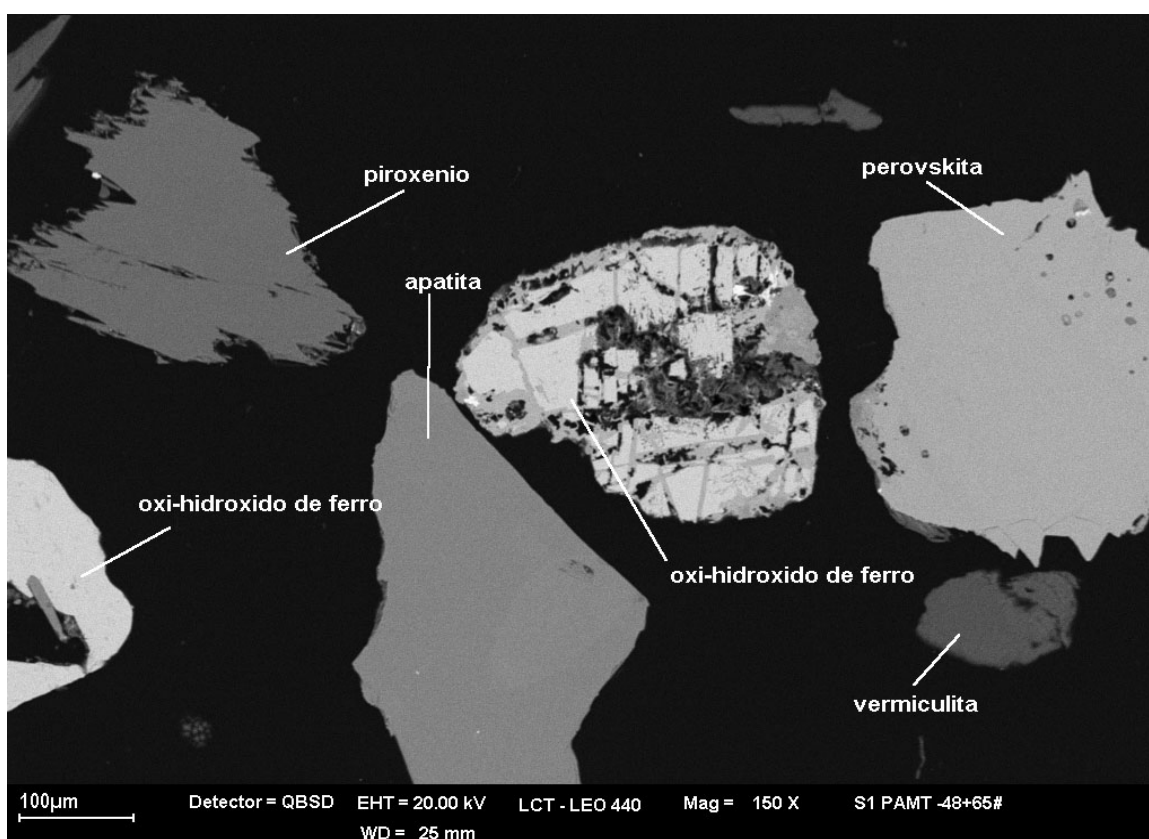
- outros: zirconolita, calzirtita, badeleíta, niobatos
- argilominerais: vermiculita, ilita;
- carbonatos: calcita e dolomita;
- óxidos de ferro.

Nota-se nessa tabela que o percentual de apatita nas frações mais finas diminuiu, enquanto os percentuais de minerais de ganga, quartzo, óxidos de ferros e argilominerais aumentaram.

Quartzo, carbonatos e argilominerais associam-se ao produto *flutuado*; carbonatos ocorrem também nos produtos *flutuado* (principalmente a dolomita), *afundados magnético e fracamente magnético*. Magnetita, ilmenita e oxi-hidróxido de ferro são os principais constituintes do produto *afundado magnético*, ocorrendo também associados ao produto fracamente magnético (à exceção da magnetita). Os piroxênios estão associados aos produtos *afundados fracamente magnético e não magnético* e a perovskita no *não magnético*.

A apatita permanece junto aos produtos *afundados fracamente magnético e não magnético*, na forma de grãos livres ou mistos (principalmente no produto *afundado fracamente magnético*), límpidos ou com a superfície recoberta por películas de oxi-hidróxido de ferro em grau variado.

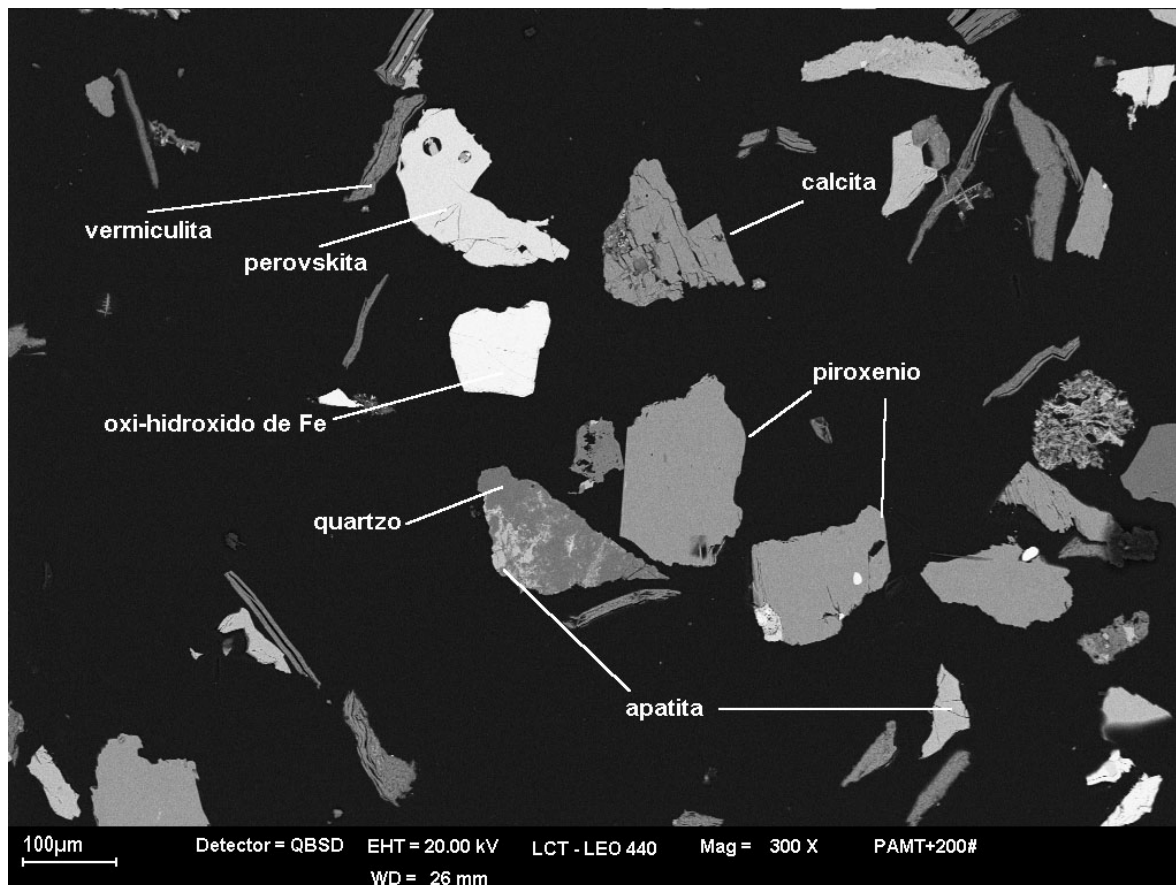
A fotomicrografia 5.33 mostra a presença dos minerais apatita, piroxênio, perovskita, óxi-hidróxido de ferro e vermiculita na fração -0,297+0,210 mm.



Fotomicrografia 5.33 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,297+0,210 mm, amostra piroxenito (PT).

Nesta amostra a parcela de apatita mista e/ou impregnada por oxi-hidróxido de ferro é da ordem de 5,0% na fração -0,149+0,074 mm e 9,0% em todo intervalo granulométrico entre 0,210 e 0,037 mm; apresenta liberação da ordem de 88,0% na fração -0,149+0,074 mm e cerca de 84,0% de liberação para o material entre 0,210 e 0,037 mm.

Do total de fósforo presente, estima-se que 100,0% do mesmo, no material acima de 0,037 mm, está contido na forma de apatita.



Fotomicrografia 5.34 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,149+0,074 mm, amostra piroxenito (PT). Observa-se que a maioria das partículas livres de apatita está liberada, contudo nota-se a presença de apatita formando partícula mista com quartzo.

#### 5.4.6.3 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).

Esta amostra é constituída predominantemente por apatita (da ordem de 50,0%), magnetita (cerca de 36,0%), oxi-hidróxido de ferro (cerca de 9,0%), com quantidades

menores de fosfatos secundários e quartzo (ambos em torno de 1,0%), anatásio (0,3%) e outros (3,0% zirconolita, calzirtita, badeleíta e niobatos), como mostra a tabela V.29.

Tabela V.29 – Estimativa da composição mineralógica – amostra foscorito intemperizado (FIT).

Fração (mm)	% massa			% Minerais						
	retida	apatita	fosf sec	quartzo	óx ferro	magnetita	ilmenita	anatásio	argilom	outros
-0,297+0,210	17,3	46,0	0,9	0,4	8,0	41,0	Tr	0,3	Tr	3,0
-0,210+0,149	21,8	52,0	1,1	0,5	7,0	36,0	Tr	0,3	Tr	3,0
-0,149+0,074	25,3	53,0	1,0	0,5	8,0	34,0	Tr	0,3	Tr	3,0
-0,074+0,037	14,3	47,0	1,7	0,6	12,0	34,0	Tr	0,5	Tr	4,0
-0,037+0,020	4,8	44,0	2,6	0,8	16,0	30,0	1,0	0,3	Tr	5,0
Total calcul.	83,5	50,0	1,0	1,0	9,0	36,0	Tr	0,3	Tr	3,0

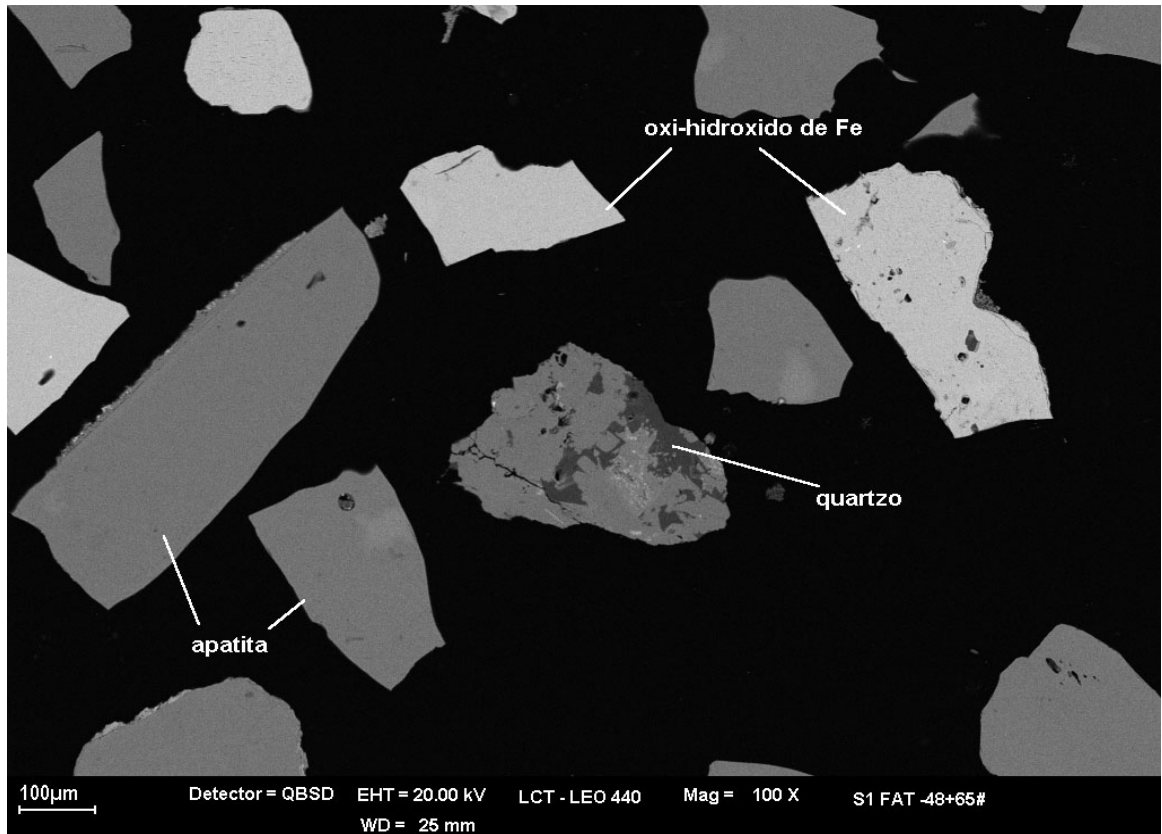
Obs: Para o quadro acima, temos:

- outros: zirconolita, calzirtita, badeleíta, niobatos;
- fosfatos secundários;
- argilominerais: vermiculita, ilita;
- carbonatos: calcita e dolomita;
- óxidos de ferro.

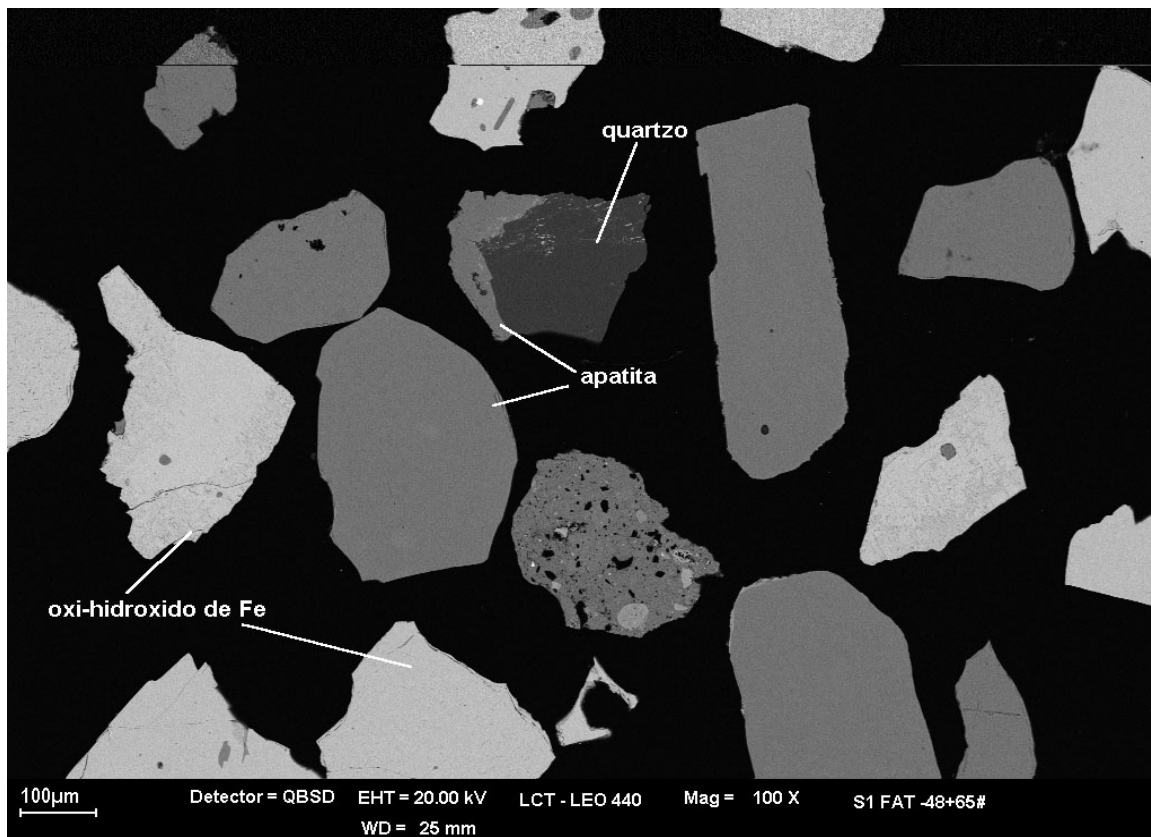
Quartzo e argilominerais associam-se ao produto *flutuado*; carbonato não foi observado nesta amostra. Magnetita, ilmenita e oxi-hidróxido de ferro são os principais constituintes do produto *afundado magnético*, ocorrendo também associados ao produto fracamente magnético (à exceção da magnetita). O anatásio está associado aos produtos *afundados fracamente magnético e não magnético*.

A apatita permanece junto aos produtos *afundados fracamente magnético e não magnético*, na forma de grãos livres ou mistos (principalmente no produto *afundado fracamente magnético*), límpidos ou com a superfície recoberta por películas oxi-hidróxido de ferro em grau variado.

As fotomicrografias 5.35 e 5.36 mostram as partículas de apatitas, em sua maioria liberada, mas com algumas partículas mistas com quartzo. Também, verifica-se a presença de oxi-hidróxidos de ferro.



Fotomicrografia 5.35 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -0,297+0,210 mm, amostra foscorito intemperizado (FIT). Nota-se a presença de apatitas liberadas, com algumas partículas mistas com quartzo (centro da foto).



Fotomicrografia 5.36 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,297+0,210 mm, amostra foscorito intemperizado (FIT). Nota-se a presença de apatitas liberadas, com algumas partículas mistas com quartzo (centro da foto), assim, como a presença de oxi-hidróxido de ferro.

Nesta amostra a parcela de apatita mista e/ou impregnada por oxi-hidróxido de ferro é da ordem de 5,6% na fração -0,210+0,149 mm e 14,4% em todo intervalo granulométrico entre 0,210 e 0,037 mm. O grau de liberação é da ordem de 93,0% na fração -0,149+0,074 mm e cerca de 85,0% para o material entre 0,210 e 0,037 mm. Do total de fósforo presente, estima-se que 98,0% do mesmo, no material acima de 0,037 mm, está contido na forma de apatita.

#### 5.4.6.4 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).

A amostra foscorito silicificado (FST) é constituída predominantemente por apatita (da ordem de 43,0%), oxi-hidróxido de ferro (cerca de 15,0%), magnetita (cerca de 14,0%), quartzo (12,0%), ilmenita (8,0%), com quantidades menores de argilominerais, anatásio e barita (todos da ordem de 1,0%) e outros (3,0% zirconolita, calzirtita, badeleíta e niobatos), como mostra a tabela V.30.

Nessa tabela, nota-se que os percentuais de apatita nas frações mais finas foram inferiores aos percentuais encontrados nas frações grosseiras, como entre -0,210+0,149 mm. Nessa fração, o percentual de apatita foi igual a 50,0%.

Contrariamente aos valores de apatita, os conteúdos dos minerais de ganga, quartzo, ilmenita, argilominerais, óxidos de ferro e fosfatos secundários aumentaram os valores de seus percentuais para as frações granulométrica mais finas.

Tabela V.30 – Estimativa da composição mineralógica – amostra foscorito silicificado (FST).

Fração (mm)	% massa		% Minerais								
	retida	apatita	fosf. secund	quartzo	óx ferro	magnet	ilmenita	argilom	anatas	barita	outros
-0,297+0,210	12,9	43,0	1,0	13,0	14,0	18,0	8,0	0,2	1,0	1,0	2,0
-0,210+0,149	20,1	50,0	1,0	10,0	12,0	16,0	7,0	0,3	1,0	1,0	1,0
-0,149+0,074	17,1	46,0	2,0	12,0	12,0	16,0	8,0	0,3	1,0	1,0	1,0
-0,074+0,037	15,0	39,0	2,0	14,0	18,0	10,0	9,0	1,0	2,0	1,0	4,0
-0,037+0,020	8,1	28,0	3,0	17,0	24,0	7,0	10,0	2,0	0,5	2,0	7,0
Total calcul.	73,3	43,0	2,0	12,0	15,0	14,0	8,0	1,0	1,0	1,0	3,0

Obs: Para o quadro acima, temos:

- outros: zirconolita, calzirtita, badeleíta, niobatos;
- fosfatos secundários;
- argilominerais: vermiculita, ilita; carbonatos: calcita e dolomita;
- anatásio;
- óxidos de ferro.



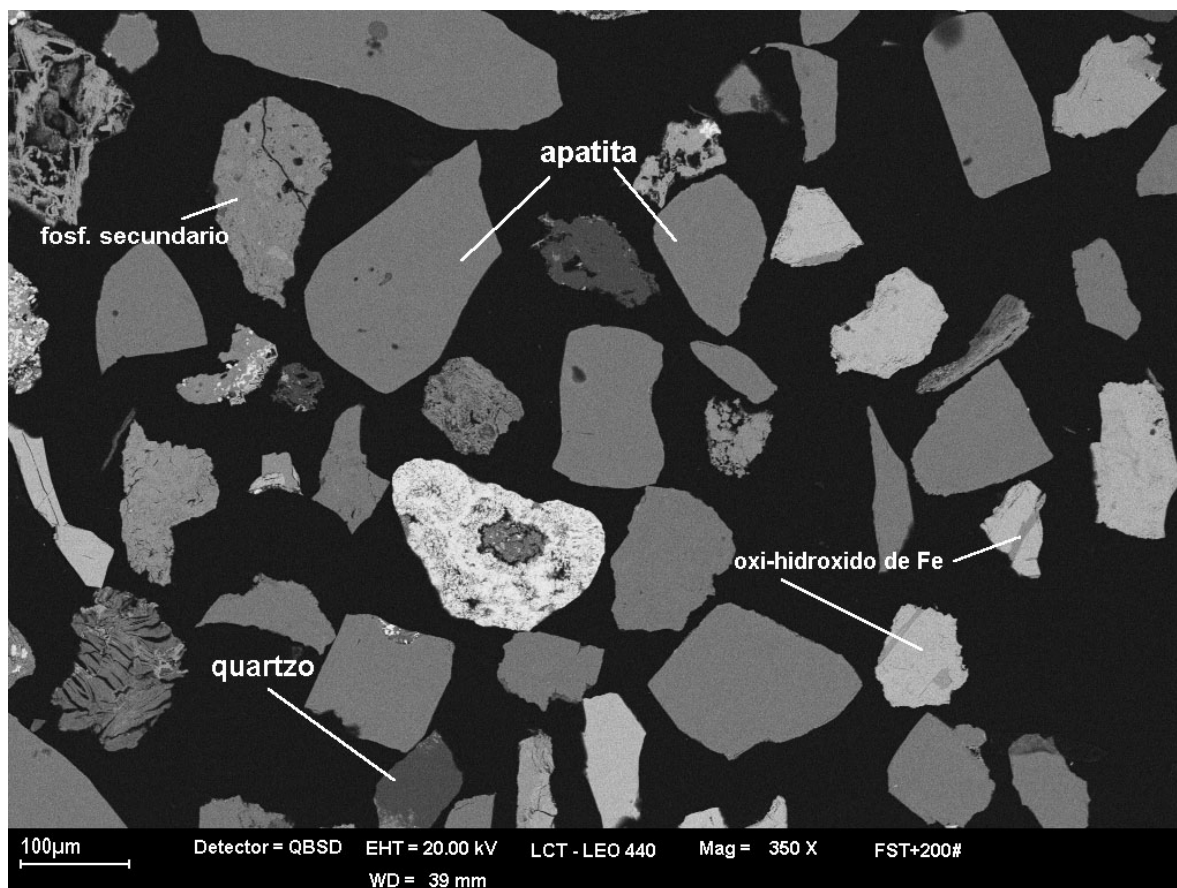
Quartzo e argilominerais associam-se ao produto *flutuado*; carbonato não foi observado nesta amostra. Magnetita, ilmenita e oxi-hidróxido de ferro são os principais constituintes do produto *afundado magnético*, ocorrendo também associados ao produto fracamente magnético (à exceção da magnetita). O anatásio está associado aos produtos *afundados fracamente magnético e não magnético*. A barita ocorre associada principalmente no produto *afundado não magnético*.

A apatita e os fosfatos secundários permanecem juntos aos produtos *afundados fracamente magnético e não magnético*, na forma de grãos livres ou mistos (principalmente no produto *afundado fracamente magnético*), límpidos ou com a superfície recoberta por películas de oxi-hidróxido de ferro em grau variado.

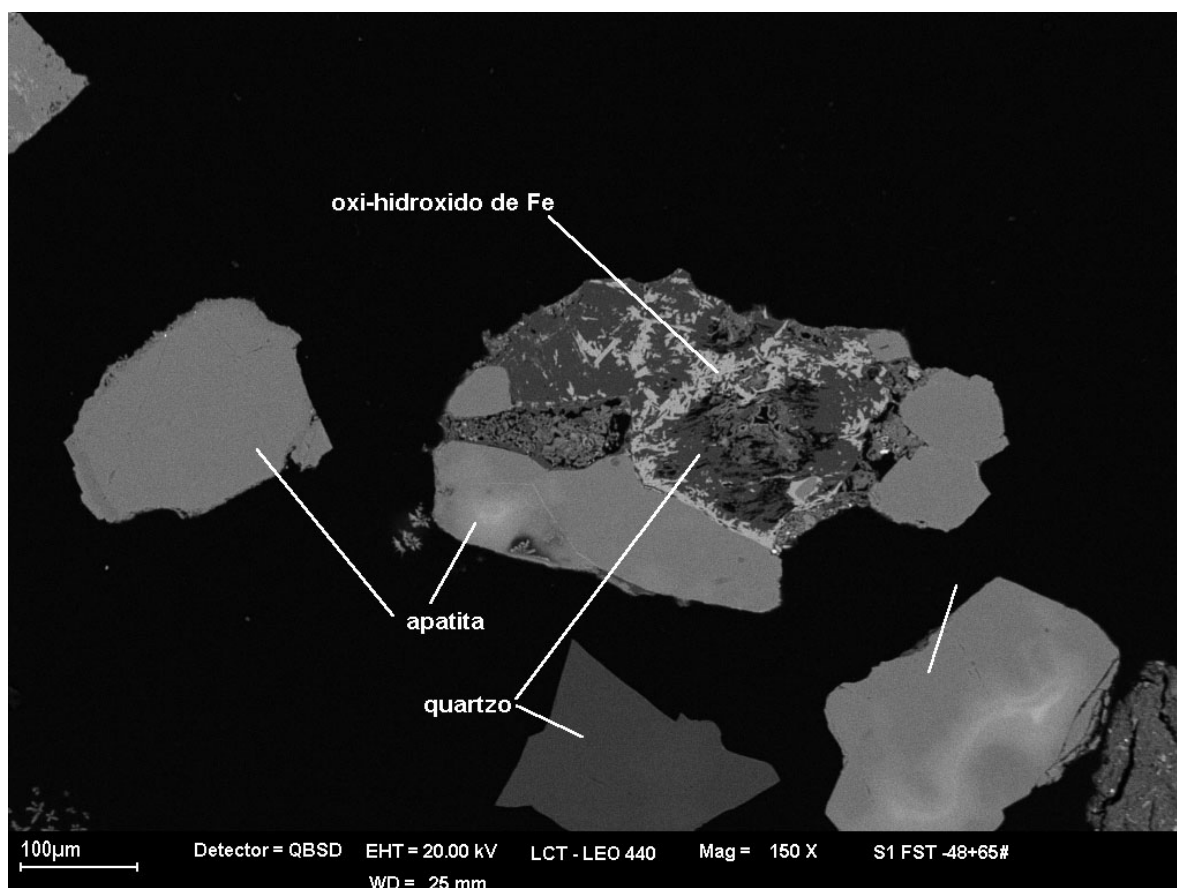
Na fotomicrografia 5.37 tem-se a fotomicrografia da amostra foscorito silicificado (FST), para a fração  $-0,150+0,074$  mm, onde observa-se a assembléia mineralógica característica dessa amostra, com a presença de apatita liberada, quartzo, oxi-hidróxido de ferro. Também, verifica-se a existência de partículas mistas de apatita com quartzo, com recobrimento parcial de oxi-hidróxidos de ferro.

Nesta amostra a parcela de apatita mista e/ou impregnada por oxi-hidróxido de ferro é da ordem de 5,0% na fração  $-0,210+0,149$  mm e 10,0% em todo intervalo granulométrico entre 0,210 e 0,037 mm.

O grau de liberação é da ordem de 93,0% para a fração granulométrica  $-0,149+0,074$  mm e cerca de 86,0% para a fração entre 0,210 e 0,037 mm. Do total de fósforo presente, estima-se que 96,0% do mesmo, no material acima de 0,037 mm, está contido na forma de apatita e o restante como fosfato secundário.



Fotomicrografia 5.37 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,149+0,074 mm, amostra foscorito silicificado (FST). Nota-se a presença de apatitas liberadas e a presença de fosfatos secundários, além de oxi-hidróxido de ferro.



Fotomicrografia 5.38 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,297+0,210 mm, amostra foscorito silicificado (FST). Nota-se a presença de partícula mista de apatita com quartzo sendo recoberta parcialmente por oxi-hidróxidos de ferro.

#### 5.4.6.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).

Esta amostra é constituída predominantemente por apatita (da ordem de 39,0%), magnetita (19,0%), quartzo (9,0%), ilmenita (9,0%), oxi-hidróxido de ferro (cerca de 8,0%), argilominerais (7,0%), carbonatos (2,0%), com quantidades menores de anatásio e barita (ambos da ordem de 1,0%) e outros (5,0% zirconolita, calzirtita, badeleíta e niobatos), tabela V.31.

Tabela V.31 - Estimativa da composição mineralógica – amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Fração (mm)	% massa		% Minerais								
	retida	apatita	quartzo	óx ferro	magnetita	ilmenita	argilominerais	anatásio	carbonato	barita	outros
-0,297+0,210	14,5	39,0	9,0	7,0	24,0	7,0	5,0	2,0	2,0	1,0	4,0
-0,210+0,149	16,9	41,0	8,0	6,0	24,0	8,0	5,0	2,0	3,0	1,0	4,0
-0,149+0,074	22,9	42,0	8,0	6,0	20,0	9,0	6,0	2,0	1,0	1,0	5,0
-0,074+0,037	16,0	38,0	10,0	10,0	15,0	10,0	8,0	1,0	1,0	1,0	6,0
-0,037+0,020	8,5	29,0	14,0	19,0	9,0	9,0	11,0	0,5	1,0	1,0	7,0
Total calcul.	78,7	39,0	9,0	8,0	19,0	9,0	7,0	1,0	2,0	1,0	5,0

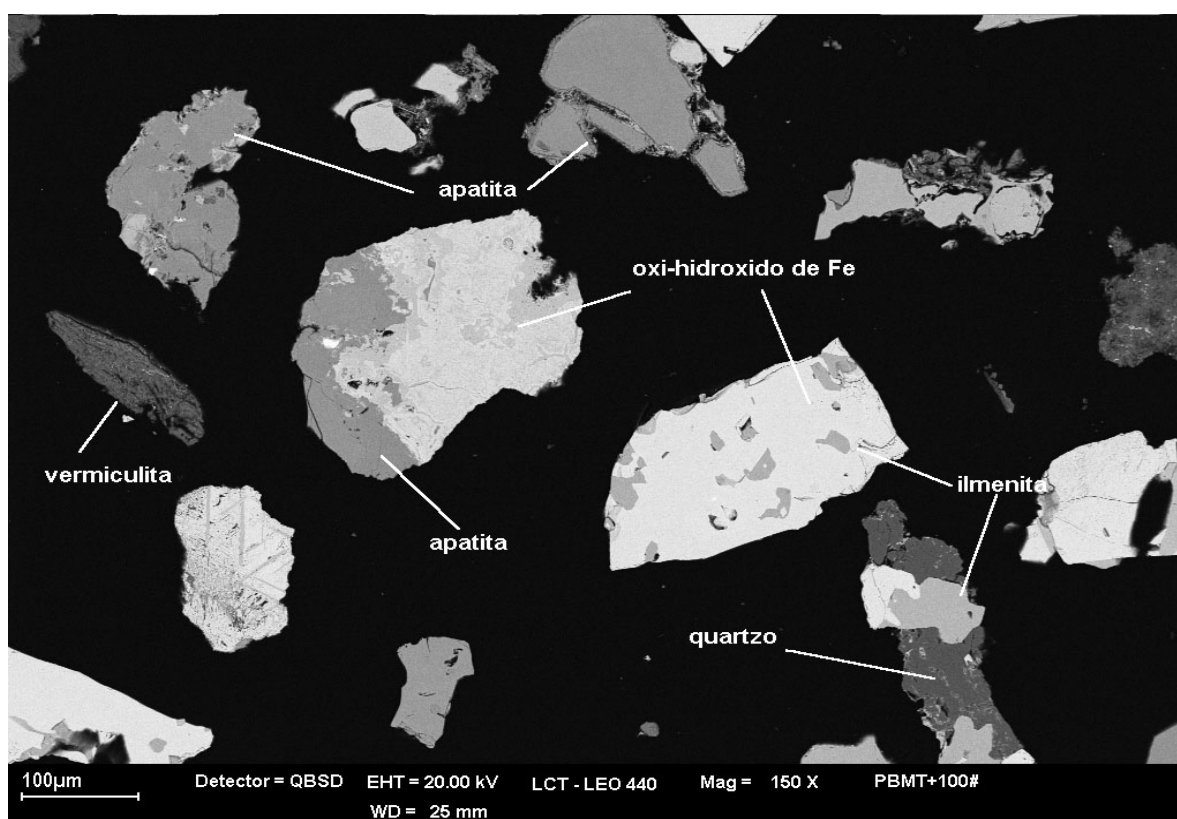
Obs: Para o quadro acima, temos:

- outros: zirconolita, calzirtita, badeleíta, niobatos
- argilominerais: vermiculita, ilita;
- carbonatos: calcita e dolomita;
- óxidos de ferro.

Quartzo, carbonatos e argilominerais associam-se ao produto *flutuado*; carbonatos ocorrem também nos produtos *flutuado*, *afundados magnético*, *fracamente magnético* e *não magnético*. Magnetita, ilmenita e oxi-hidróxido de ferro são os principais constituintes do produto *afundado magnético*, ocorrendo também associados ao produto *fracamente magnético* (à exceção da magnetita). O anatásio está associado aos produtos *afundados fracamente magnético* e *não magnético*. A barita ocorre associada principalmente no produto *afundado não magnético*.

A apatita permanece junto aos produtos *afundados fracamente magnético e não magnético*, na forma de grãos livres ou mistos (principalmente no produto *afundado fracamente magnético*), límpidos ou com a superfície recoberta por películas de oxi-hidróxido de ferro em grau variado.

Nesta amostra a parcela de apatita mista e/ou impregnada por oxi-hidróxido de ferro é da ordem de 11,0% na fração -0,149+0,074 mm e 18,4% em todo intervalo granulométrico entre 0,210 e 0,037 mm, como mostra a fotomicrografia 5.39.



Fotomicrografia 5.39 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica - 0,210+0,150 mm, amostra piroxenito intemperizado (PIT). Nota-se a presença de partícula mista de apatita com quartzo, apatita com oxi-hidróxido de ferro e ilmenita.

O grau de liberação dessa amostra encontra-se na ordem de 88,0% na fração -0,149+0,074 mm e cerca de 79,0% de liberação para o material entre 0,210 e 0,037

mm. Do total de fósforo presente, estima-se que 100,0% do mesmo, no material acima de 0,037 mm, está contido na forma de apatita.

#### 5.4.6.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

Esta amostra caracteriza-se por ser uma amostra de transição entre o foscorito e o piroxenito e, sua composição mineralógica reflete esta característica. Nota-se que sua composição mineralógica é constituída predominantemente por apatita (da ordem de 50,0%), quartzo (11,0%), oxi-hidróxido de ferro (cerca de 10,0%), ilmenita (8,0%), magnetita (cerca de 7,0%), argilominerais (7,0%), anatásio (2,0%), carbonato (2,0%), barita (todos da ordem de 1,0%) e outros (3,0%: zirconolita, calzirtita, badeleíta e niobatos), tabela V.32.

Tabela V.32 – Estimativa da composição mineralógica – amostra zona de mistura (ZMT).

Fração (mm)	% massa		% Minerais									
	retida	apatita	fosf.sec	quartzo	óx ferro	magnetita	ilmenita	argilom	anata	barita	carbon	outros
-0,297+0,210	13,3	58,0		6,0	7,0	10,0	7,0	5,0	2,0	1,0	3,0	1,0
-0,210+0,149	15,7	54,0		8,0	7,0	9,0	7,0	5,0	2,0	1,0	3,0	3,0
-0,149+0,074	19,5	51,0		12,0	7,0	8,0	8,0	7,0	2,0	1,0	3,0	2,0
-0,074+0,037	16,8	45,0		14,0	13,0	4,0	8,0	7,0	2,0	1,0	2,0	4,0
-0,037+0,020	9,0	39,0	2,0	15,0	18,0	1,0	7,0	10,0	1,0	1,0	1,0	5,0
Total calcul.	74,3	50,0	tr	11,0	10,0	7,0	8,0	7,0	2,0	1,0	2,0	3,0

Obs: Para o quadro acima, temos:

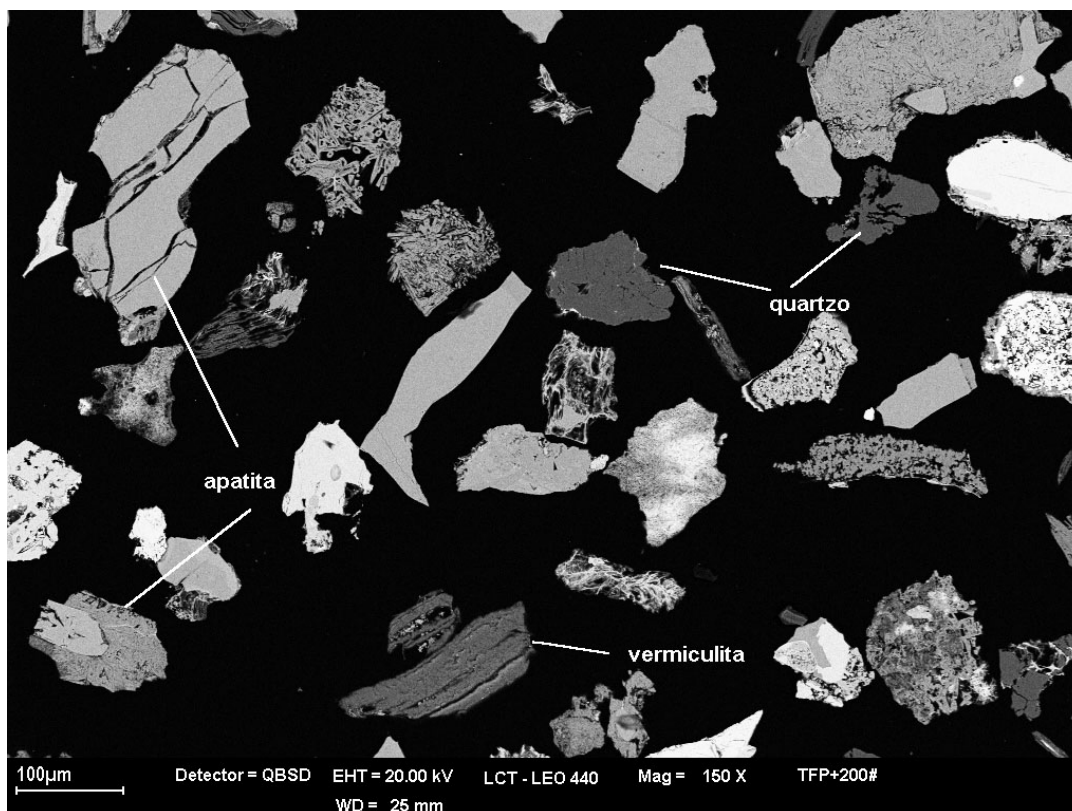
- outros: zirconolita, calzirtita, badeleíta, niobatos;
- fosfato secundário;
- argilominerais: vermiculita, ilita;
- anatásio;
- carbonatos: calcita e dolomita;
- óxidos de ferro.

Quartzo, carbonatos e argilominerais associam-se ao produto *flutuado*; carbonatos ocorrem ainda nos produtos *afundados magnético*, *fracamente magnético*

(principalmente) e *não magnético*, assim como a barita. Magnetita, ilmenita e oxi-hidróxido de ferro são os principais constituintes do produto *afundado magnético*, ocorrendo também associados ao produto fracamente magnético (à exceção da magnetita).

A apatita e os fosfatos secundários permanecem junto aos produtos *afundados fracamente magnético* e *não magnéticos*, na forma de grãos livres ou mistos (principalmente no produto *afundado fracamente magnético*), límpidos ou com a superfície recoberta por películas de oxi-hidróxido de ferro em grau variado.

Nesta amostra a parcela de apatita mista e/ou impregnada por oxi-hidróxido de ferro é da ordem de 6,0% na fração  $-0,149+0,074$  mm e 11,7% em todo intervalo granulométrico entre 0,210 e 0,037 mm, (fotomicrografia 5.40).



Fotomicrografia 5.40 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, imagens de elétrons retroespalhados – IER, fração granulométrica -  $0,149+0,074$  mm, amostra zona de mistura (ZMT). A apatita, em sua maioria, está liberada, contudo é formada por apatita, quartzo, vermiculita e oxi-hidróxidos de ferro.

O grau de liberação dessa amostra está na ordem de 93,0% na fração -0,149+0,074 mm e cerca de 87,0% de liberação para o material entre 0,210 e 0,037 mm. Do total de fósforo presente, estima-se que 98,0% do mesmo, no material acima de 0,037 mm, está contido na forma de apatita.

#### **5.4.6.7 - Considerações sobre a composição mineralógica das amostras.**

Baseados em resultados de composição química e análises mineralógicas (difração de raios-X e microscopia eletrônica de varredura) de produtos de separações minerais por fração granulométrica, considerando o processamento em separado de finos naturais e produtos de moagem, pode-se estabelecer as principais características relevantes para o beneficiamento de minérios. Estas características são apresentadas comparativamente na tabela V.33.

A amostra piroxenito (PT) é a que apresenta o teor mais baixo de  $P_2O_5$  (8,7%) e a maior relação  $CaO/P_2O_5$  (da ordem de 2,12) e a amostra apatitito (APAT) apresenta o maior teor em questão, cerca de 30,7%  $P_2O_5$  total, para uma relação  $CaO/P_2O_5$  de 1,36. Já para as demais amostras estudadas, os teores de  $P_2O_5$  situam-se entre 13,8 e 20,6%. As parcelas de  $P_2O_5$  apatítico nestas amostras são superiores a 96,0%.

Os teores de  $SiO_2$  estão compreendidos entre 0,7% amostra foscorito intemperizado (FIT), e 26,5% amostra piroxenito (PT), enquanto que os teores de  $MgO$  situam-se entre 1,0 e 11,0%, sendo que atingem maior valor na amostra piroxenito (PT), à exceção da amostra apatitito (APAT), onde este é inferior a 1,0%.

A amostra foscorito intemperizado (FIT) é a que apresenta o teor mais elevado de  $Fe_2O_3$  (da ordem de 41,6%) à semelhança da amostra piroxenito intemperizado (PIT) (com 30,8%), enquanto para as demais amostras situa-se entre 15,4% e 28,4%.

A composição mineralógica das amostras estudadas é representada essencialmente por apatita, quartzo, argilominerais, oxi-hidróxido de ferro (basicamente hematita e



goethita), magnetita e ilmenita. Como minerais acessórios, comuns a quase todas as amostras, observam-se barita, anatásio, perovskita e fosfatos secundários. Piroxênio só foi observado na amostra piroxenito (PT) (cerca de 17,0%); carbonato está presente nas amostras piroxenito (PT) (onde atinge cerca de 6,0%), amostra apatitito (APAT), amostra piroxenito intemperizado (PIT) e amostra zona de mistura (ZMT) (2,0% em cada amostra). O anatásio é observado nas amostras foscorito silicificado (FST), amostra piroxenito intemperizado (PIT) e amostra zona de mistura (ZMT) (cerca de 1,0 a 2,0%); fosfatos secundários (gorceixita e/ou goyazita) estão presentes nas amostras foscorito intemperizado (FIT) e foscorito silicificado (FST) (1,0 e 2,0%, respectivamente).

Os menores conteúdos de apatita são observados para as amostras piroxenito (PT) (~23,0%) e piroxenito intemperizado (PIT) (39,0%); os maiores conteúdos são encontrados nas amostras apatitito (APAT) (74,0%), foscorito intemperizado (FIT) e zona de mistura (ZMT) (ambos da ordem de 50,0%).

A apatita apresenta liberação da ordem de 85,0% para o material cominuído abaixo de - 0,297 mm, para a maioria das amostras, à exceção das amostras apatitito (APAT), foscorito silicificado (FST) e piroxenito intemperizado (PIT), onde esse valor é atingido somente para cominuição abaixo de 0,210 mm.

A apatita mostra predominantemente superfície límpida a fracamente impregnada; a parcela altamente impregnada (não flotável) representa entre 9,0 e 14,4% (com recuperação potencial na flotação superior a 87,0%) para as amostras estudadas, a exceção da amostra piroxenito intemperizado (PIT), com 18,4% (com recuperação potencial na flotação em torno de 79,0%).

Considerando-se a assembléia mineralógica das amostras estudadas não devem ocorrer maiores problemas em termos de concentração da apatita. As maiores dificuldades previstas referem-se à:

- seletividade entre apatita e perovskita + carbonatos: eventualmente deverá ser pesquisado um coletor mais seletivo de modo a aumentar a eficiência da separação entre a apatita e estes minerais portadores de cálcio;
- impregnação parcial da superfície da apatita por oxi-hidróxidos de ferro: recomenda-se uma etapa de atrição prévia à de concentração por flotação.

Pelos fatos acima citados, recomenda-se, para estudos futuros a pesquisa por depressores mais seletivos para as dolomitas, como a linha das carboximetil celulose, gomas guar, acrilatos e poliacrilatos, além de novos produtos e de coletores mais seletivos para a apatita como a linha dos ácidos carboxílicos em mistura com produtos da linha  $\alpha$  olefinas.

Tabela V.33 - Comparação entre as principais características das amostras estudadas.

	AMOSTRA					
	APAT	PT	FIT	FST	PIT	ZMT
<b>Composição química (% em peso)</b>						
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	30,7	8,7	20,6	15,4	13,8	18,5
CaO	41,7	18,4	26,8	19,8	18,5	25,3
SiO <sub>2</sub>	2,5	26,5	0,7	14,3	13,7	12,4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,6	2,5	0,9	2,5	3,0	2,6
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15,4	17,5	41,6	28,4	30,8	21,4
MgO	0,5	10,9	1,6	1,1	2,3	2,0
CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,36	2,12	1,30	1,28	1,33	1,32
<b>% de fósforo apatítico</b>						
acima de 0,037 mm (%)	100,0	100,0	98,0	96,0	100,0	98,0
<b>Composição mineralógica (% em peso)</b>						
Apatita	74,0	23,0	50,0	43,0	39,0	50,0
Fosf. Secundários	-	-	1,0	2,0	-	tr
Quartzo	2,0	10,0	1,0	12,0	9,0	11,0
Carbonato	2,0	6,0	-	-	2,0	2,0
Argilominerais	1,0	23,0	Tr	1,0	7,0	7,0
Piroxênio	-	17,0	-	-	-	-
Barita	-	-	-	1,0	1,0	1,0
Oxi-hidróxido de ferro	6,0	4,0	9,0	15,0	8,0	10,0
Magnetita	10,0	10,0	36,0	14,0	19,0	7,0
Ilmenita	1,0	4,0	Tr	8,0	9,0	8,0
Anatásio	-	-	Tr	1,0	1,0	2,0
Perovskita	-	3,0	-	-	-	-
Outros	4,0	1,0	3,0	3,0	5,0	3,0
<b>Características da apatita para fins de concentração por flotação</b>						
Malha de liberação (≥85%) (mm)	-0,210	-0,297	-0,297	-0,210	-0,210	-0,297
Apatita impregnada (%)	12,5	9,0	14,4	10,0	18,4	11,7
Recuperação potencial na flotação (%)	87,0	84,0	85,0	86,0	79,0	87,0

Nota: tr representa fases com até 0,5% em massa.

#### **5.4.7 – Caracterização tecnológica das amostras em escala piloto.**

Neste tópico serão apresentados, na forma de tabelas, os resultados das caracterizações tecnológicas das amostras. Nessas tabelas tem-se os resultados de balanço de massa dos produtos da preparação da amostra para flotação (magnetita, lama e AN), ensaios de flotação em bancada e resultados de desempenho global do processo, por tipologia. Esta avaliação de desempenho da amostra é avaliada para produção de um concentrado flotado com teor mínimo de  $P_2O_5$  estimado para o valor de 35,5%.

Salienta-se que o circuito de deslamagem, realizado após a moagem, foi planejado e realizado para a operação, para um corte granulométrico na faixa grossa (acima de 30  $\mu m$ ) visando à obtenção de um produto deslamado mais isento possível de partículas ultrafinas (abaixo de 20  $\mu m$ ), por consequência a obtenção de uma menor recuperação na etapa de deslamagem, porém, com maior recuperação metalúrgica no circuito de flotação, pelo descarte das partículas ultrafinas e um ganho no cômputo geral. Este acréscimo na recuperação do circuito de flotação se faz possível pela dificuldade de flotação das partículas finas, quando em processo de separação em conjunto, com partículas finas e grossas.

Posteriormente a este corte grosso, na deslamagem inicial, estas lamas são reconcentradas, quando de um novo processamento, via um circuito de microciclonação e nova etapa de flotação, e produção de um concentrado fosfático ultrafino, possibilitando, assim, a recuperação das apatitas ultrafinas, que seriam descartadas, pela simples aplicação de um corte granulométrico na fração grossa.

Este procedimento conduz a um aumento da recuperação metalúrgica global de fósforo, no processo de concentração e uma redução do consumo de insumos de processo, no circuito convencional, possibilitando, assim, uma melhor performance técnica associada a um menor custo operacional para a produção de um concentrado fosfático flotado, nessa operação, via flotação aniônica. Além disso, esta estratégia adotada é, hoje, perfeitamente dominada pela equipe técnica da Fertilizantes Fosfatados S.A., bem como possibilitando experiência e conhecimento técnico que permite a realização de um

“scale up”, com excelentes resultados e estimativa de dados para os parâmetros básicos da engenharia de processo.

#### **5.4.7.1 – Resultado da caracterização tecnológica da amostra Apatitito (APAT).**

Esta amostra (tabela V.34) apresentou um elevado teor de  $P_2O_5$  na alimentação (ROM), da ordem de 31,0% e a relação  $CaO/P_2O_5$  foi de 1,42. Seus teores de  $Fe_2O_3$  e  $SiO_2$  foram, respectivamente, 11,5% e 2,8%. A percentagem de magnetita nesta amostra foi de 8,7% da alimentação, com 12,1% de  $P_2O_5$ . Neste balanço de massa, nota-se que a quantidade de lama, obtida na deslamagem e depois da atrição, foi bastante elevada, da ordem de 42,9% de alimentação (ROM). A amostra final, AN3, apresentou teores de 36,6% de  $P_2O_5$ , 5,7% de  $Fe_2O_3$  e 2,2% de  $SiO_2$ . As demais impurezas ficaram com teores abaixo de 1,0%. Isto mostra que, no caso dessa amostra, somente com os processos de separação magnética e deslamagem foi possível obter um produto (concentrado) com alto teor de  $P_2O_5$ .

Os resultados dos ensaios de flotação apresentaram teores de  $P_2O_5$  entre 37,1% a 38,2%, com valores de recuperação de  $P_2O_5$  entre 83,5% a 91,6%. Os teores de  $Fe_2O_3$  ficaram entre 3,7 a 5,0%, as demais impurezas ficaram abaixo de 1,0%.

No item resultados de desempenho da amostra, tabela V.34, deve-se ressaltar que estes valores são oriundos da interpolação dos resultados de flotação para a obtenção de um concentrado de 35,5% (estimativa). De acordo com esta estimativa, o desempenho desta amostra foi de: 57,2% de recuperação de  $P_2O_5$  na preparação, 55,2% de recuperação de  $P_2O_5$  total e 48,2% de recuperação em massa.

Tabela V.34 – Resultados da caracterização tecnológica da amostra de apatitito (APAT).

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE											
<i>1 - Identificação da Amostra</i>											
Amostra:	APATITITO										
<i>2 - Balanço de Massa</i>											
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP	
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
ROM	39.000	100,0	31,0	11,5	0,6	44,0	0,7	0,6	2,8	1,42	
Magnetita	3.399	8,7	12,1	71,5	1,0	15,9	2,0	0,3	0,8		
Lama	16.744	42,9	28,5								
AN1	19.877										
AN2	6.000										
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP	
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
AN3	5.692										
AN Total	18.857	48,4	36,6	5,7	0,7	48,2	0,6	0,4	2,2	1,32	
<i>3 - Ensaios de Flotação em Bancada</i>											
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados							RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores								
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
C1	600	800	38,2	3,7	0,2	51,7	0,2	0,2	0,9	1,35	83,5
C2	800	860	37,6	4,4	0,2	51,3	0,3	0,2	1,0	1,36	88,4
C3	1.000	906	37,1	5,0	0,2	50,9	0,3	0,3	1,3	1,37	91,6
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>											
Para um concentrado de		35,5 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação		57,2	%	Contaminantes							
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação		96,6	%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,6	%					
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total		55,2	%	MgO	0,2	%					
Recuperação em massa total		48,2	%	CaO	49,7	%					
				RCP	1,40						
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>											
Produtos	% em massa global	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Overflow microdeslamagem	19,7	24,3									
Underflow microdeslamagem	23,2	32,0									
Concentrado Ultrafino	8,2	34,0									
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>											
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)									
Concentrado Convencional	48,2	55,2									
Concentrado Ultrafino	8,2	9,0									
Total	56,4	64,2									

Estima-se que a produção de concentrado ultrafino para essa amostra tenha um rendimento de 8,2% em massa, com uma recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no ultrafino de 9,0%, de amostra. Apresentou uma elevada quantidade de lama, com 42,9% da alimentação. A quantidade de magnetita foi de 8,7%.

#### **5.4.7.2 – Resultado da caracterização tecnológica da amostra Zona de Mistura (ZMT).**

Os resultados dos ensaios de flotação apresentaram teores de  $P_2O_5$  elevados, com valores acima de 35,4% (dosagem de coletor de 900 g/t) e recuperações acima de 66,1% (dosagem de coletor de 300 g/t). Os teores de impurezas foram relativamente baixos e a relação  $CaO/P_2O_5$  ficou entre 1,30, para dosagem de coletor de 300 g/t, e 1,37, para dosagem de 900 g/t, como mostra a tabela V.35.

A avaliação de desempenho desta amostra, item 4 da tabela V.35, mostrou que a recuperação de  $P_2O_5$  na preparação foi de 54,4%, com uma recuperação em massa total de 24,9% e, na flotação, para obtenção de concentrado com 35,5% de  $P_2O_5$ , a recuperação será de 87,7%.

Tabela V.35 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra zona de mistura (ZMT).

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE												
<i>1 - Identificação da Amostra</i>												
Amostra:	ZONA DE MISTURA											
<i>2 - Balanço de Massa</i>												
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP		
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
ROM	25.000	100,0	18,5	22,2	2,4	25,6	5,0	3,1	11,9	1,38		
Magnetita	1.616	6,5	9,2	66,0	2,6	12,7	5,6	0,8	5,1			
Lama	13.590	54,4	28,5									
AN1	10.404											
AN2	6.000		Teores							RCP		
AN3	5.648		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
AN Total	9.794	39,2	25,7	9,6	1,5	34,5	7,2	1,4	13,7	1,34		
<i>3 - Ensaios de Flotação em Bancada</i>												
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados								RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores									
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
C1	300	430	39,5	1,7	0,3	51,4	0,6	0,2	1,0	1,30	66,1	
C2	600	540	37,2	3,0	0,4	49,8	1,4	0,2	2,0	1,34	78,2	
C3	900	644	35,4	4,2	0,4	48,5	2,3	0,2	3,1	1,37	88,7	
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>												
Para um concentrado de		35,5 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação		54,4	%	Contaminantes								
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação		87,7	%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,1	%						
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total		47,7	%	MgO	0,4	%						
Recuperação em massa total		24,9	%	CaO	48,6	%						
				RCP	1,37							
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>												
Produtos	% em massa global	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Overflow microdeslamagem	22,0	8,6										
Underflow microdeslamagem	32,4	18,3										
Concentrado Ultrafino	6,3	33,5										
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>												
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)										
Concentrado Convencional	24,9	47,8										
Concentrado Ultrafino	6,3	11,4										
Total	31,2	59,2										

A estimativa de aproveitamento de concentrado ultrafino para essa amostra mostrou, também, valores bastante expressivos de rendimento em massa de 6,3% e recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 11,4%, conforme mostra a tabela V.35. A recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> final, com o aproveitamento de concentrado ultrafino, será de 59,2% e seu rendimento em massa passará de 24,9% para 31,2%.



#### **5.4.7.3 - Resultado da caracterização tecnológica da amostra de Foscorito Silicificado (FST).**

A amostra de foscorito silicificado - FST apresenta como característica elevados teores de  $\text{SiO}_2$  e  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , respectivamente, 14,6% e 26,3%. O teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  no ROM foi de 16,2% e a relação  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  foi 1,35. Com a separação magnética e deslamagem o teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  elevou-se para 25,8% e o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  reduziu-se para 13,7%. No entanto, o teor de  $\text{SiO}_2$  manteve-se em 12,7% (tabela V.36).

Neste caso, o balanço de massa também mostrou uma grande quantidade de lama, 46,1% da alimentação; a quantidade de magnetita foi de 13,2%.

No ensaio de flotação em bancada, para uma dosagem de coletor de 300 g/t (AN), esta amostra apresentou teor no concentrado de  $\text{P}_2\text{O}_5$  de 39,2% e uma recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$  de 71,6%. Um aumento na dosagem do coletor para 600 g/t (AN) causou um aumento na recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$ , para 85,5%, com diminuição do teor para 35,5% de  $\text{P}_2\text{O}_5$ .

Em relação ao desempenho desta amostra, item 4, a recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$  na preparação foi de 64,7% e a recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$  total foi de 53,7%. Em termos de massa, a recuperação total foi 24,6%. Com a inclusão do concentrado ultrafino, estima-se que o rendimento total passe para 28,4% e a recuperação total suba para 61,5%, como mostra o item 6 da tabela V.36.

Tabela V.36 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de foscorito silicificado (FST).

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE											
<i>1 - Identificação da Amostra</i>											
Amostra:	FOSCORITO SILICIFICADO										
<i>2 - Balanço de Massa</i>											
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP	
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
ROM	45.500	100,0	16,2	26,3	1,0	22,0	5,0	2,6	14,6	1,35	
Magnetita	6.021	13,2	7,6	68,3	1,3	9,7	5,1	0,7	5,1		
Lama	20.980	46,1	10,2								
AN1	19.785										
AN2	6.000		Teores							RCP	
AN3	5.610		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
AN Total	18.499	40,7	25,8	13,7	0,7	33,2	5,3	0,5	12,7	1,29	
<i>3 - Ensaio de Flotação em Bancada</i>											
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados							RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores								
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
C1	300	472	39,2	1,9	0,2	51,0	0,3	0,1	1,2	1,30	71,6
C2	600	622	35,5	4,7	0,2	48,0	1,2	0,1	2,6	1,35	85,5
C3	900	688	32,6	8,0	0,1	45,5	2,5	0,2	4,4	1,39	86,9
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>											
Para um concentrado de		35,5 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação		64,7	%	Contaminantes							
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação		83,0	%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,1	%					
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total		53,7	%	MgO	0,2	%					
Recuperação em massa total		24,6	%	CaO	48,0	%					
				RCP	1,35						
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>											
Produtos	% em massa global	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Overflow microdeslamagem	17,7	6,5									
Underflow microdeslamagem	28,4	12,5									
Concentrado Ultrafino	3,8	33,5									
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>											
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)									
Concentrado Convencional	24,6	53,7									
Concentrado Ultrafino	3,8	7,8									
Total	28,4	61,5									

#### **5.4.7.4 - Resultado da caracterização tecnológica da amostra de Foscorito Intemperizado (FIT).**

Esta amostra, tabela V.37, apresenta também um alto teor de  $P_2O_5$  no ROM, 20,5%, e uma relação  $CaO/P_2O_5$  baixa, 1,65. Como principal impureza tem-se o  $Fe_2O_3$ , com teor de 30,5%. As demais impurezas estão com teores relativamente baixos, em torno de 1,1%. Nesta tabela, nota-se que, após os processos de separação magnética e deslamagem, o teor de  $P_2O_5$  subiu para 36,2%, com uma relação  $CaO/P_2O_5$  igual a 1,25. No entanto, o teor de  $Fe_2O_3$  continuou relativamente alto, 9,5% e as demais impurezas ficaram com valores baixos.

Tabela V.37 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de foscorito intemperizado (FIT).

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE												
<i>1 - Identificação da Amostra</i>												
Amostra:	FOSCORITO INTEMPERIZADO											
<i>2 - Balanço de Massa</i>												
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP		
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
ROM	20.500	100,0	20,5	30,5	0,5	33,8	1,1	1,1	1,1	1,65		
Magnetita	7.351	35,9	7,8	83,2	2,0	9,7	2,0	0,4	0,4			
Lama	5.244	25,6	14,7									
AN1	8.259											
AN2	6.000											
AN3	5.743											
AN Total	7.905	38,6	36,2	9,5	0,6	45,2	0,6	0,6	1,2	1,25		
<i>3 - Ensaios de Flotação em Bancada</i>												
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados								RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores									
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
C1	600	848	37,7	5,5	0,2	50,1	0,2	0,2	0,9	1,33	88,3	
C2	900	882	36,8	6,6	0,2	49,2	0,3	0,2	1,1	1,34	89,7	
C3												
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>												
Para um concentrado de		35,5	% em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação		68,1	%		Contaminantes							
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação		88,2	%		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,6	%					
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total		60,9	%		MgO	0,2	%					
Recuperação em massa total		35,2	%		CaO	49,2	%					
					RCP	1,33						
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>												
Produtos	% em massa global	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Overflow microdeslamagem	18,0	10,5										
Underflow microdeslamagem	7,6	24,5										
Concentrado Ultrafino	2,2	33,5										
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>												
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)										
Concentrado Convencional	35,2	60,9										
Concentrado Ultrafino	2,2	3,6										
Total	37,4	64,5										

No processo de flotação em bancada, observa-se que o teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> foi de 37,7% e a recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> foi 88,3%, para uma concentração de coletor de 600 g/t (AN). Um aumento na concentração de coletor para 900 g/t (AN) causou um aumento na recuperação (89,7%), entretanto, o teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> diminuiu para 36,8% (tabela V.38).

Em relação ao desempenho, item 4, nota-se que a recuperação de  $P_2O_5$  na preparação foi de 68,1% e a recuperação total de  $P_2O_5$  foi de 60,9%, com uma recuperação em massa de 35,2%. De acordo com os resultados de interpolação, com os resultados de flotação, para a produção de um concentrado com teor de 35,5% de  $P_2O_5$ , a recuperação de  $P_2O_5$  na flotação será de 88,3% e o consumo de coletor será de 600 g/t (AN).

Apesar de possuir uma lama com teor de  $P_2O_5$  relativamente alto 14,7%, estima-se que seu rendimento seja na ordem de 2,2% e uma recuperação de  $P_2O_5$  igual a 3,6%. Isso implicará num aumento na recuperação total de 60,9% para 64,5%, como mostrado na tabela V.37, item 6.

#### **5.4.7.5 - Resultados da caracterização tecnológica das amostras das tipologias Piroxenitos – Piroxenito e Piroxenito Intemperizado (PT) e (PIT).**

A amostra de piroxenito intemperizado (PIT) (tabela V.38) apresentou um teor de  $P_2O_5$  de 13,9% e uma relação  $CaO/P_2O_5$  de 1,38. Os teores das impurezas foram relativamente elevados: 25,2% para  $Fe_2O_3$ ; 2,9% para  $MgO$ ;  $TiO_2$  igual a 5,8%;  $SiO_2$  igual 15,9% e  $Al_2O_3$  igual 4,7%. Após os processos de separação magnética e deslamagem, o teor de  $P_2O_5$  aumentou para 23,8% e a relação  $CaO/P_2O_5$  ficou em 1,35. Entretanto, os teores das impurezas continuaram relativamente elevados:  $SiO_2$  igual a 14,5%,  $TiO_2$  igual a 8,5%, entre outras.

Nos ensaios de flotação em bancada, essa amostra, apresentam resultados satisfatórios. Para uma concentração de coletor de 600 g/t obteve-se um concentrado com 37,2% de  $P_2O_5$  e uma relação  $CaO/P_2O_5$  de 1,34; a recuperação de  $P_2O_5$  foi de 81,8%, no ensaio. Os teores das impurezas foram baixos, com 3,1% de  $Fe_2O_3$ , 2,1% de  $TiO_2$  e 1,2% de  $SiO_2$ .

Com relação ao desempenho da amostra (item 4, tabela V.38), nota-se que, para a obtenção de um concentrado com 35,5% de  $P_2O_5$ , a recuperação de  $P_2O_5$  na preparação

será de 69,6% e a recuperação na flotação será de 82,1%. A recuperação de  $P_2O_5$  total será 57,2% e a recuperação em massa total será de 22,4%.

Com a possibilidade de produção de concentrado ultrafino, estima-se que o rendimento dessa etapa seja de 1,8% e a recuperação de  $P_2O_5$  seja de 4,3%. Isso implicará num aumento do valor de recuperação total de  $P_2O_5$  para 61,5% e o rendimento em massa final passará para 24,2%, como mostra a tabela V.39, item 6.

Já, para amostra de Piroxenito (PT) (tabela V.39), seu teor de  $P_2O_5$  foi baixo, 9,2% e a relação  $CaO/P_2O_5$  foi igual a 2,33. Os teores de impurezas foram relativamente superiores, com 23,4% para  $SiO_2$ ; 16,4% de  $Fe_2O_3$  e 14,4% de  $MgO$ . Após os processos de separação magnética e deslamagem, os quais retiveram 51,0% da massa da alimentação (ROM), o teor de  $P_2O_5$  passou para 14,6%, entretanto, a relação  $CaO/P_2O_5$  continuou elevada, 1,97 e, além disto, os teores de impurezas continuaram também altos, 21,8% de  $SiO_2$ , 8,0% de  $MgO$  e 8,5% de  $Fe_2O_3$ .

Em relação aos ensaios de flotação, seus resultados foram insatisfatórios. Embora, no ensaio com uma concentração de coletor com 100 g/t (AN), o teor de  $P_2O_5$  tenha atingido 34,6%, sua recuperação no ensaio foi muito baixa, 22,7%. Um aumento na concentração de coletor aumentou a recuperação de  $P_2O_5$ , no entanto, os teores foram bastante inferiores, ficando na ordem de 28,0% de  $P_2O_5$  para uma concentração de 600 g/t.

Os resultados de desempenho desta amostra mostram que, para um concentrado com 35,5% de  $P_2O_5$ , a recuperação de  $P_2O_5$  na flotação será de 21,5% e a recuperação de  $P_2O_5$  total será de 17,5%, com uma baixa recuperação em massa, 4,5%.

Logo, estes resultados mostraram que esta amostra, Piroxenito com um alto conteúdo de minerais contendo magnésio, não foi adequada ao processo de concentração por flotação.

Tabela V.38 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de piroxenito intemperizado (PIT).

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE											
<i>1 - Identificação da Amostra</i>											
Amostra:	PIROXENITO INTEMPERIZADO										
<i>2 - Balanço de Massa</i>											
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP	
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
ROM	21.500	100,0	13,9	25,2	2,9	19,2	5,8	4,7	15,9	1,38	
Magnetita	4.159	19,3	5,9	70,1	2,5	7,9	7,0	1,2	4,5		
Lama	8.610	40,0	7,7								
AN1	9.537										
AN2	6.000		Teores							RCP	
AN3	5.493		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
AN Total	8.731	40,6	23,8	10,8	1,6	32,0	8,5	1,8	14,5	1,35	
<i>3 - Ensaio de Flotação em Bancada</i>											
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados							RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores								
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
C1	600	524	37,2	3,1	0,3	49,7	2,1	0,3	1,2	1,34	81,8
C2	700	872	35,3	4,6	0,5	48,4	3,5	0,5	1,7	1,37	84,8
C3											
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>											
Para um concentrado de		35,5 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação	69,6	%	Contaminantes								
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação	82,1	%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,5	%						
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total	57,2	%	MgO	0,4	%						
Recuperação em massa total	22,4	%	CaO	48,5	%						
			RCP	1,37							
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>											
Produtos	% em massa global	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Overflow microdeslamagem	21,4	6,5									
Underflow microdeslamagem	18,6	9,2									
Concentrado Ultrafino	1,8	33,5									
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>											
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)									
Concentrado Convencional	22,4	57,2									
Concentrado Ultrafino	1,8	4,3									
Total	24,2	61,5									

Tabela V.39 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra de piroxenito (PT).

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE												
<i>1 - Identificação da Amostra</i>												
Amostra:	PIROXENITO											
<i>2 - Balanço de Massa</i>												
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP		
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
ROM	21.000	100,0	9,2	16,4	14,4	21,4	4,1	2,8	23,4	2,33		
Magnetita	2.792	13,3	3,8	70,4	4,6	8,0	6,1	1,0	7,0			
Lama	7.491	35,7	3,4									
AN1	11.158											
AN2	6.000		Teores							RCP		
AN3	5.763		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
AN Total	10.717	51,0	14,6	8,5	8,0	28,9	5,2	2,1	21,8	1,97		
<i>3 - Ensaios de Flotação em Bancada</i>												
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados								RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores									
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
C1	100	96	34,6	1,4	1,2	52,5	0,5	0,2	1,7	1,52	22,7	
C2	200	308	33,5	1,7	1,3	52,8	0,7	0,1	1,5	1,58	70,6	
C3	600	484	28,0	3,8	2,7	48,6	2,3	0,2	7,9	1,73	92,8	
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>												
Para um concentrado de		35,5 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação		81,3	%	Contaminantes								
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação		21,5	%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,1	%						
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total		17,5	%	MgO	0,9	%						
Recuperação em massa total		4,5	%	CaO	53,5	%						
				RCP	1,51							
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>												
Produtos	% em massa global	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Overflow microdeslamagem	19,7	4,5										
Underflow microdeslamagem	16,0	8,0										
Concentrado Ultrafino	0,3	33,5										
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>												
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)										
Concentrado Convencional	4,5	17,5										
Concentrado Ultrafino	0,3	1,1										
Total	<b>4,8</b>	<b>18,6</b>										



#### 5.4.7.6 – Considerações Gerais.

Para verificação dos resultados obtidos para as tipologias, quando consideradas em misturas com os diferentes minérios, procurou-se estabelecer e compor uma amostra única, a qual se denominou amostra global, composta por percentuais das tipologias, de acordo com suas distribuições e composições na reserva mineral.

A composição desta amostra foi representativa para todos os intervalos dos furos da sondagem, realizada para a área de Salitre. Os resultados da análise química inicial para a amostra composta, tabela V.40, mostram um teor de  $P_2O_5$  de 17,8% e relação  $CaO/P_2O_5$  igual a 1,51. Em relação aos teores de impurezas, o teor de  $Fe_2O_3$  foi igual a 21,3% e o teor de  $SiO_2$  foi de 13,0%. Os teores das demais impurezas, como  $MgO$  e  $TiO_2$ , também ficaram superiores aos resultados médios, com valores de 5,8% para  $MgO$  e 4,0% para  $TiO_2$ . Após os processos de separação magnética e deslamagem, o teor de  $P_2O_5$  subiu para 25,4% e a relação  $CaO/P_2O_5$  passou para 1,43. Houve uma redução nos teores de impurezas, o teor de  $Fe_2O_3$  ficou em 9,9% e o percentual de  $SiO_2$  na amostra ficou em 10,8%.

Com relação aos ensaios de flotação em bancada, realizados conforme procedimentos descritos anteriormente, estes mostraram bons resultados. Com uma concentração de coletor de 600 g/t, o teor de  $P_2O_5$  foi de 37,1% para  $P_2O_5$  e uma recuperação de  $P_2O_5$  de 78,7%. Os teores de impurezas foram relativamente baixos, com 2,4% de  $Fe_2O_3$  e 1,3% de  $SiO_2$ .

Numa avaliação do desempenho desta amostra para a produção de um concentrado fosfático com teor de 35,5% de  $P_2O_5$ , (tabela V.40), os resultados indicaram uma recuperação de  $P_2O_5$  na preparação para a flotação de 59,0% e a recuperação na flotação de 85,4%. A recuperação total de  $P_2O_5$  foi de 50,4% e, em relação ao rendimento em massa, este foi de 25,3%.

Com a produção de concentrado ultrafino, a partir das lamas naturais e geradas, estima-se que o rendimento em massa final será de 29,8% e a recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> será de 58,9%.

Tabela V. 40 - Resultados da caracterização tecnológica da amostra global.

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE												
<i>1 - Identificação da Amostra</i>												
Amostra:	AMOSTRA GLOBAL											
<i>2 - Balanço de Massa</i>												
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP		
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
ROM	43.500	100,0	17,8	21,3	5,8	26,8	4,0	2,5	13,0	1,51		
Magnetita	8.927	20,5	6,2	72,7	3,1	9,1	4,7	0,8	3,3			
Lama	16.597	38,2	15,7									
AN1	18.939											
AN2	6.000		Teores							RCP		
AN3	5.695		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
AN Total	17.976	41,3	25,4	9,9	2,5	36,3	4,9	1,3	10,8	1,43		
<i>3 - Ensaios de Flotação em Bancada</i>												
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados								RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores									
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
C1	600	538	37,1	2,4	0,6	51,0	0,6	0,2	1,3	1,37	78,7	
C2	700	566	36,4	3,0	0,6	50,5	1,0	0,2	1,7	1,39	81,0	
C3	800	598	35,9	3,3	0,7	50,2	1,1	0,2	2,0	1,40	84,5	
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>												
Para um concentrado de		35,5 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação		59,0	%		Contaminantes							
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação		85,4	%		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,6	%					
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total		50,4	%		MgO	0,8	%					
Recuperação em massa total		25,3	%		CaO	50,0	%					
					RCP	1,41						
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>												
Produtos	% em massa global	% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Overflow microdeslamagem	20,2	10,9										
Underflow microdeslamagem	18,0	21,2										
Concentrado Ultrafino	4,5	33,5										
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>												
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)										
Concentrado Convencional	25,3	50,4										
Concentrado Ultrafino	4,5	8,5										
Total	29,8	58,9										

Para que se possa comparar os resultados, bem como avaliar os efeitos da blendagem, das tipologias, apresentamos o quadro abaixo, tabela V.41, que mostra os resultados individualizados das tipologias. Assim, vê-se que a amostra global apresenta resultados compatíveis e coerentes, para o “blending” realizado.

Tabela V.41 – Quadro resumo dos rendimentos em massa e recuperação  $P_2O_5$  para as tipologias minerais.

Amostra	APAT	ZMT	FST	FIT	PIT	PT
Rendimento em massa:						
Conc. Convencional	48,2	24,9	24,6	35,2	22,4	4,5
Conc. Ultrafino	8,2	6,3	3,8	2,2	1,8	0,3
Total	56,4	31,2	28,4	37,4	24,2	4,8
Recuperação $P_2O_5$ :						
Conc. Convencional	55,2	47,8	53,7	60,9	57,2	17,5
Conc. Ultrafino	9,0	11,4	7,8	3,6	4,3	1,1
Total	64,2	59,2	61,5	64,5	61,5	18,6

Os resultados apresentados indicam um nível de recuperação de  $P_2O_5$  compatível com as características e, que, ao nosso entender, são valores conservadores, possibilitando após futuros trabalhos e posteriores estudos de otimização de processo, a melhoria dos rendimentos e, com isto, dos índices técnicos e econômicos.

#### **5.4.8 – Resultados de análises granulométricas e balanço de massas de ensaios de flotação.**

Os ajustes dos balanços de massa e metalúrgicos e análises granulométricas para os produtos concentrados, rejeitos e alimentação da flotação, em bancada, permitiram avaliar os valores de recuperação por fração granulométrica para cada tipologia de minério. Por sua vez, a partir desses dados foi possível estabelecer os índices de

eficiência, como separação e seletividade para cada faixa granulométrica e, também, o valor total para cada amostra.

Ressalta-se que tais índices de separação e seletividade somente retratam exclusivamente a flotabilidade (separabilidade) entre o mineral apatita e os minerais de ganga, não retratando o desempenho de processo, pois este é função de outras variáveis físico-químicas, as quais foram avaliadas anteriormente através dos ensaios de flotação em bancada.

#### **5.4.8.1 – Amostra Apatitito (APAT).**

A tabela V.42 mostra os resultados de distribuição granulométrica e química por faixa para a alimentação da flotação e os produtos, concentrados e rejeitos. Para a alimentação, apresentam-se alimentação calculada e dosada (analisada).

De forma a ajustar os teores dos óxidos na alimentação calculada, adotou-se como valores de partição entre os produtos, concentrado e rejeito, na flotação, a proporção de 90,6% em massa para o concentrado e 9,4% em massa para o rejeito, partição essa obtida através dos ensaios de flotação em bancada, quando se estimou, na tabela V.34, o valor do rendimento em massa.

No entanto, comparando os teores dos óxidos no produto AN3 (dosado) com os teores calculados (entrada calculada), verifica-se que existem pequenas diferenças entre esses teores, as quais deveram-se ao fato dos produtos concentrados e rejeitos serem resultantes de um processo de composição dos respectivos produtos de três ensaios de flotação, apresentados na tabela V.34.

Tabela V.42 – Análises granulométricas e de balanço de massas de ensaio de flotação – amostra apatitito (APAT).

Apatitito																								
S A I D A	Concentrado		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						gangua					
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	10,8	9,8	37,3	51,0	0,72	3,86	<0,10	<0,10	0,26	0,24	3,31	10,9	11,0	10,1	10,5	...	...	2,67	9,91	11,2	10,1		
	-0,210+0,150	28,2	25,5	37,4	51,1	0,60	3,51	<0,10	<0,10	0,30	0,30	2,76	28,5	28,7	22,0	24,9	...	...	8,05	32,4	11,0	25,8		
	-0,150+0,074	44,3	40,1	37,7	51,4	0,54	3,52	<0,10	<0,10	0,34	0,24	2,74	45,2	45,4	31,2	39,3	...	...	14,3	40,7	10,2	37,9		
	-0,074+0,044	14,7	13,3	34,5	45,0	1,61	5,73	0,32	0,78	4,64	0,26	3,19	13,7	13,2	30,7	21,2	...	...	64,7	14,6	17,9	21,8		
	-0,044+0,037	1,4	1,3	32,1	42,7	2,12	6,84	0,36	0,88	4,95	0,29	3,62	1,23	1,21	3,92	2,45	...	...	6,69	1,58	23,6	2,80		
	-0,037	0,6	0,6	29,4	39,1	2,38	10,4	0,51	1,04	5,82	0,36	2,86	0,51	0,50	1,99	1,68	...	...	3,55	0,88	30,0	1,60		
	Total calc.	100,0	90,6	37,0	50,1	0,77	3,97	...	...	1,05	0,26	2,89	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	12,0	100,0		
	Total dos.																							
E N T R A D A	Rejeito		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						gangua					
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	19,4	1,8	29,8	41,8	5,86	10,4	0,58	0,64	1,67	0,39	4,82	21,2	21,2	17,9	13,8	20,2	19,8	13,6	16,1	29,0	16,2		
	-0,210+0,150	24,5	2,3	28,6	40,1	6,13	12,9	0,53	0,54	1,99	0,44	4,86	25,6	25,6	23,6	21,5	23,2	21,0	20,4	22,9	31,9	22,4		
	-0,150+0,074	34,6	3,2	26,6	37,2	7,01	15,4	0,58	0,65	2,65	0,49	5,14	33,6	33,5	38,1	36,2	35,9	35,7	38,3	36,0	36,7	36,4		
	-0,074+0,044	15,8	1,5	25,6	35,9	6,56	17,6	0,55	0,68	3,01	0,54	5,00	14,8	14,8	16,3	18,9	15,6	17,0	19,9	18,1	39,0	17,7		
	-0,044+0,037	4,0	0,4	24,8	34,7	5,15	20,1	0,57	0,64	3,03	0,57	5,33	3,61	3,61	3,23	5,45	4,07	4,05	5,05	4,82	41,0	4,68		
	-0,037	1,7	0,2	19,60	27,4	3,16	34,9	0,32	0,91	3,90	0,56	3,10	1,25	1,25	0,87	4,14	1,00	2,52	2,84	2,07	53,3	2,67		
	Total calc.	100,0	9,4	27,36	38,33	6,36	14,7	0,56	0,63	2,39	0,47	4,96	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	34,9	100,0		
	Total dos.																							
E N T R A D A	AN3 (Dosado)		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						gangua					
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	12,8	12,8	34,4	47,5	2,89	6,75	0,38	0,29	0,50	0,33	3,75	12,6	12,7	17,0	13,2	18,4	20,7	8,5	12,7	18,1	13,9		
	-0,210+0,150	27,0	27,0	34,8	47,6	2,13	6,49	0,28	0,14	0,66	0,32	3,89	26,9	26,9	26,4	26,8	28,6	21,1	23,6	25,9	17,1	27,7		
	-0,150+0,074	40,2	40,2	35,8	48,6	2,06	5,79	0,22	0,15	0,76	0,33	2,95	41,1	40,9	37,9	35,5	33,4	33,5	40,4	39,7	14,8	35,5		
	-0,074+0,044	15,4	15,4	34,5	47,3	2,06	7,06	0,25	0,20	0,96	0,35	3,55	15,2	15,2	14,5	16,6	14,5	17,1	19,5	16,1	17,9	16,4		
	-0,044+0,037	3,3	3,3	32,8	45,4	2,06	8,71	0,30	0,23	1,08	0,39	4,33	3,08	3,12	3,10	4,57	3,73	4,21	4,70	3,84	21,9	4,30		
	-0,037	1,3	1,3	29,9	41,0	1,72	18,2	0,24	0,46	1,88	0,46	2,53	1,12	1,13	1,03	3,64	1,19	3,36	3,26	1,81	28,8	2,26		
	Total calc.	100,0	100,0	35,0	47,8	2,18	6,56	0,26	0,18	0,76	0,33	3,44	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	16,7	100,0		
	Total dos.																							
E N T R A D A C A L C	AN3 CALCULADO		CONC 90,6		REJ 9,4		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						gangua	
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	11,6	11,6	36,1	49,6	1,53	4,89	...	...	0,48	0,26	3,55	11,6	11,7	13,7	11,4	...	...	4,75	10,9	14,0	11,5		
	-0,210+0,150	27,8	27,8	36,7	50,2	1,06	4,29	...	...	0,44	0,31	2,93	28,3	28,5	22,8	24,0	...	...	10,4	30,9	12,7	25,0		
	-0,150+0,074	43,4	43,4	36,9	50,3	1,02	4,41	...	...	0,51	0,26	2,92	44,4	44,6	34,4	38,4	...	...	18,9	40,0	12,2	37,5		
	-0,074+0,044	14,8	14,8	33,6	44,1	2,11	6,92	0,34	0,77	4,48	0,29	3,37	13,7	13,3	24,1	20,5	...	...	56,1	15,1	20,0	20,9		
	-0,044+0,037	1,7	1,7	30,5	40,9	2,80	9,8	0,41	0,83	4,52	0,35	4,01	1,40	1,39	3,60	3,28	...	...	6,38	2,09	27,5	3,23		
	-0,037	0,7	0,7	27,2	36,5	2,55	15,8	0,47	1,01	5,40	0,40	2,91	0,56	0,55	1,47	2,36	...	...	3,41	1,07	35,1	1,85		
	Total calc.	100,0	100,0	36,1	49,0	1,29	4,98	...	...	1,18	0,28	3,08	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	14,1	100,0		
	Total dos.																							

De acordo com a tabela V.42, a distribuição de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no concentrado ocorre em maior proporção nas frações -0210+0,150 mm e -0,150+0,074 mm, com teores acima de 37,4%. No caso do rejeito, notam-se valores bastante elevados de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, mostrando, assim, uma perda significativa de apatita nesse produto. A faixa granulométrica -

0,210+0,074 mm é a em que mais se concentra apatita, ou seja, perde-se no rejeito uma apatita relativamente grossa, tabela V.42 (alimentação dosada).

Os valores de recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e principais óxidos, em função do tamanho de partículas, no concentrado, são apresentados na tabela V.43 e figura 5.25. Como discutido anteriormente, o valor de recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> concentrou-se na faixa entre -0,210+0,044 mm, atingindo valor máximo de 95,0% e um valor total no concentrado igual a 91,0% em massa ou 93,0%, em termos de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Os elementos Si, Al e Mg tiveram as máximas recuperações nas faixas granulométricas mais finas; já, os elementos Fe e Ba tiveram máxima recuperação no concentrado na faixa de tamanho - 0,210+0,044 mm, faixa essa em que ocorreu a máxima recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Isso mostra que esses últimos elementos podem estar associados à microestrutura da apatita, enquanto os elementos Si, Al e Mg poderão estar associados a algum tipo de minerais de ganga.

Tabela V.43 – Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra apatitito (APAT).

Recuperação por fração (%)										
diâmetro (mm)	Massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	ganga
+0,210	84	87	87	40	66	...	...	45	77	67
-0,210+0,150	92	94	93	52	75	...	...	63	88	79
-0,150+0,074	93	95	94	49	74	...	...	61	86	78
-0,074+0,044	90	92	92	69	74	84	91	93	81	80
-0,044+0,037	77	82	81	59	54	68	83	85	64	66
-0,037	78	84	83	73	51	85	80	84	69	67
Total	91	93	93	54	72	...	...	81	84	77

A partir desses dados foi possível estabelecer os índices de eficiência, separação e seletividade, para o mineral apatita dessa amostra. Nota-se que os índices de eficiência foram extremamente baixos para essa amostra, com valor de seletividade (total) igual a 17,0% e separação (total) igual a 16,0%, como mostram a tabela V.44 e a figura 5.24. Isso está em concordância com o valor relativamente baixo de recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no

ensaio de flotação em bancada, como mostra a tabela V.34, quando o valor de recuperação de  $P_2O_5$  total foi igual a 64,2%.

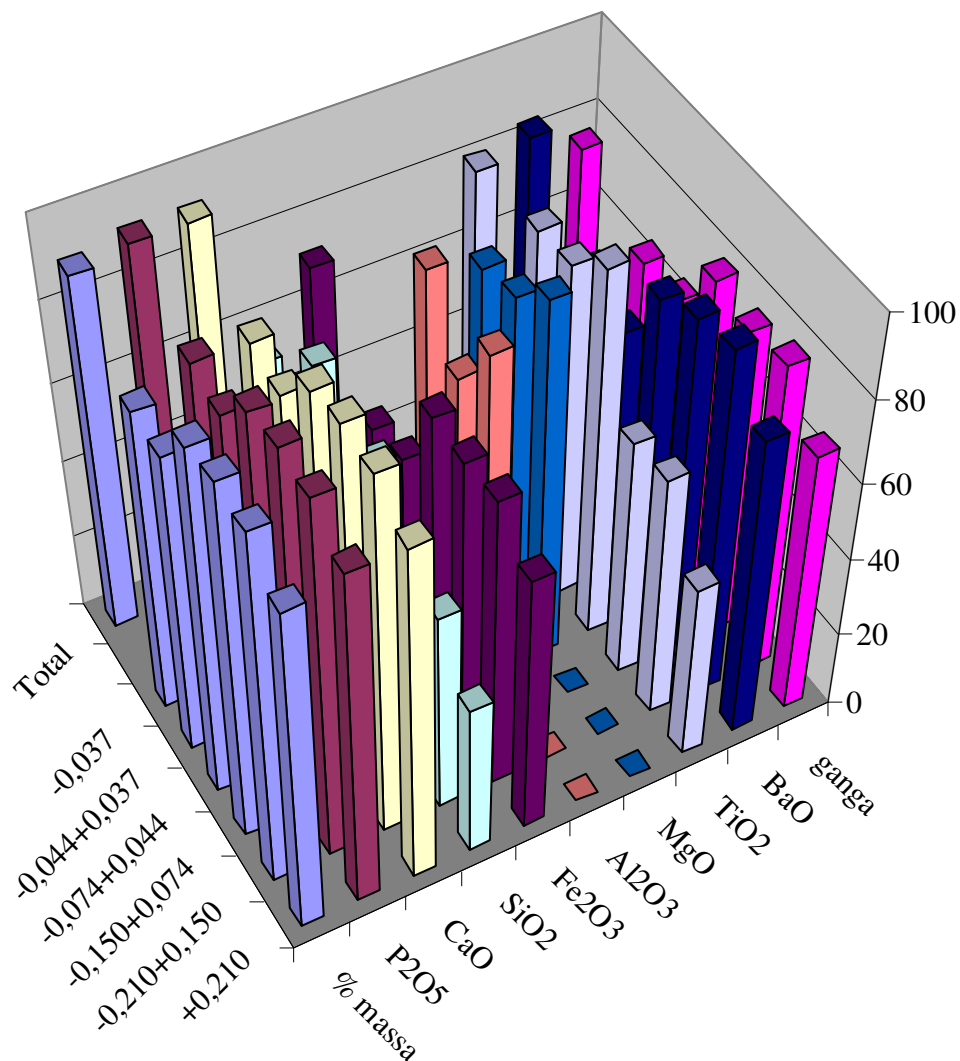


Figura 5.23 – Recuperação em massa,  $P_2O_5$  e demais óxidos por frações granulométricas do concentrado apatítico da amostra apatitito (APAT).

Essa baixa seletividade pode estar relacionada às características apresentadas pelas apatitas, como: elevado o grau de impregnação por óxi-hidróxido de ferro (figuras 5.23 e 5.24); presença de inclusões, bem como a presença de apatita secundária, (fotomicrografia 5.4, 5.5, 5.6, 5.7 e 5.8). Essa última, apesar de possuir flotabilidade na

presença de ácidos graxos, apresenta tempo de resposta longo, ou seja, sua cinética é mais lenta, comparada à apatita primária.

Tabela V.44 – Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra apatitito (APAT).

Índice de Eficiência		
Diâmetro (mm)	Separação (%)	Seletividade (%)
+0,210	20,0	23,0
-0,210+0,150	14,0	15,0
-0,150+0,074	17,0	18,0
-0,074+0,044	12,0	13,0
-0,044+0,037	15,0	19,0
-0,037	18,0	21,0
Total	16,0	17,0

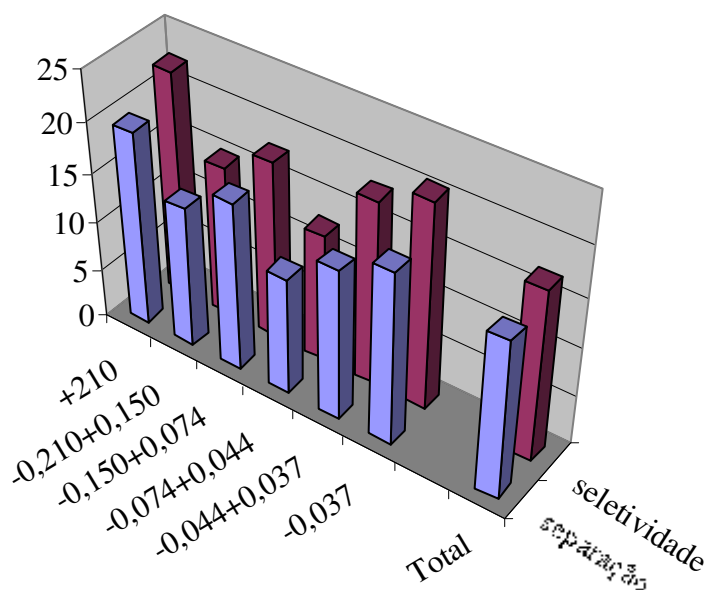


Figura 5.24 – Gráfico dos índices de eficiência para amostra apatitito (APAT).



#### 5.4.8.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).

Para a amostra foscorito intemperizado (FIT), as análises granulométricas e químicas por faixa, assim como os ajustes de balanço de massas de ensaios de flotação em bancada, são apresentados na tabela V.45. Nessa tabela, observa-se que os teores de  $P_2O_5$  entre a alimentação dosada e alimentação calculada foram bastante semelhantes, com pequeno desvio em algumas frações granulométricas; também, verifica-se que os valores de partição adotados entre concentrado e rejeito da flotação aproximam-se dos valores de recuperação em massa obtidos nos ensaios de flotação em bancada, tabela V.37.

Através da tabela V.45, verifica-se que os teores de  $P_2O_5$  por frações granulométricas, na alimentação da flotação (AN3, dosado e calculado), são relativamente elevados, com maiores valores para as frações granulométricas entre 0,210 mm e 0,044 mm. Nessas frações, o teor de  $P_2O_5$  aproxima-se de 36,0%, com uma distribuição igual a 71,4%. No produto concentrado, por sua vez, o teor de  $P_2O_5$  atingiu valores elevados, na ordem de 39,0% para as frações entre +0,210 mm e +0,074 mm. Nas frações mais finas, abaixo de 0,044 mm, nota-se a presença de impurezas e, como conseqüência, o teor de  $P_2O_5$  ficou abaixo de 34,0%. Para o rejeito, os teores de  $P_2O_5$  variaram entre 12,3% a 5,8%, sendo que o teor 12,3% de  $P_2O_5$  foi para a fração +0,210 mm e o teor de 5,8% de  $P_2O_5$  ocorreu na fração -0,037 mm.

Com relação à recuperação de  $P_2O_5$  por faixa granulométrica, no concentrado, (tabela V.46) nota-se que, em termos de recuperação em massa, os maiores valores ocorreram para as frações -0,210+0,150 mm e -0,150+0,074 mm, com valores, respectivamente, 88,0% e 90,0%. Conseqüentemente, os maiores valores de recuperação de  $P_2O_5$  também ocorreram para as frações -0,210+0,074 mm, como ilustra a figura 5.25.

No caso das impurezas presentes no concentrado, observa-se que seus valores de distribuição ou recuperação ocorreram com maior freqüência na faixa granulométrica

-0,150+0,074 mm, com exceção para o óxido de BaO (BaO), quando verifica-se uma recuperação de 55,0% na fração -0,210+0,150 mm (tabela V.46 e figura 5.25).

Tabela V.45 - Análises granulométricas de balanço de massas de ensaio de flotação – amostra foscorito intemperizado (FIT).

Foscorito Intemperizado (FIT)																						
S A I D A	Concentrado																ganga					
	Fração	% em massa	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						teor	distrib		
	mm	ensaio	Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO		
	+0,210	6,6	5,6	38,9	51,1	0,42	3,18	<0,10	<0,10	0,11	0,22	1,72	6,6	6,7	10,7	5,25	...	...	3,62	5,25	7,38	5,69
	-0,210+0,150	28,4	24,2	39,4	51,3	0,18	2,54	<0,10	<0,10	0,11	0,25	1,41	29,1	29,1	19,9	18,2	...	...	15,7	25,9	6,19	20,7
	-0,150+0,074	47,6	40,5	38,7	50,7	0,25	3,56	0,21	<0,10	0,17	0,26	1,33	48,0	48,2	46,3	42,7	...	...	40,7	45,1	7,86	44,0
	-0,074+0,044	13,6	11,5	37,0	47,6	0,29	6,11	0,40	<0,10	0,37	0,34	2,05	13,1	12,9	15,3	20,9	...	...	25,2	16,8	11,9	19,0
	-0,044+0,037	2,1	1,8	34,0	44,2	0,53	10,2	0,58	0,16	0,62	0,46	2,65	1,83	1,82	4,26	5,31	...	...	6,44	3,46	19,0	4,63
	-0,037	1,8	1,5	29,9	38,8	0,52	17,2	0,67	0,41	0,94	0,55	2,76	1,38	1,37	3,58	7,67	...	...	8,36	3,55	28,8	6,00
	Total calc.	100,0	85,0	38,4	50,1	0,26	3,97	...	...	0,20	0,27	1,53	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	8,5	100,0
	Total dos.																					
S A I D A	Rejeito																ganga					
	Fração	% em massa	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						teor	distrib		
	mm	ensaio	Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO		
	+0,210	23,0	3,4	12,3	14,6	6,13	48,2	2,06	0,29	1,88	1,23	8,48	30,8	34,1	23,4	21,0	19,1	12,5	18,0	19,1	70,7	20,8
	-0,210+0,150	21,6	3,2	8,08	8,23	6,64	55,2	2,58	0,39	2,44	1,51	8,83	19,0	18,1	23,8	22,6	22,5	15,8	22,0	22,0	80,8	22,3
	-0,150+0,074	29,1	4,4	8,50	8,59	7,03	52,2	2,76	0,45	2,51	1,57	8,60	26,9	25,4	34,0	28,8	32,4	24,6	30,5	30,8	79,8	29,7
	-0,074+0,044	16,1	2,4	8,89	9,09	5,36	51,4	2,68	0,65	2,65	1,62	8,33	15,6	14,9	14,3	15,7	17,4	19,6	17,8	17,6	78,8	16,3
	-0,044+0,037	4,2	0,6	8,57	8,71	3,88	53,3	2,71	0,88	2,71	1,66	7,83	3,96	3,76	2,74	4,30	4,64	7,01	4,80	4,76	79,6	4,33
	-0,037	5,9	0,9	5,80	6,23	1,67	66,2	1,70	1,84	2,79	1,42	4,61	3,74	3,75	1,65	7,45	4,06	20,47	6,90	5,68	86,2	6,54
	Total calc.	100,0	15,0	9,19	9,84	6,02	52,7	2,48	0,53	2,40	1,48	8,31	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	78,1	100,0
	Total dos.																					
E N T R A D A	AN3 (Dosado)																ganga					
	Fração	% em massa	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						teor	distrib		
	mm	ensaio	Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO		
	+0,210	9,9	9,9	29,8	39,0	2,17	18,4	0,79	<0,10	0,65	0,56	4,34	8,6	8,7	18,3	15,2	15,2	...	12,0	12,9	29,0	15,3
	-0,210+0,150	26,7	26,7	35,4	46,2	1,07	9,38	0,48	<0,10	0,40	0,38	2,54	27,7	27,8	24,4	21,0	25,1	...	20,0	23,8	15,7	22,4
	-0,150+0,074	41,6	41,6	35,9	46,4	0,95	9,73	0,39	<0,10	0,45	0,36	2,35	43,7	43,5	33,8	33,9	31,7	...	35,0	35,1	14,5	32,3
	-0,074+0,044	15,6	15,6	32,9	42,8	1,32	12,9	0,57	0,11	0,66	0,50	2,87	15,0	15,0	17,6	16,8	17,4	...	19,2	18,3	21,7	18,0
	-0,044+0,037	3,1	3,1	29,8	38,4	1,15	18,4	0,83	0,26	0,95	0,66	4,56	2,74	2,72	3,08	4,83	5,09	...	5,57	4,85	29,0	4,87
	-0,037	3,1	3,1	24,2	30,9	1,06	31,6	0,9	0,88	1,41	0,69	2,81	2,21	2,18	2,83	8,26	5,50	...	8,23	5,05	42,4	7,07
	Total calc.	100,0	100,0	34,1	44,3	1,17	11,9	0,51	...	0,53	0,43	2,76	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	...	100,0	100,0	18,7	100,0
	Total dos.																					
E N T R A D A  C A L C	AN3 CALCULADO		CONC 85		REJ 15																ganga	
	Fração	% em massa	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						teor	distrib		
	mm	ensaio	Alim	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO		
	+0,210	9,0	9,0	28,7	37,1	2,60	20,4	...	...	0,79	0,61	4,30	7,6	7,6	20,9	16,3	...	...	13,4	12,0	31,6	15,0
	-0,210+0,150	27,4	27,4	35,7	46,2	0,94	8,77	...	...	0,39	0,40	2,29	28,7	28,7	23,1	21,3	...	...	20,0	24,0	15,0	21,7
	-0,150+0,074	44,8	44,8	35,8	46,6	0,91	8,30	0,46	...	0,40	0,39	2,04	47,1	47,4	36,4	33,0	...	...	33,7	38,1	14,9	35,2
	-0,074+0,044	13,9	13,9	32,1	40,9	1,17	14,0	0,80	...	0,77	0,56	3,14	13,2	12,9	14,5	17,3	...	...	20,2	17,2	23,5	17,3
	-0,044+0,037	2,4	2,4	27,2	34,8	1,42	21,7	1,15	0,35	1,18	0,78	4,03	1,91	1,89	3,03	4,60	...	...	5,32	4,09	35,2	4,44
	-0,037	2,4	2,4	20,9	26,7	0,95	35,4	1,05	0,94	1,63	0,87	3,45	1,47	1,45	2,02	7,52	...	...	7,37	4,59	50,1	6,34
	Total calc.	100,0	100,0	34,0	44,1	1,12	11,3	...	...	0,53	0,46	2,55	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	18,9	100,0
	Total dos.																					

Tabela V.46 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra foscorito intemperizado (FIT).

Recuperação por fração (%)										
diametro (mm)	Massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	ganga
+210	62	84	85	10	10	...	...	9	22	14
-0,210+0,150	88	97	98	17	26	...	...	25	55	36
-0,150+0,074	90	98	98	25	39	41	...	39	61	48
-0,074+0,044	83	95	96	21	36	42	...	40	50	42
-0,044+0,037	73	92	93	27	35	37	33	39	43	40
-0,037	63	90	91	35	31	40	27	36	40	36
Total	85	96	97	19	30	...	...	32	51	38

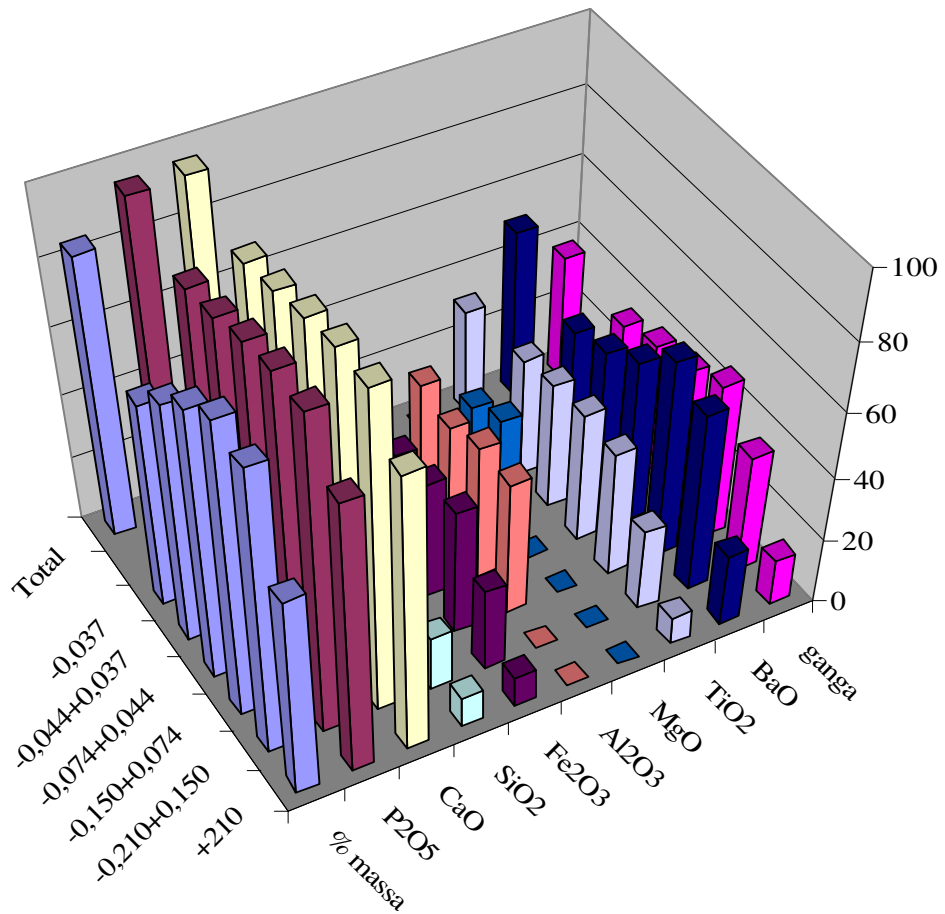


Figura 5.25 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e demais óxidos por fração granulométricas do concentrado apatítico da amostra foscorito intemperizado (FIT).

Com relação aos índices de eficiência, separação e seletividade, seus valores situaram-se na faixa de 51,0 a 83,0% (seletividade) e, praticamente, decresceram em função da redução na fração granulométrica da amostra, como mostram a tabela V.47 e a figura 5.26.

Tabela V.47 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra foscorito intemperizado (FIT).

Índice de Eficiência		
Diâmetro (mm)	Separação (%)	Seletividade (%)
+0,210	69,0	83,0
-0,210+0,150	61,0	63,0
-0,150+0,074	50,0	51,0
-0,074+0,044	53,0	56,0
-0,044+0,037	52,0	57,0
-0,037	54,0	60,0
Total	58,0	60,0

Esses valores, relativamente elevados, nos índices de eficiência estão relacionados às características das apatitas, as quais, através dos estudos de microscopia óptica, mostraram ser apatita primária límpida, como mostram as fotomicrografias 5.35 e 5.36.

Através dos estudos de microscopia eletrônica de varredura, observa-se que a grande maioria das partículas encontra-se liberada, com algumas partículas mistas de quartzo. O grau de impregnação por oxi-hidróxidos de ferro é relativamente pequeno, sendo um pouco mais intenso nas frações mais finas (fotomicrografias 5.35 e 5.36). Esse aumento no grau de impregnação explica a redução dos índices de eficiência para essas frações, tabela V.47.

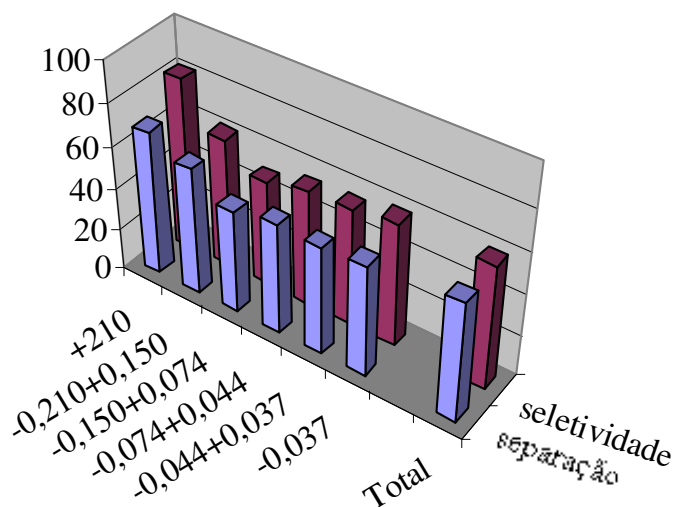


Figura 5.26 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra foscorito intemperizado (FIT).

#### 5.4.8.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).

A tabela V.48 apresenta os resultados de análises granuloquímicas e ajuste de balanço de massas dos ensaios de flotação em bancada para a amostra foscorito silicificado. Nota-se que as frações granulométricas  $-0,210+0,150$  mm e  $-0,150+0,074$  mm, do produto concentrado, apresentaram os maiores teores de  $P_2O_5$ , bem como, a distribuição em massa. Conseqüentemente, os valores de distribuição de  $P_2O_5$  e outros elementos foram maiores para essas faixas granulométricas.

Para o rejeito, observa-se que as frações entre  $-0,210$  mm e  $+0,037$  mm apresentaram teores de  $P_2O_5$  próximos a 7,0%. Já, os teores de impurezas tiveram comportamentos distintos; para  $SiO_2$ , seu teor reduziu da ordem de 32,6% para 20,2%, com a redução da fração granulométrica; por sua vez, os teores dos óxidos,  $Fe_2O_3$ ,  $Al_2O_3$ ,  $TiO_2$  e  $BaO$ , aumentaram para as frações mais finas.

Comparando os teores dos elementos químicos no produto AN3, entre o valor dosado e o valor calculado, nota-se que os teores calculados, tanto de  $P_2O_5$ , quanto de impurezas, foram superiores aos valores dosados. Esse fato deveu-se ao procedimento de composição das amostras de concentrados e rejeitos, os quais envolveram os produtos obtidos nos ensaios de caracterização padrão, contendo diferentes graus de pureza, conforme apresentado na tabela V.36.

Analisando a recuperação por fração granulométrica para o  $P_2O_5$ , no concentrado, (figura 5.27 e tabela V.48) nota-se que os maiores valores de recuperação ocorreram para a faixa granulométrica entre -0,210 e 0,044 mm, atingindo valores na ordem de 97,0%; para as impurezas (figura 5.27) verifica-se que os valores de máximos na recuperação versus tamanho de partículas ocorreram para as frações mais finas, principalmente na fração -0,074+0,044 mm, exceção do teor de  $SiO_2$ . Esse, por sua vez, apresentou uma máxima recuperação na fração -0,210+0,150 mm.

Essa amostra apresentou também, bons índices de eficiência, como mostram a tabela V.50 e a figura 5.28. Esses bons índices de eficiência, separação e seletividade, deveram-se às características de suas apatitas, as quais, como mostraram os estudos de microscopia, apresentaram-se bastante limpas e liberadas, sem grande quantidade de inclusões, como mostrou a fotomicrografia 5.37 e 5.38. Além disso, apesar da existência de alguns grãos de apatita impregnados por oxi-hidróxidos de ferro, como mostra a figura 5.27, o grau de impregnação é relativamente inferior aos valores apresentados por outras amostras, tabela V.33.

Tabela V.48 - Análises granulométricas e de balanço de massas de ensaio de flotação – amostra foscorito silicificado (FST).

Foscorito Silicificado (FST)																										
S A Í D A	<b>Concentrado</b>		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)								ganga					
	Fração	% em massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrb					
	mm	ensaio Alim																								
	+0,210	5,7 4,6	37,0	49,3	2,28	2,98	<0,10	<0,10	0,61	0,40	2,03	5,7	5,8	11,2	4,62	...	...	3,06	5,83	11,9	6,0					
	-0,210+0,150	21,2 16,8	37,3	49,3	1,32	2,64	<0,10	<0,10	0,71	0,35	1,65	21,6	21,6	23,9	15,1	...	...	13,12	18,8	10,0	18,5					
	-0,150+0,074	50,2 39,8	37,9	49,9	0,92	3,07	<0,10	<0,10	0,93	0,34	1,33	51,2	51,2	39,4	41,6	...	...	40,7	43,3	9,76	42,7					
	-0,074+0,044	18,6 14,7	35,9	47,0	1,23	5,20	0,17	0,13	1,84	0,51	1,73	18,0	17,9	19,5	26,1	...	...	29,8	24,1	14,5	23,5					
	-0,044+0,037	2,0 1,6	33,3	43,6	1,65	7,57	0,23	0,21	2,79	0,63	2,6	1,79	1,79	2,82	4,09	...	...	4,87	3,20	20,7	3,61					
	-0,037	2,2 1,8	29,5	38,3	1,73	14,1	0,28	0,43	4,36	0,85	1,89	1,77	1,74	3,28	8,48	...	...	8,46	4,80	29,8	5,77					
	Total calc.	100,0 79,2	37,18	48,92	1,17	3,71	...	...	1,15	0,39	1,55	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	11,5	100,0					
Total dos.																										
E N T R A D A	<b>Rejeito</b>		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)								ganga					
	Fração	% em massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrb					
	mm	ensaio Alim																								
	+0,210	17,3 3,6	8,58	11,2	35,9	25,0	0,69	0,54	3,48	0,82	3,97	20,1	20,8	21,5	13,8	13,5	12,8	14,2	14,9	79,6	16,7					
	-0,210+0,150	19,8 4,1	7,02	8,83	32,6	30,2	0,79	0,61	9,90	0,91	3,97	18,8	18,8	22,3	19,0	17,7	16,5	18,9	18,9	83,3	20,0					
	-0,150+0,074	31,9 6,6	7,34	9,20	30,7	30,3	0,99	0,66	10,2	0,93	3,83	31,6	31,5	33,9	30,7	35,7	28,7	31,4	31,2	82,5	32,0					
	-0,074+0,044	18,4 3,8	7,59	9,28	26,0	31,9	1,03	0,83	11,4	1,01	4,18	18,6	18,3	16,5	18,6	21,4	20,8	20,3	19,5	82,1	18,3					
	-0,044+0,037	5,1 1,1	7,35	8,94	20,2	35,6	1,00	0,97	12,3	1,14	4,07	5,08	4,91	3,57	5,79	5,78	6,77	6,08	6,13	82,5	5,12					
	-0,037	5,79 1,6	5,79	6,98	8,47	30,7	0,71	1,41	12,6	1,18	2,61	5,78	5,62	2,20	12,08	6,01	14,43	9,12	9,30	86,4	7,86					
	Total calc.	100,0 20,8	7,40	9,31	28,91	31,5	0,89	0,73	10,35	0,95	3,87	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	82,4	100,0					
Total dos.																										
E N T R A D A	<b>AN3 (Dosado)</b>		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)								ganga					
	Fração	% em massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrb					
	mm	ensaio Alim																								
	+0,210	10,2 10,2	20,1	26,7	21,6	17,2	0,51	0,24	5,09	0,68	3,93	8,0	8,1	19,0	11,4	14,2	8,1	10,8	10,9	52,1	13,8					
	-0,210+0,150	19,8 19,8	26,3	34,8	12,7	13,7	0,40	0,22	4,18	0,58	5,81	20,3	20,5	21,6	17,5	21,6	14,3	17,2	18,0	37,4	19,2					
	-0,150+0,074	42,9 42,9	28,7	37,5	10,1	12,4	0,29	0,21	4,00	0,57	6,90	47,8	47,7	37,2	34,3	33,8	29,6	35,5	38,2	31,7	35,2					
	-0,074+0,044	16,6 16,6	25,7	33,4	10,5	15,7	0,35	0,36	5,50	0,66	4,34	16,5	16,4	14,9	16,8	15,8	19,6	18,9	17,1	38,8	16,7					
	-0,044+0,037	5,0 5,0	21,5	27,9	10,5	21,4	0,51	0,59	7,35	0,88	4,09	4,14	4,10	4,47	6,85	6,88	9,61	7,54	6,81	48,8	6,27					
	-0,037	5,5 5,5	15,6	20,1	5,92	37,3	0,52	1,05	8,97	1,07	2,33	3,31	3,26	2,78	13,16	7,73	18,84	10,15	9,13	62,9	8,90					
	Total calc.	100,0 100,0	25,8	33,8	11,7	15,5	0,37	0,30	4,83	0,64	5,57	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	38,6	100,0					
E N T R A D A	<b>AN3 CALCULADO</b>		CONC 79		REJ 20,8		Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)								ganga	
	Fração	% em massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrb					
	mm	ensaio Alim																								
	+0,210	8,2 8,2	24,5	32,5	17,1	12,7	...	...	4,08	0,59	2,89	6,4	6,5	20,1	10,9	...	...	10,87	9,4	41,8	13,0					
	-0,210+0,150	20,9 20,9	31,7	41,7	7,5	8,1	...	...	2,52	0,46	2,11	21,4	21,5	22,5	17,8	...	...	17,2	18,9	24,4	19,5					
	-0,150+0,074	46,4 46,4	33,5	44,1	5,2	7,0	...	...	2,26	0,42	1,69	50,2	50,3	34,6	34,1	...	...	34,2	38,6	20,2	35,7					
	-0,074+0,044	18,6 18,6	30,0	39,2	6,3	10,7	0,35	0,27	3,81	0,61	2,24	18,0	17,9	16,9	21,0	...	...	23,1	22,3	28,5	20,1					
	-0,044+0,037	2,7 2,7	22,9	29,7	9,1	18,8	0,54	0,52	6,61	0,83	3,19	1,96	1,93	3,47	5,26	...	...	5,72	4,34	45,5	4,60					
	-0,037	3,3 3,3	18,3	23,6	4,89	31,3	0,48	0,89	8,23	1,00	2,23	1,97	1,93	2,34	10,96	...	...	8,93	6,55	56,3	7,14					
	Total calc.	100,0 100,0	31,0	40,7	6,9	9,5	...	...	3,06	0,51	2,03	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	26,2	100,0					

Tabela V.49 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra foscorito silicificado (FST).

Recuperação por fração(%)										
diametro (mm)	Massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	ganga
+210	56	85	85	7	13	...	...	8	38	16
-0,210+0,150	80	96	96	14	26	...	...	23	61	33
-0,150+0,074	86	97	97	15	38	...	...	35	69	41
-0,074+0,044	79	95	95	15	39	39	38	38	66	41
-0,044+0,037	60	87	88	11	24	26	24	25	45	27
-0,037	53	85	86	19	24	31	26	28	45	28
Total	79	95	95	13	31	...	...	30	61	35

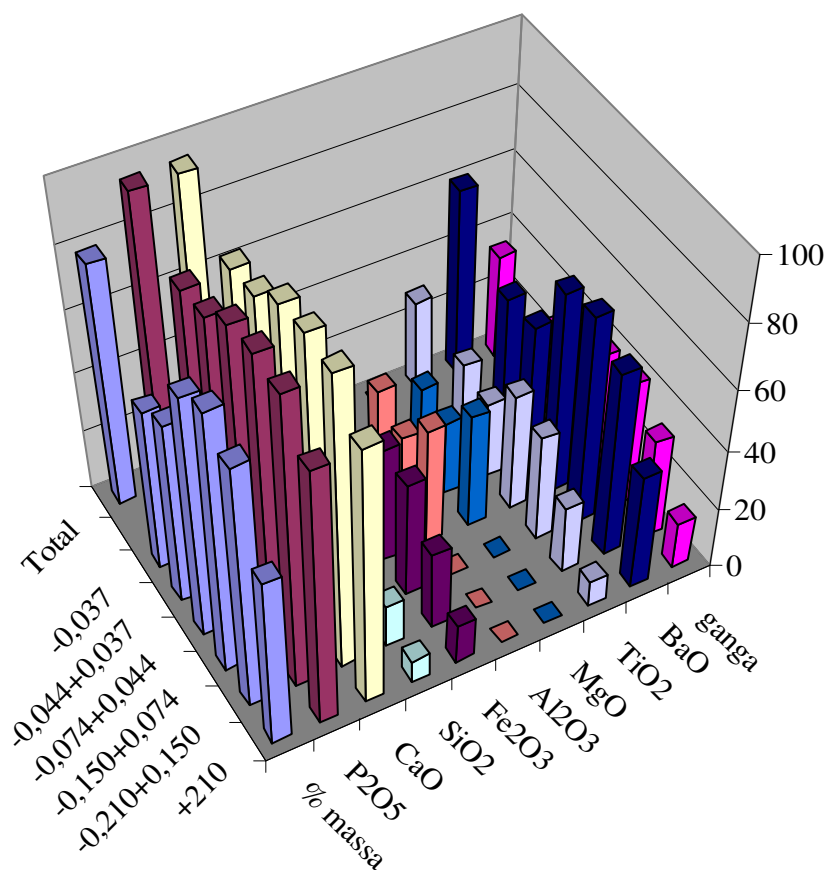


Figura 5.27 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e demais óxidos por frações granulométricas do concentrado apatítico da amostra foscorito silicificado (FST).



Tabela V.50 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra foscorito silicificado (FST).

Índice de Eficiência		
Diâmetro (mm)	Separação (%)	Seletividade (%)
+0,210	69,0	81,0
-0,210+0,150	63,0	66,0
-0,150+0,074	55,0	57,0
-0,074+0,044	54,0	57,0
-0,044+0,037	60,0	69,0
-0,037	57,0	67,0
Total	60,0	64,0

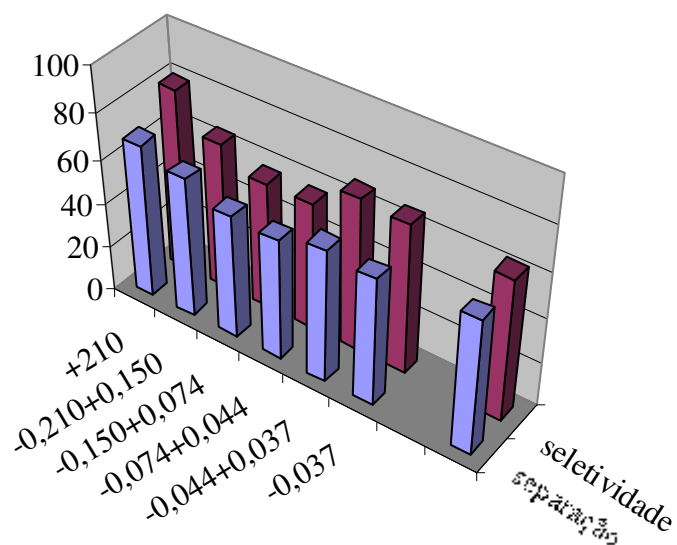


Figura 5.28 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra foscorito silicificado (FST).

#### 5.4.8.4 – Amostra Piroxenito (PT).

Os resultados de análises granuloquímicas do produto concentrado mostram que a distribuição de  $P_2O_5$ , para o produto concentrado, também, foi mais intensa nas frações  $-0,210+0,150$  mm e  $-0,150+0,074$  mm. Essa mesma distribuição aconteceu para os elementos constituintes das impurezas, como  $SiO_2$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $TiO_2$  e  $BaO$ , como mostra a tabela V.51. Em termos de teor de  $P_2O_5$ , verifica-se que houve um decréscimo no teor desse elemento nas frações mais finas, atingindo valor de 30,8% de  $P_2O_5$ .

No caso do rejeito, os resultados das análises granuloquímicas, também, mostraram maior distribuição de  $P_2O_5$  nas mesmas faixas de tamanhos, entre  $-0,210+0,074$  mm; por sua vez, as impurezas também tiveram o mesmo perfil de distribuição. O teor de  $P_2O_5$  no rejeito foi relativamente baixo, ficando em 5,4%.

A figura 5.29 e a tabela V.52 mostram os valores de recuperação, em massa e metalúrgica, no concentrado, para a amostra piroxenito. Observa-se que os valores de recuperação em massa concentraram-se para as faixas granulométricas menores que 0,210 mm. Em relação à recuperação metalúrgica, nota-se que os valores de recuperação de  $P_2O_5$  ficaram próximos a 40,0%, para os tamanhos inferiores a 0,210 mm; já, os valores de recuperação para os óxidos, provenientes das impurezas, foram pequenos ou insignificantes, exceção para o óxido de bário ( $BaO$ ) e óxido de cálcio ( $CaO$ ) que atingiram, respectivamente, 9,0% e 24,0%.

A partir dos resultados de análise granuloquímica do concentrado e do rejeito os valores dos índices de eficiência, separação e seletividade foram calculados para o processo de flotação. A figura 5.30 e a tabela V.53 apresentam esses valores, onde se verifica que o índice de eficiência, separação, foi relativamente baixo, comparado ao índice seletividade. Esse baixo valor no índice separação deveu-se ao baixo desempenho dessa amostra durante o processo de flotação (figura 5.30). E, por sua vez, esse baixo desempenho pode ter sido ocasionado pela presença dos minerais carbonatados,

Tabela V.51 - Análises granulométricas e ajuste balanço de massas de ensaio de flotação – amostra piroxenito (PT).

Piroxenito (PT)																								
S A I D A	Concentrado																							
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						ganga					
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	4,5	0,4	38,2	52,8	1,14	1,00	<0,10	0,25	0,49	0,20	1,75	4,9	4,6	2,4	2,94	...	1,35	1,98	3,91	9,05	2,47		
	-0,210+0,150	26,5	2,6	36,4	52,5	1,64	1,23	<0,10	0,61	0,95	0,22	2,03	27,5	26,9	20,5	21,4	...	19,5	22,71	25,5	13,3	21,5		
	-0,150+0,074	46,0	4,6	35,3	51,9	2,07	1,52	0,12	0,83	1,13	0,22	3,20	46,2	46,2	45,0	45,8	...	46,0	46,9	44,2	16,0	44,7		
	-0,074+0,044	17,8	1,8	32,9	50,4	2,73	1,78	<0,10	1,11	1,25	0,26	4,98	16,7	17,3	22,9	20,8	...	23,8	20,1	20,2	21,7	23,5		
	-0,044+0,037	3,7	0,4	32,1	50,0	3,42	2,24	0,17	1,41	1,53	0,25	5,92	3,41	3,60	6,03	5,48	...	6,33	5,14	4,07	23,6	5,35		
	-0,037	1,5	0,2	30,8	48,2	4,22	3,59	<0,10	1,68	2,34	0,32	5,13	1,35	1,43	3,06	3,61	...	3,11	3,24	2,15	26,7	2,49		
	Total calc.	100,0	10,0	35,11	51,70	2,12	1,52	...	0,83	1,11	0,23	3,27	100,0	100,0	100,0	100,0	...	100,0	100,0	100,0	16,4	100,0		
Total dos.																								
E N T R A D A	Rejeito																							
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						ganga					
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	15,5	13,9	4,17	14,9	38,4	7,14	5,04	16,1	3,58	0,16	10,5	11,9	12,4	16,8	12,9	30,7	19,9	7,39	10,2	90,1	16,0		
	-0,210+0,150	26,1	23,5	6,19	20,5	36,2	7,04	2,6	12,4	6,05	0,16	7,58	29,8	28,9	26,8	21,4	26,7	25,9	21,1	17,1	85,3	25,6		
	-0,150+0,074	36,7	33,0	5,56	19,4	35,3	8,35	2,11	12,0	8,15	0,32	6,85	37,7	38,4	36,7	35,7	30,5	35,2	39,8	48,1	86,8	36,6		
	-0,074+0,044	16,2	14,6	5,09	17,5	33,6	10,6	1,54	11,4	10,3	0,26	6,74	15,2	15,3	15,4	20,0	9,81	14,7	22,2	17,2	87,9	16,3		
	-0,044+0,037	4,1	3,7	5,38	17,2	29,7	13,2	1,15	10,2	12,0	0,31	6,64	4,04	3,77	3,42	6,25	1,84	3,31	6,50	5,16	87,2	4,07		
	-0,037	1,4	1,3	5,06	15,8	22,0	22,9	0,63	7,74	15,9	0,37	3,34	1,34	1,22	0,89	3,81	0,35	0,88	3,03	2,17	88,0	1,44		
	Total calc.	100,0	90,0	5,42	18,5	35,3	8,59	2,54	12,5	7,51	0,24	7,53	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	87,1	100,0			
Total dos.																								
E N T R A D A	AN3																							
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						ganga					
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	12,3	12,3	8,13	18,7	32,4	6,94	4,41	14,8	3,28	0,17	12,2	7,95	8,79	14,7	11,4	27,6	17,3	6,84	9,03	80,6	14,2		
	-0,210+0,150	26,6	26,6	14,1	28,5	26,8	6,86	1,78	9,68	5,06	0,29	6,49	29,8	28,9	26,3	24,4	24,1	24,4	22,8	33,3	66,4	25,2		
	-0,150+0,074	38,3	38,3	13,2	27,4	26,9	6,73	1,78	10,3	5,93	0,18	6,92	40,2	40,1	38,0	34,5	34,7	37,5	38,5	29,8	68,6	37,5		
	-0,074+0,044	16,8	16,8	12,4	25,9	25,7	8,63	1,26	9,9	7,61	0,29	7,13	16,6	16,6	15,9	19,4	10,79	15,8	21,7	21,1	70,5	16,9		
	-0,044+0,037	4,6	4,6	11,7	24,6	24,3	10,7	1,04	9,55	8,82	0,24	7,29	4,25	4,29	4,09	6,52	2,42	4,14	6,82	4,73	72,1	4,70		
	-0,037	1,5	1,5	10,3	22,5	18,1	19,8	0,52	6,71	13,4	0,33	3,55	1,20	1,26	0,98	3,87	0,39	0,93	3,32	2,08	75,5	1,57		
	Total calc.	100,0	100,0	12,6	26,2	27,1	7,48	1,96	10,5	5,90	0,23	7,46	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	70,1	100,0			
E N T R A D A C A L C	AN3 CALCULADO		CONC 10		REJ 90																			
	Fração mm	% em massa ensaio Alim	Teores (%)										Distribuição no ensaio (%)						ganga					
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib			
	+0,210	14,4	14,4	5,23	16,1	37,2	6,95	...	15,6	3,48	0,16	10,23	9,0	10,6	16,7	12,7	...	19,8	7,30	9,6	87,6	15,7		
	-0,210+0,150	26,2	26,2	9,2	23,7	32,7	6,45	...	11,21	5,53	0,17	7,02	28,9	28,4	26,7	21,4	...	25,9	21,1	17,9	78,0	25,5		
	-0,150+0,074	37,6	37,6	9,2	23,4	31,2	7,52	1,87	10,64	7,29	0,31	6,40	41,3	40,2	36,7	35,9	...	35,3	40,0	47,8	78,1	36,7		
	-0,074+0,044	16,3	16,3	8,1	21,1	30,2	9,64	...	10,28	9,32	0,26	6,55	15,8	15,8	15,4	20,0	...	14,8	22,2	17,5	80,7	16,5		
	-0,044+0,037	4,0	4,0	7,85	20,2	27,3	12,2	1,06	9,39	11,0	0,30	6,57	3,77	3,73	3,44	6,23	...	3,3	6,47	5,06	81,3	4,10		
	-0,037	1,4	1,4	7,80	19,3	20,1	20,8	...	7,09	14,5	0,36	3,53	1,34	1,27	0,90	3,81	...	0,90	3,03	2,17	81,4	1,47		
	Total calc.	100,0	100,0	8,4	21,9	32,0	7,88	...	11,34	6,87	0,24	7,10	100,0	100,0	100,0	100,0	...	100,0	100,0	100,0	80,0	100,0		

Tabela V.52 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra piroxenito (PT).

Recuperação por fração (%)										
diametro	Massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	ganga
+210	3	23	10	0	0	...	0	0	4	0
-0,210+0,150	10	40	22	1	2	...	1	2	13	2
-0,150+0,074	12	47	27	1	2	1	1	2	9	2
-0,074+0,044	11	44	26	1	2	...	1	1	11	3
-0,044+0,037	9	38	23	1	2	1	1	1	8	3
-0,037	11	42	27	2	2	...	3	2	9	3
Total	10	42	24	1	2	...	1	2	9	2

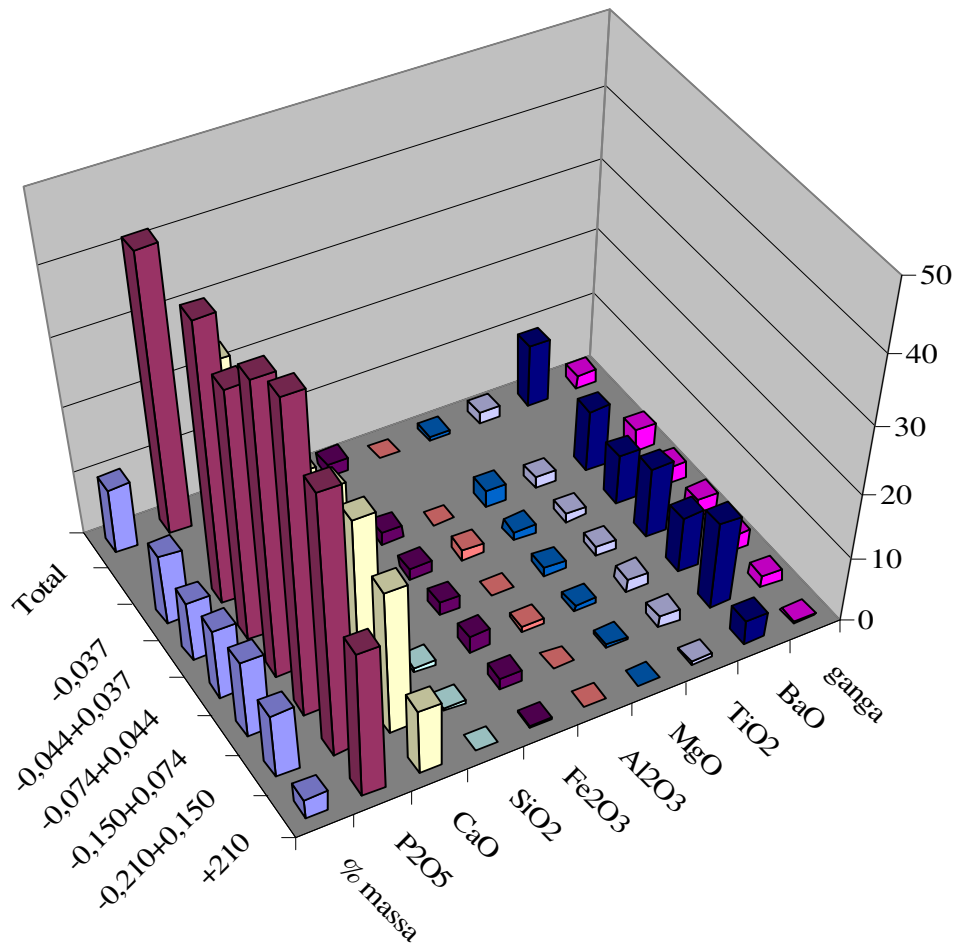


Figura 5.29 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e demais óxidos por fração granulométricas do concentrado apatítico da amostra piroxenito (PT).

cortando em vênulas os grãos de apatita (fotomicrografia 5.22). Os estudos de microscopia óptica mostraram que o percentual de minerais carbonatados pode variar de traços a 25,0% (item 5.1.5). Por sua vez, as avaliações através de difração de raios-X e separações minerais, além de estudos de microscopia eletrônica de varredura, mostraram que o teor de minerais carbonatados deve situar-se em torno de 5,0%, como mostrou a tabela V.28.

Tabela V.53 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra piroxenito (PT).

Índice de Eficiência		
Diâmetro (mm)	Separação (%)	Seletividade (%)
+0,210	22,0	99,0
-0,210+0,150	38,0	96,0
-0,150+0,074	44,0	95,0
-0,074+0,044	41,0	93,0
-0,044+0,037	35,0	93,0
-0,037	39,0	92,0
Total	40,0	95,0

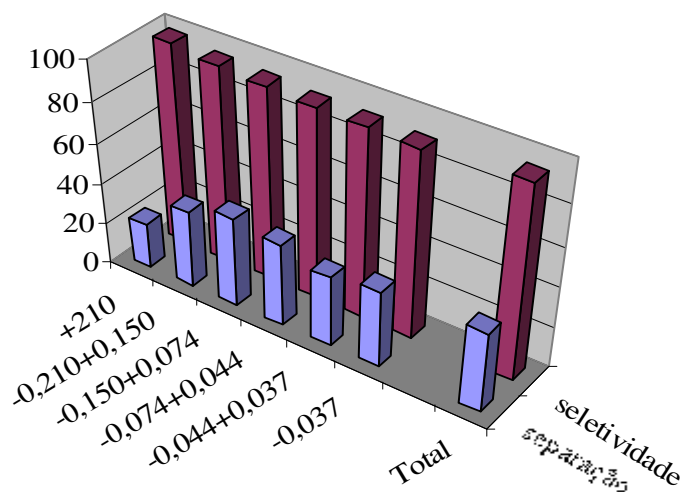


Figura 5.30 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra piroxenito (PT).

#### **5.4.8.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).**

A tabela V.54 apresenta os resultados de distribuição de  $P_2O_5$  e impurezas em função da fração granulométrica para os produtos alimentação (teores dosados e calculados), concentrados e rejeitos da flotação. De acordo com essa tabela, verifica-se que o teor de  $P_2O_5$  total na alimentação foi igual a 23,0%, com uma distribuição de  $P_2O_5$  concentrada nas frações granulométricas -0,210+0,150 mm e -0,150+0,074 mm, representando 63,2% de todo o  $P_2O_5$ . Também, observa-se que as impurezas distribuíram-se com maior frequência nessas mesmas faixas granulométricas.

Para o produto concentrado, nota-se que as distribuições em massa concentraram-se nas frações granulométricas -0,210+0,150 mm, -0,150+0,074 mm e -0,074+0,044 mm, perfazendo um total de 86,9% da amostra. Já, em termos metalúrgicos, verifica-se que a distribuição de  $P_2O_5$  também concentrou nessas mesmas faixas granulométricas.

Tabela V.54 - Análises granulométricas e balanço de massas de ensaio de flotação – amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Proxenito Intemperizado (PIT)																					
S A I D A	<b>Concentrado</b>																				
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>																			
	<b>mm</b>	<b>ensaio Alim</b>																			
	<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>						<b>ganga</b>				
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib
	+0,210	7,5 4,0	37,9	50,6	1,05	2,06	<0,10	0,12	0,91	0,21	2,05	7,8	7,8	8,4	4,0	...	...	3,0	6,7	9,76	5,48
	-0,210+0,150	23,3 12,5	37,1	49,2	0,98	2,85	0,18	0,28	1,99	0,20	2,00	23,8	23,6	24,5	17,2	...	...	20,5	20,0	11,7	20,4
	-0,150+0,074	46,9 25,1	35,7	47,5	1,02	4,19	0,27	0,55	3,44	0,23	1,43	46,0	45,8	51,3	50,8	...	...	71,3	46,3	15,0	52,8
	-0,074+0,044	16,7 8,9	37,2	50,5	0,61	4,19	<0,10	0,44	0,25	1,78		17,0	17,3	10,9	18,1	...	...	3,2	17,9	11,4	14,3
	-0,044+0,037	3,0 1,6	35,8	49,2	0,75	5,15	0,16	<0,10	0,56	0,35	1,93	3,0	3,0	2,4	4,0	...	...	0,7	4,5	14,8	3,33
-0,037	2,6 1,4	34,2	47,0	0,85	8,82	0,20	0,21	0,96	0,40	1,78	2,5	2,5	2,4	6,0	...	...	1,1	4,5	18,6	3,68	
Total calc.	100,0 53,5	36,4	48,7	0,93	3,87	...	...	2,26	0,23	1,69	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	13,3	100,0	
E N T R A D A	<b>Rejeito</b>																				
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>																			
	<b>mm</b>	<b>ensaio Alim</b>																			
	<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>						<b>ganga</b>				
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib
	+0,210	17,8 8,3	10,2	16,8	28,9	14,5	2,56	4,40	10,6	0,34	5,75	26,3	25,6	18,2	12,9	21,1	19,7	12,7	14,5	75,7	16,2
	-0,210+0,150	21,0 9,7	7,10	12,3	30,7	18,0	2,31	3,97	14,0	0,40	5,09	21,5	22,1	22,7	18,8	22,4	20,9	19,7	20,1	83,1	20,9
	-0,150+0,074	34,2 15,9	5,83	10,1	30,2	20,0	2,22	4,07	16,0	0,41	4,29	28,8	29,5	36,4	34,1	35,1	34,9	36,7	33,5	86,1	35,2
	-0,074+0,044	18,1 8,4	5,96	9,93	26,4	22,9	1,82	3,79	17,1	0,47	3,75	15,6	15,4	16,9	20,7	15,2	17,2	20,8	20,4	85,8	18,6
	-0,044+0,037	4,1 1,9	6,49	10,3	22,9	25,3	1,85	3,55	16,5	0,52	3,92	3,9	3,6	3,3	5,2	3,5	3,7	4,6	5,1	84,5	4,17
-0,037	4,8 2,2	5,81	9,31	14,9	34,5	1,17	3,01	17,2	0,56	2,34	4,0	3,8	2,5	8,3	2,6	3,6	5,5	6,4	86,2	4,95	
Total calc.	100,0 46,5	6,93	11,7	28,4	20,0	2,16	3,98	14,90	0,42	4,51	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	83,5	100,0	
E N T R A D A	<b>AN3 (Dosado)</b>																				
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>																			
	<b>mm</b>	<b>ensaio Alim</b>																			
	<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>						<b>ganga</b>				
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib
	+0,210	12,8 12,8	19,5	28,5	20,2	10,4	1,79	3,58	7,01	0,28	5,34	10,8	11,4	19,0	11,4	21,4	18,8	10,7	11,0	53,6	15,1
	-0,210+0,150	21,1 21,1	24,2	33,6	14,0	9,88	0,96	2,22	7,57	0,29	3,10	22,2	22,2	21,8	17,8	18,9	19,3	19,0	18,8	42,4	19,8
	-0,150+0,074	38,7 38,7	24,4	33,4	12,6	10,6	0,98	2,23	8,19	0,33	2,99	41,0	40,6	36,0	35,1	35,5	35,5	37,8	39,3	41,9	35,9
	-0,074+0,044	19,9 19,9	23,0	31,6	11,8	13,1	0,92	2,31	9,61	0,35	2,82	19,8	19,7	17,3	22,3	17,1	18,9	22,8	21,4	45,2	19,9
	-0,044+0,037	3,6 3,6	20,6	28,3	11,5	15,7	1,05	2,42	10,2	0,38	3,70	3,2	3,2	3,0	4,8	3,5	3,6	4,3	4,2	51,0	4,02
-0,037	4,0 4,0	17,0	23,4	9,57	25,1	0,98	2,38	11,3	0,44	2,17	3,0	2,9	2,8	8,6	3,7	3,9	5,4	5,4	59,5	5,29	
Total calc.	100,0 100,0	23,0	31,9	13,5	11,7	1,07	2,43	8,39	0,33	3,27	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	45,2	100,0	
E N T R A D A C A L C	<b>AN3 CALCULADO</b>																				
	<b>CONC 53,5 REJ 46,5</b>																				
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>																			
	<b>mm</b>	<b>ensaio Alim</b>																			
	<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>						<b>ganga</b>				
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	teor	distrib
	+0,210	12,3 12,3	19,2	27,8	19,8	10,45	...	3,01	7,45	0,30	4,55	10,4	10,9	17,8	11,3	...	...	11,2	11,5	54,2	14,5
	-0,210+0,150	22,2 22,2	23,9	33,0	14,0	9,50	1,11	1,90	7,26	0,29	3,36	23,4	23,3	22,8	18,5	...	...	19,8	20,0	43,0	20,8
	-0,150+0,074	41,0 41,0	24,1	33,0	12,3	10,3	1,03	1,92	8,31	0,30	2,54	43,5	42,9	37,0	37,1	...	...	41,9	38,5	42,6	38,0
	-0,074+0,044	17,3 17,3	22,0	30,8	13,1	13,3	...	...	8,53	0,36	2,74	16,8	17,0	16,6	20,2	...	...	18,2	19,4	47,5	17,9
-0,044+0,037	3,5 3,5	19,9	28,0	12,8	16,1	1,08	...	9,2	0,44	3,01	3,1	3,1	3,3	5,0	...	...	4,0	4,9	52,7	4,04	
-0,037	3,6 3,6	16,8	23,9	9,5	24,5	0,79	1,93	10,9	0,50	2,12	2,7	2,8	2,5	7,9	...	...	4,9	5,7	60,0	4,75	
Total calc.	100,0 100,0	22,7	31,5	13,7	11,4	...	...	8,14	0,32	3,00	100,0	100,0	100,0	100,0	...	...	100,0	100,0	46,0	100,0	

No caso do rejeito, sua distribuição granulométrica é um pouco mais grosseira, apresentando um maior percentual retido na fração +0,210 mm. Ou seja, há uma maior perda de  $P_2O_5$  nas frações granulométricas mais grosseiras, +0,210 mm, -0,210+0,150 mm e -0,150+0,074 mm, frações essas que não estão sendo susceptíveis ao processo de flotação.

Com relação aos valores de recuperação metalúrgica no produto concentrado, tabela V.55 tem-se que os valores de recuperação de  $P_2O_5$  foram maiores para as frações granulométricas -0,210+0,150 mm e -0,150+0,074 mm. Também, observa-se que as distribuições dos óxidos, considerados como impurezas, concentraram nessas mesmas faixas granulométricas. A figura 5.31 mostra as distribuições em massa, por faixa granulométrica e, também, as recuperações metalúrgicas para os diferentes óxidos,  $P_2O_5$ , CaO,  $SiO_2$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $Al_2O_3$ , MgO,  $TiO_2$ , BaO e ganga. Como exposto na tabela V.54, a figura 5.31 claramente mostra que os valores máximos de recuperação para os óxidos  $SiO_2$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $Al_2O_3$ , MgO,  $TiO_2$  e BaO ocorreram para as mesmas faixas granulométricas dos óxidos  $P_2O_5$  e CaO, mostrando, assim, que esses óxidos característicos de impurezas podem estar associados ao mineral apatita.

Tabela V.55 - Recuperação em massa,  $P_2O_5$  e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Recuperação por fração (%)										
diametro (mm)	Massa	$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	$TiO_2$	BaO	ganga
+0,210	33	64	59	2	6	...	1	4	23	6
-0,210+0,150	56	87	84	4	17	9	8	15	39	15
-0,150+0,074	61	91	88	5	25	16	18	25	47	22
-0,074+0,044	51	87	84	2	16	...	...	3	36	12
-0,044+0,037	46	82	80	3	15	7	...	3	36	13
-0,037	39	79	76	3	14	10	4	3	31	12
Total	54	86	83	4	18	...	...	15	39	16



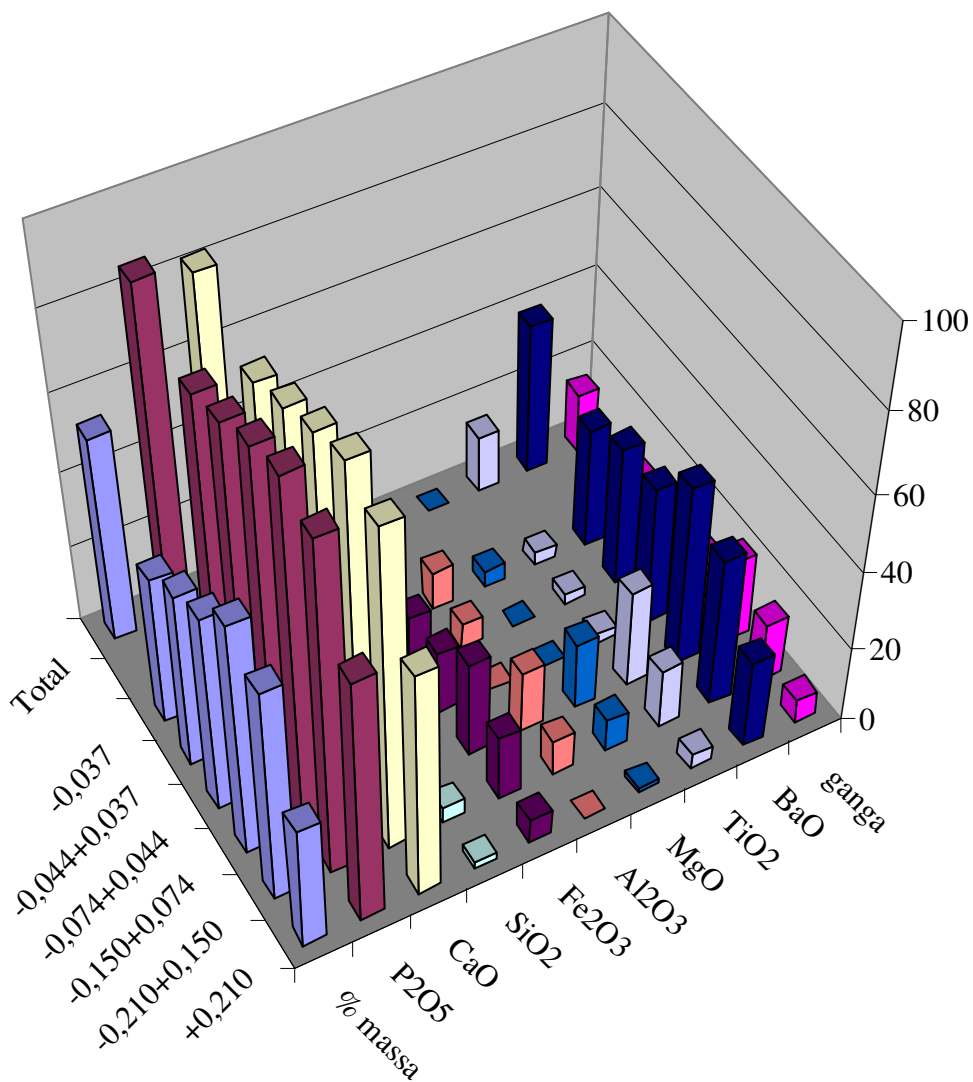


Figura 5.31 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e demais óxidos por fração granulométricas do concentrado apatítico da amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Os índices de eficiência, separação e seletividade, por faixa granulométrica, para o processo de flotação, são apresentados na tabela V.56 e figura 5.32. Pela tabela V.56, verifica-se que a fração +0,210 mm apresentou o menor valor para o índice separação, confirmando, assim, o baixo desempenho da flotação para essa faixa granulométrica. Esse baixo desempenho deveu-se à ocorrência de partículas mistas de apatita com quartzo e/ou argilominerais, como mostram as fotomicrografia 5.33 e 5.34. Para as demais faixas granulométricas, o índice de separação aumentou indicativo de uma melhora na eficiência do processo, apesar de uma redução no valor de seletividade.

De uma forma geral, nota-se que essa amostra apresentou bons índices de eficiência, com valor do índice de separação igual a 70,0% e seletividade igual a 82,0% e, comparado às outras amostras, esse foi o melhor resultado.

Tabela V.56 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Índice de Eficiência		
Diâmetro (mm)	Separação (%)	Seletividade (%)
+0,210	58,0	91,0
-0,210+0,150	72,0	82,0
-0,150+0,074	69,0	76,0
-0,074+0,044	74,0	86,0
-0,044+0,037	69,0	84,0
-0,037	67,0	85,0
Total	70,0	82,0

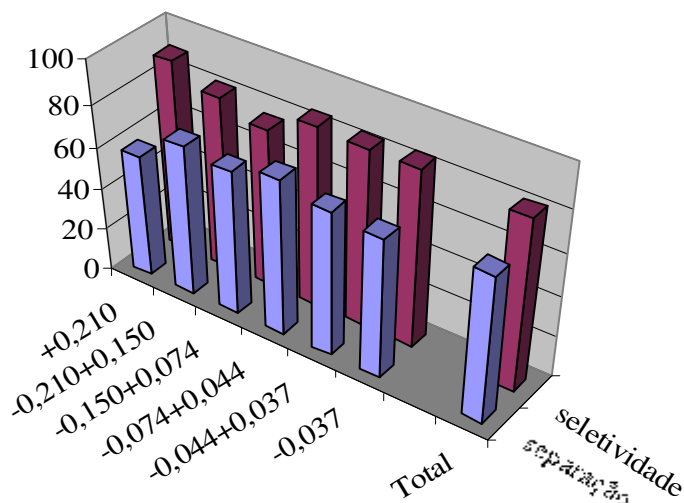


Figura 5.32 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra piroxenito intemperizado (PIT).

#### 5.4.8.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

Essa amostra constitui-se numa mistura entre as tipologias foscorítica e piroxenítica, tendo teor de  $P_2O_5$  25,7% na alimentação da flotação (dosado). Na tabela V.57 têm-se os resultados de análises químicas por faixa granulométrica para a alimentação (teores dosado e calculado) e os produtos da etapa de flotação (concentrado e rejeito). Nessa tabela, observa-se que os teores de  $P_2O_5$  na alimentação decresceram para as frações granulométricas mais finas e sua distribuição foi mais intensa nas faixas granulométricas -0,210+0,150 mm, -0,150+0,074 mm e -0,074+0,044 mm, com uma soma total de 83,6% de todo o  $P_2O_5$ . Da mesma forma, observa-se que os demais óxidos provenientes dos minerais de ganga, também, tiveram uma distribuição com maior frequência nessas mesmas faixas granulométricas.

Para o concentrado, os teores de  $P_2O_5$  também decresceram para as frações mais finas, variando de um teor igual a 39,4%, fração +0,210 mm para 34,1%, fração -0,034 mm; por outro lado, os teores dos óxidos relacionados com os minerais de ganga tiveram seus maiores valores nas frações finas.

As distribuições de  $P_2O_5$  no concentrado foram maiores para as frações -0,210+0,150 mm, -0,150+0,074 mm e -0,074+0,044 mm. Essas três frações representam 86,8%, mantendo, assim, uma distribuição semelhante à alimentação (AN3 – dosada).

No caso do rejeito, as distribuições de  $P_2O_5$  foram relativamente diferentes, quando comparadas com os produtos AN3 e concentrados. Nota-se que a distribuição de  $P_2O_5$  foi bastante elevada nas frações grosseiras, acima de 0,074 mm. Isso mostra que as maiores perdas de apatitas estão ocorrendo para as frações acima de 0,074 mm, onde é bastante comum a presença de partículas mistas de apatita com quartzo e/ou oxi-hidróxido de ferro, fotomicrografia 5.40.

Tabela V.57 - Análises granulométricas e balanço de massas de ensaio de flotação – amostra zona de mistura (ZMT).

Zona de Mistura (ZMT)																								
S A I D A	<b>Concentrado</b>				<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>								<b>ganga</b>	
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>			<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>PF</b>	<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>teor</b>	<b>distrib</b>	
	<b>mm</b>	<b>ensaio</b>	<b>Alim</b>																					
	+0,210	10,2	5,5		39,4	52,3	0,66	1,29	<0,10	0,10	0,78	0,10	1,63	10,7	10,8	4,6	5,23	...	3,6	4,00	4,45	6,19	5,96	
	-0,210+0,150	28,7	15,5		38,9	51,1	1,00	1,87	<0,10	0,17	1,47	0,22	1,80	29,7	29,5	19,7	21,2	...	17,1	21,15	27,4	7,38	19,9	
	-0,150+0,074	41,5	22,4		37,2	49,5	1,58	2,67	0,24	0,32	2,14	0,26	1,71	41,1	41,3	45,1	43,9	...	46,4	44,5	46,9	11,4	44,6	
	-0,074+0,044	17,0	9,2		35,4	46,8	2,27	3,61	0,24	0,48	2,95	0,24	2,05	16,0	16,0	26,5	24,3	...	28,5	25,1	17,7	15,7	25,1	
	-0,044+0,037	1,7	0,9		34,8	45,7	2,24	4,32	0,25	0,46	3,48	0,26	2,33	1,53	1,52	2,55	2,83	...	2,66	2,88	1,87	17,1	2,66	
	-0,037	1,0	0,5		34,1	44,7	2,11	6,39	0,28	0,51	4,59	0,37	1,42	0,91	0,90	1,46	2,54	...	1,79	2,31	1,62	18,8	1,78	
	Total calc.	100,0	54,0		37,54	49,68	1,45	2,52	...	0,29	1,99	0,23	1,79	100,0	100,0	100,0	100,0	...	100,0	100,0	100,0	10,6	100,0	
Total dos.																								
E N T R A D A	<b>Rejeito</b>				<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>								<b>ganga</b>	
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>			<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>PF</b>	<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>teor</b>	<b>distrib</b>	
	<b>mm</b>	<b>ensaio</b>	<b>Alim</b>																					
	+0,210	13,1	6,0		13,2	21,2	21,7	16,7	1,60	3,11	9,61	0,56	6,28	27,0	24,1	8,6	12,5	12,5	11,7	8,4	14,5	68,6	10,6	
	-0,210+0,150	23,0	10,6		6,32	11,9	34,0	16,7	2,18	4,37	13,7	0,48	6,17	22,6	23,7	23,7	21,9	29,9	28,9	20,9	21,7	85,0	23,1	
	-0,150+0,074	39,6	18,2		4,77	9,26	37,3	17,0	1,75	3,64	15,8	0,48	4,88	29,4	31,8	44,8	38,4	41,2	41,4	41,5	37,4	88,6	41,4	
	-0,074+0,044	18,8	8,6		5,25	9,31	33,6	18,8	1,17	2,67	17,7	0,53	3,69	15,3	15,2	19,1	20,1	13,1	14,4	22,1	19,6	87,5	19,4	
	-0,044+0,037	3,8	1,8		6,57	10,7	25,1	21,5	1,12	2,32	19,0	0,61	3,85	3,92	3,56	2,92	4,70	2,56	2,56	4,84	4,60	84,4	3,82	
	-0,037	1,6	0,8		7,09	11,4	14,9	26,1	0,80	1,94	20,9	0,68	2,79	1,80	1,61	0,74	2,43	0,78	0,91	2,27	2,19	83,1	1,60	
	Total calc.	100,0	46,0		6,43	11,54	32,96	17,6	1,68	3,48	15,07	0,51	5,06	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	84,7	100,0	
Total dos.																								
E N T R A D A	<b>AN3 (Dosado)</b>				<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>								<b>ganga</b>	
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>			<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>PF</b>	<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>teor</b>	<b>distrib</b>	
	<b>mm</b>	<b>ensaio</b>	<b>Alim</b>																					
	+0,210	10,1	10,1		28,6	39,6	9,67	8,76	0,82	1,63	5,10	0,39	4,11	11,2	11,2	7,8	10,3	9,8	10,0	7,4	11,2	31,9	8,3	
	-0,210+0,150	24,1	24,1		27,5	38,1	11,4	7,34	0,81	1,63	5,78	0,31	3,12	25,8	25,9	22,0	20,7	23,3	24,0	20,0	21,3	34,5	21,4	
	-0,150+0,074	41,3	41,3		24,9	34,6	13,6	8,07	0,93	1,73	6,90	0,35	2,95	40,1	40,3	44,9	39,0	45,8	43,6	41,0	41,1	40,7	43,3	
	-0,074+0,044	18,9	18,9		24,1	32,9	13,9	9,84	0,76	1,55	8,69	0,36	2,94	17,7	17,5	20,9	21,7	17,1	17,8	23,5	19,3	42,6	20,7	
	-0,044+0,037	4,3	4,3		23,9	32,4	10,8	11,6	0,60	1,35	9,63	0,45	2,88	3,98	3,90	3,68	5,79	3,06	3,52	5,91	5,46	43,1	4,74	
	-0,037	1,3	1,3		23,5	31,8	7,31	16,0	0,56	1,29	11,5	0,45	1,52	1,21	1,18	0,77	2,47	0,88	1,04	2,18	1,69	44,0	1,49	
	Total calc.	100,0	100,0		25,7	35,5	12,5	8,55	0,84	1,64	6,96	0,35	3,08	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	38,8	100,0	
Total dos.																								
E N T R A D A  C A L C	<b>AN3 CALCULADO</b>				<b>Teores (%)</b>										<b>Distribuição no ensaio (%)</b>								<b>ganga</b>	
	<b>Fração</b>	<b>% em massa</b>			<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>PF</b>	<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>BaO</b>	<b>teor</b>	<b>distrib</b>	
	<b>mm</b>	<b>ensaio</b>	<b>Alim</b>																					
	+0,210	11,6	11,6		25,7	36,1	11,7	9,34	...	1,67	5,39	0,34	4,06	12,8	13,0	8,4	11,4	...	11,0	7,79	11,0	38,8	10,0	
	-0,210+0,150	26,1	26,1		25,7	35,2	14,4	7,89	...	1,88	6,44	0,33	3,57	28,8	28,5	23,5	21,8	...	27,9	21,0	23,7	38,9	22,7	
	-0,150+0,074	40,6	40,6		22,7	31,5	17,6	9,10	0,92	1,81	8,27	0,36	3,13	39,6	39,8	44,8	39,2	...	41,9	41,9	40,7	46,1	41,9	
	-0,074+0,044	17,8	17,8		20,8	28,6	17,5	10,98	0,69	1,54	10,11	0,38	2,85	15,9	15,9	19,5	20,7	...	15,7	22,5	18,9	50,5	20,1	
	-0,044+0,037	2,7	2,7		16,0	22,5	17,4	15,7	0,83	1,70	13,8	0,49	3,34	1,84	1,86	2,90	4,43	...	2,6	4,57	3,66	61,8	3,67	
	-0,037	1,3	1,3		18,4	25,4	9,5	17,8	0,58	1,34	14,1	0,55	2,22	1,03	1,02	0,77	2,45	...	0,99	2,27	1,99	56,2	1,63	
	Total calc.	100,0	100,0		23,2	32,1	15,9	9,44	...	1,75	8,01	0,36	3,30	100,0	100,0	100,0	100,0	...	100,0	100,0	100,0	44,7	100,0	
Total dos.																								

Com relação aos valores de recuperação por fração granulométrica, na tabela V.58 e figura 5.33 observam-se que os maiores valores de recuperação de  $P_2O_5$  ocorreram entre as faixas granulométricas -0,210 mm e +0,044 mm. No caso dos óxidos correspondentes às impurezas, nota-se a ocorrência de alguns valores máximos de recuperação para a fração -0,034 mm, nesse caso, cita-se a recuperação de  $Al_2O_3$  e  $MgO$ . Para os demais óxidos, verifica-se que os valores máximos de recuperação foram semelhantes às frações em que ocorreram os valores máximos de recuperação de  $P_2O_5$ .

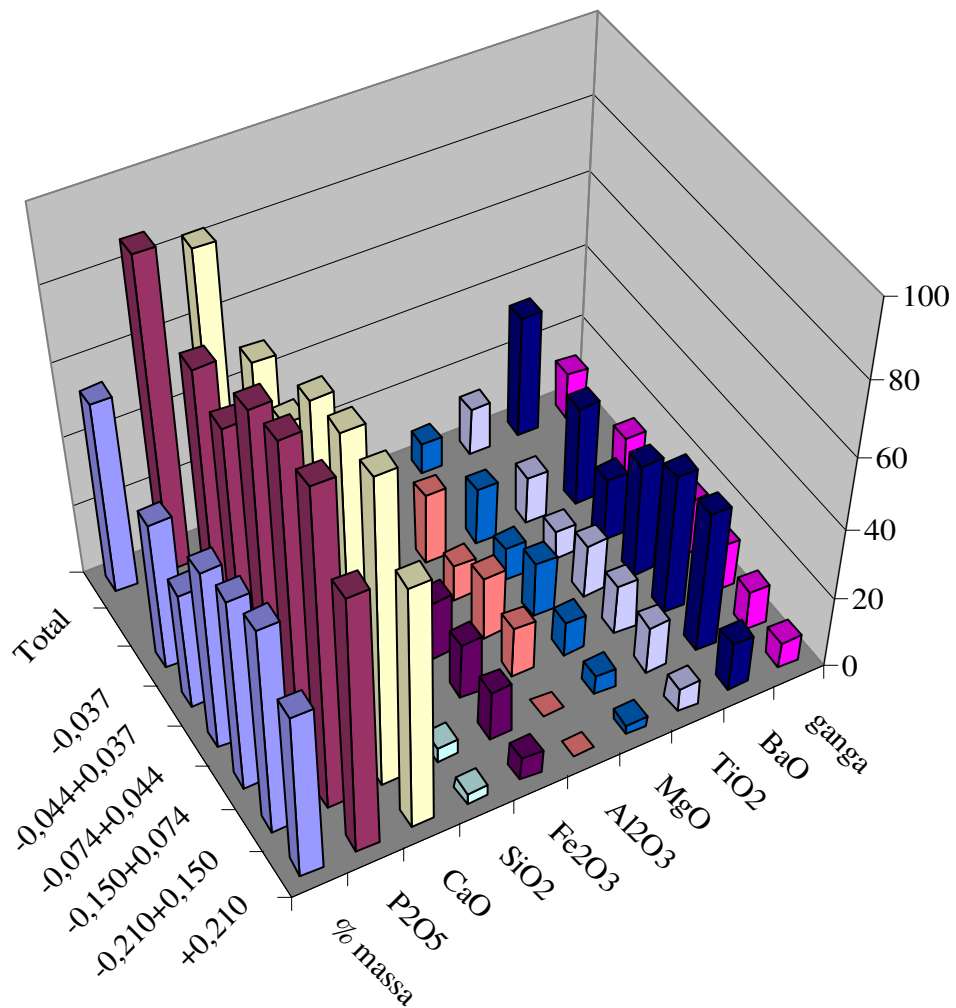


Figura 5.33 - Recuperação em massa,  $P_2O_5$  e demais óxidos por frações granulométricas do concentrado apatítico da amostra zona de mistura (ZMT).

Tabela V.58 - Recuperação em massa, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e impurezas em função das faixas granulométricas para o concentrado da amostra zona de mistura (ZMT).

Recuperação por fração(%)										
diâmetro (mm)	Massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	ganga
+0,210	48	73	69	3	7	...	3	7	14	8
-0,210+0,150	59	90	86	4	14	...	5	14	40	11
-0,150+0,074	55	91	87	5	16	14	10	14	40	14
-0,074+0,044	51	88	84	7	17	18	16	15	32	16
-0,044+0,037	34	73	68	4	9	10	9	8	18	9
-0,037	42	78	74	9	15	20	16	14	28	14
Total	54	87	83	5	14	...	9	13	35	13

A tabela V.59 e a figura 5.34 apresentam os índices de eficiência, separação e seletividade, para o processo de concentração por flotação para a amostra zona de mistura (ZMT). Nota-se que o índice de separação foi inferior para as frações +0,210 mm, -0,044+0,037 mm e -0,037 mm, mostrando, assim, a dificuldade de separar as partículas dessa fração durante a etapa de flotação. A baixa eficiência na separação das partículas de apatita da fração +0,210 mm pode estar relacionada à existência de partículas mistas de apatita com quartzo. Já, no caso das frações mais finas, essa baixa eficiência pode ter sido devida à presença de argilominerais, como mostra a figura 5.34. Além disso, há o aspecto inerente ao processamento de partículas finas no processo.

Para o índice de seletividade, índice esse que reflete a flotabilidade da apatita verifica-se que seus valores foram relativamente elevados, mostrando, assim, uma boa seletividade do processo de flotação para essa amostra.

De um modo geral, essa amostra apresentou os melhores índices de eficiência, separação e seletividade, comparados aos das amostras anteriores.

Tabela V.59 - Índices de eficiência para a etapa de concentração por flotação em função da faixa granulométrica para a amostra zona de mistura (ZMT).

Índice de Eficiência		
Diâmetro (mm)	Separação (%)	Seletividade (%)
+0,210	66,0	90,0
-0,210+0,150	79,0	87,0
-0,150+0,074	77,0	85,0
-0,074+0,044	72,0	82,0
-0,044+0,037	63,0	87,0
-0,037	64,0	82,0
Total	74,0	85,0

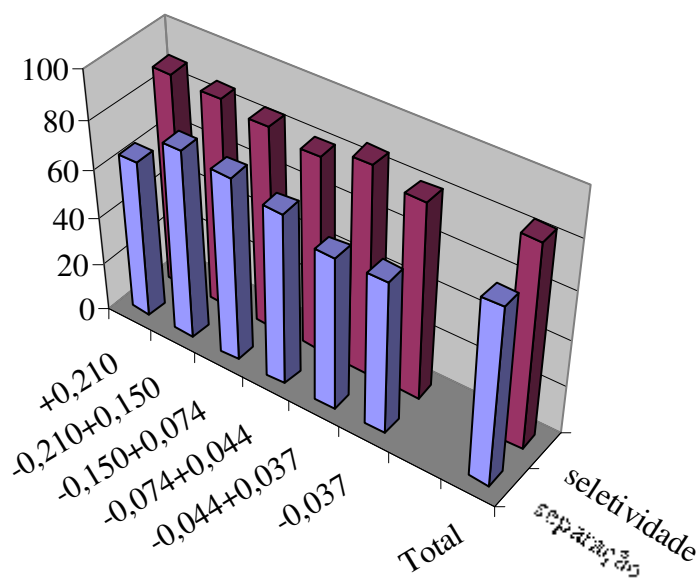


Figura 5.34 - Gráfico dos índices de eficiência para amostra zona de mistura (ZMT).

#### **5.4.9 – Separação magnética de alta intensidade em Frantz de Campo de Barreira.**

A separação magnética de alta intensidade vem ampliando seu campo de aplicação na mineração de fosfato, como uma técnica auxiliar para purificação do concentrado fosfático, através da retirada dos minerais portadores de ferro. A retirada desses minerais propicia um enriquecimento no teor de  $P_2O_5$ , o qual será revertido com o aumento da capacidade de produção da etapa de flotação (Ferreira *et alii*. 2005).

Nesse sentido, os ensaios de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira permitem uma avaliação prévia do efeito dessa operação, em diversos campos magnéticos, na purificação do concentrado com um pequeno volume de amostra.

Além disso, uma característica intrínseca da separação magnética é o fato de se poder realizar um dimensionamento do equipamento industrial a partir desses dados.

Nesse tópico serão apresentados e discutidos os resultados de separação magnética de alta intensidade, realizada através do separador magnético Frantz de Campo de Barreira, para as amostras de concentrados de cada tipologia.

##### **5.4.9.1 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).**

A tabela V.60 apresenta os resultados de separação magnética para a amostra foscorito intemperizado (FIT). Nessa tabela, observa-se que o maior percentual de  $Fe_2O_3$  concentrou-se na fração -0,44 mm. O teor calculado desse óxido foi igual a 13,6% nessa fração, enquanto que esse mesmo óxido teve um percentual igual a 3,7% na fração +0,44 mm.

Após as etapas de separação, com diferentes amperagens (0,25 A e 0,40 A), o produto não magnético em 0,40 A, fração granulométrica +0,44 mm, apresentou um teor igual a 40,5% de  $P_2O_5$ , com 0,5% de  $Fe_2O_3$ . Comparado à alimentação (calculada), verifica-se



que houve uma redução no teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  de 4,1% para 0,5%. A recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$ , nessa fração granulométrica, foi igual a 96,3%.

Para fração granulométrica -0,44 mm, verifica-se que o teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  no produto não magnético -0,40 A, após as etapas de separação nas amperagens 0,25 e 0,40 A, foi igual a 39,4%, contra um teor na alimentação igual a 32,5% de  $\text{P}_2\text{O}_5$ ; o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  na alimentação dessa fração foi igual a 13,6% e, após o processo de separação magnética, esse teor caiu para 1,0%.

Fazendo uma análise global (total dosado), nota-se que o teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  no produto não magnético -0,40 A foi igual a 40,6%, com enriquecimento no teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  igual a 1,8, comparado ao teor da alimentação calculada (38,8% de  $\text{P}_2\text{O}_5$ ); o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  na alimentação (calculado) foi igual a 3,5% e, após a separação magnética, esse valor caiu para 0,5%. A recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$  final foi igual a 96,0% (tabela V.60).

Tabela V.60- Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra foscorito intemperizado (FIT).

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amost.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>+0,44 mm</b>															
+0,25	5,2	5,0	14,9	18,3	1,19	46,9	1,83	0,53	2,45	7,49	1,23	1,9	1,8	24,8	56,2
0,15	2,5	2,4	21,4	25,7	1,1	31,4	2,6	0,2	2,1	7,3	1,20	1,3	1,2	10,8	17,9
-0,4	92,3	88,0	40,5	53,8	0,2	0,5	<0,10	<0,10	0,1	0,9	1,33	92,8	93,0	55,4	10,6
Total calc.	100,0	95,4	38,7	51,3	0,2	3,7	...	...	0,2	1,4	1,32	96,1	95,9	91,0	84,7
<b>-0,44 mm</b>															
+0,25	15,6	0,7	11,1	13,7	0,85	56,3	1,58	1,5	3,29	6,13	1,23	0,2	0,2	2,6	9,9
0,15	12,4	0,6	19,7	23,7	1,2	33,0	2,4	0,3	2,0	7,9	1,20	0,3	0,3	3,0	4,6
-0,4	71,9	3,3	39,4	54,9	0,3	1,0	0,1	<0,10	0,1	1,9	1,39	3,4	3,6	3,5	0,8
Total calc.	100,0	4,6	32,5	44,6	0,5	13,6	0,7	0,3	0,8	3,3	1,37	3,9	4,1	9,0	15,3
<b>+0,44 mm (Alim. Calc.)</b>															
0,25	5,7	5,7	14,4	17,7	1,2	48,1	1,8	0,7	2,6	7,3	1,23	2,1	2,0	27,4	66,1
0,15	2,9	2,9	21,1	25,3	1,1	31,7	2,6	0,2	2,1	7,4	1,20	1,6	1,5	13,7	22,5
-0,4	91,4	91,4	40,5	53,8	0,2	0,5	...	...	0,1	1,0	1,33	96,3	96,6	58,9	11,4
Alim. Calc.	100,0	100,0	38,4	50,9	0,2	4,1	...	...	0,3	1,5	1,33	100,0	100,0	100,0	100,0
<b>-0,44 mm (Alim. Dosada)</b>															
0,25	4,3	4,3	17,1	21,1	1,0	40,7	1,9	0,4	2,7	8,5	1,23	1,9	1,8	15,2	50,8
0,15	4,0	4,0	20,3	24,5	1,0	32,2	2,4	0,2	1,9	9,9	1,21	2,1	1,9	14,1	36,8
-0,4	91,7	91,7	40,6	53,1	0,2	0,5	<0,10	<0,10	<0,10	2,3	1,31	96,0	96,3	70,7	12,4
Alim. Dosada	100,0	100,0	38,8	50,6	0,3	3,5	...	...	0,2	2,9	1,30	100,0	100,0	100,0	100,0

#### **5.4.9.2 – Amostra Apatitito (APAT).**

Os resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira para a amostra apatitito (APAT) são apresentados na tabela V.61. De uma forma geral, verifica-se que a redução do teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  no produto não magnético (-0,40 A), em relação à alimentação, foi relativamente pequena, quando comparada aos resultados obtidos para a amostra foscorito intemperizado (FIT).

No caso da fração +0,44 mm, o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  no produto não magnético (fração -0,40A) foi igual a 2,1%, contra um teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  na alimentação igual a 3,7%; o teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  nesse produto (-0,40 A) foi igual a 39,8%.

A fração granulométrica -0,44 mm apresenta teores maiores de impurezas, inclusive com 6,1% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  na alimentação (total calculada) e, após as etapas de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, produto -0,40 A, o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  caiu de 6,1% para 2,3%.

Fazendo um balanço global, a tabela V.61 mostra que o teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  no produto não magnético (-0,40 A) (total dosado) foi igual a 38,4%, com um acréscimo de 0,8% comparado ao valor da alimentação (alim dosada). O teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  caiu de 3,9% para 2,6%.

Tabela V.61 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra apatitito (APAT).

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)				
	ensaio	amost.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>+0,44 mm</b>																
+0,25	9,3	8,9	31,1	43,1	0,8	14,4	0,30	0,19	1,45	4,1	1,39	7,2	7,4	12,3	33,6	...
0,15	4,0	3,8	30,9	42,7	1,0	14,0	0,4	0,1	1,2	5,1	1,38	3,1	3,2	6,7	14,1	...
-0,4	86,7	82,5	39,8	52,9	0,5	2,1	<0,10	<0,10	0,2	2,6	1,33	85,3	84,8	74,6	44,6	...
Total calc.	100,0	95,2	38,6	51,6	0,6	3,7	...	...	0,3	2,9	1,34	95,5	95,4	93,7	92,3	...
<b>-0,44 mm</b>																
+0,25	10,0	0,5	20,2	28,2	1,34	35,1	0,53	0,88	3,47	6,42	1,40	0,3	0,3	1,1	4,4	...
0,15	4,1	0,2	27,6	37,9	1,8	16,7	0,8	0,4	2,2	*	1,37	0,1	0,1	0,6	0,9	...
-0,4	85,9	4,1	38,1	52,2	0,6	2,3	0,1	<0,10	0,2	3,3	1,37	4,1	4,2	4,6	2,4	...
Total calc.	100,0	4,8	35,9	49,2	0,8	6,1	0,2	0,1	0,6	...	1,37	4,5	4,6	6,3	7,7	...
<b>0,25</b>																
0,25	9,4	9,4	30,5	42,3	0,8	15,5	0,3	0,2	1,6	4,2	1,39	7,4	7,7	13,5	38,0	...
0,15	4,0	4,0	30,7	42,5	1,1	14,1	0,5	0,2	1,3	...	1,38	3,2	3,3	7,3	15,0	...
-0,4	86,6	86,6	39,7	52,9	0,5	2,1	...	...	0,2	2,7	1,33	89,4	89,0	79,2	47,1	...
Alim. Calc.	100,0	100,0	38,5	51,5	0,6	3,8	...	...	0,3	...	1,34	100,0	100,0	100,0	100,0	...
<b>0,15</b>																
0,25	4,2	4,2	28,3	38,4	0,8	20,6	0,3	0,5	2,4	5,5	1,36	3,1	3,2	5,7	22,2	8,6
0,15	4,6	4,6	29,4	39,7	1,1	14,2	0,4	0,3	2,8	6,5	1,35	3,6	3,6	9,1	16,7	12,9
-0,4	91,3	91,3	38,4	52,0	0,5	2,6	0,1	<0,10	0,2	2,8	1,35	93,3	93,3	85,1	61,2	78,5
Alim. Dosada	100,0	100,0	37,6	50,9	0,6	3,9	0,2	...	0,4	3,1	1,35	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Comparada à amostra foscorito intemperizado (FIT), nota-se que o incremento no valor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> após as etapas de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira foi relativamente pequeno, 0,8%. Esse fato está relacionado à composição mineralógica da amostra, pois essa amostra trata-se de um apatitito que tem como principal impureza minerais portadores de ferro, em sua estrutura e estão correlacionados as associações de ganga-apatita.

#### 5.4.9.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).

No caso da amostra foscorito silicificado (FST), verifica-se que os teores de impurezas, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e TiO<sub>2</sub>, foram maiores, quando comparados à fração +0,44 mm. No entanto, a distribuição dessas impurezas foi maior na fração -0,44 mm, conseqüência da grande distribuição de massa nessa fração, como mostra a tabela V.62.

Tabela V.62 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra foscorito silicificado (FST).

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amost.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>+0,44 mm</b>															
+0,25	5,4	5,0	16,0	21,2	2,02	35,3	0,62	1,22	10,1	4,3	1,33	2,1	2,1	8,6	46,8
0,15	3,3	3,1	23,3	27,5	3,7	14,6	1,0	0,3	7,2	5,4	1,18	1,9	1,7	9,8	12,0
-0,4	91,3	84,8	40,1	53,2	1,0	1,0	<0,10	<0,10	0,2	1,2	1,33	89,9	90,1	71,9	22,8
Total calc.	100,0	92,9	38,2	50,6	1,1	3,3	...	...	1,0	1,5	1,32	93,9	93,9	90,4	81,6
<b>-0,44 mm</b>															
+0,25	20,3	1,4	12,2	15,1	2,43	40,9	0,76	1,56	12,6	4,23	1,24	0,5	0,4	3,0	15,7
0,15	4,2	0,3	27,5	33,7	3,6	9,9	0,7	<0,10	6,0	*	1,23	0,2	0,2	0,9	0,8
-0,4	75,5	5,4	38,3	50,8	1,2	1,3	0,1	<0,10	0,7	2,1	1,33	5,4	5,4	5,7	1,9
Total calc.	100,0	7,1	32,6	42,8	1,6	9,7	0,3	...	3,3	...	1,32	6,1	6,1	9,6	18,4
<b>0,25</b>															
0,25	6,4	6,4	15,1	19,8	2,1	36,6	0,7	1,3	10,7	4,3	1,31	2,6	2,5	11,6	62,5
0,15	3,4	3,4	23,7	28,0	3,7	14,2	0,9	...	7,1	...	1,18	2,1	1,9	10,8	12,8
-0,4	90,2	90,2	40,0	53,1	1,0	1,0	...	...	0,3	1,2	1,33	95,3	95,5	77,6	24,7
Alim. Calc.	100,0	100,0	37,8	50,1	1,2	3,8	...	...	1,2	...	1,32	100,0	100,0	100,0	100,0
<b>0,15</b>															
0,25	6,2	6,2	15,7	20,3	2,2	35,5	0,7	1,4	11,5	4,8	1,29	2,6	2,5	12,7	60,4
0,15	2,3	2,3	21,2	26,1	3,5	16,9	1,1	1,0	9,1	7,2	1,23	1,3	1,2	7,4	10,7
-0,4	91,5	91,5	39,5	51,9	0,9	1,1	<0,10	<0,10	0,3	1,7	1,31	96,1	96,3	79,9	28,8
Alim. Dosada	100,0	100,0	37,6	49,4	1,1	3,6	...	...	1,2	...	1,31	100,0	100,0	100,0	100,0

Na fração +0,44mm, verifica-se que o teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> caiu de 3,3% para 1,0%, causando um incremento no teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 38,2% para 40,1%. Para a fração -0,44 mm, a qual representa 7,1% da amostra, o incremento no teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> foi de 5,7%. O teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> caiu de 9,7% para 1,3%.

Analisando os resultados de uma forma global, nota-se que o teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> caiu de 3,6% para 1,1% e, como consequência, houve o incremento no teor total de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 37,6% para 39,5%. O valor da recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> nesse processo foi igual a 96,1%, ou seja, houve uma perda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> nos produtos magnéticos +0,25 A e -0,25+0,40 mm igual 3,9%.

O resultado de difração de raios-X para essa amostra apresentou como principais fases fluorapatita, clorapatita, quartzo e ilmenita. Dentre esses minerais, o elemento Fe está presente, em sua grande parte, no mineral ilmenita, havendo possibilidade de uma pequena parte estar associada à estrutura da fluorapatita. Considerando somente como mineral portador de Fe a ilmenita, o qual possui uma susceptibilidade magnética mediana, este fato explica o valor relativamente alto da recuperação de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> no produto magnético +0,25 A.

#### 5.4.9.4 – Amostra Piroxenito (PT).

Devido às características dessa amostra, como baixo teor do contaminante  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , o ensaio foi realizado somente com uma única fração, amostra total. Os resultados apresentados na tabela V.63 mostram que essa amostra possui baixo teor do contaminante  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , com valores inferiores a 0,5%. A submissão dessa amostra ao processo de separação magnético, em 0,25 A e 0,40 A, propiciou a obtenção de um concentrado não magnético (-0,40 A), com teores de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  inferiores a 0,10% e, como conseqüência, os teores de outras impurezas foram reduzidos, tais como  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$  e  $\text{TiO}_2$ . A recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$  no não magnético foi igual a 96,8%, com perda de  $\text{P}_2\text{O}_5$  nos produtos magnéticos igual a 3,2%.

Tabela V.63 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra piroxenito (PT).

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	ensaio	amost.	$\text{P}_2\text{O}_5$	CaO	$\text{SiO}_2$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	MgO	$\text{TiO}_2$	PF	$\text{P}_2\text{O}_5$	$\text{P}_2\text{O}_5$	CaO	$\text{SiO}_2$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	MgO
Total Dosado																	
+0,25	2,9	2,9	19,8	35,6	6,3	<0,1	13,1	3,5	12,1	6,8	1,80	1,6	2,0	8,4	...	23,8	11,6
-0,25+0,4	3,2	3,2	18,0	34,4	11,3	0,4	10,1	5,9	8,1	4,8	1,91	1,6	2,1	16,1	...	19,8	21,2
-0,4	93,9	93,9	36,7	53,0	1,8	<0,1	1,0	0,6	0,6	0,5	1,44	96,8	95,9	75,5	...	56,4	67,2
Total calc.	100	100	35,6	51,9	2,2	...	1,6	0,9	1,2	0,8	1,46	100,0	100,0	100,0	...	100,0	100,0

Os resultados de difração de raios-X dessa amostra mostraram que os principais minerais constituintes são fluorapatita, calcita e quartzo; como minerais acessórios têm-se aerinita e dolomita. O fato de somente o mineral aerinita possuir o elemento Fe em sua estrutura explica o baixo teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  na composição química dessa amostra.

#### 5.4.9.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).

A tabela V.64 mostra os resultados de separação magnética, em Frantz de Campo de Barreira, para a amostra piroxenito intemperizado (PIT), frações granulométricas +0,44 mm e -0,44 mm. Para a fração +0,44 mm, observa-se que o produto não magnético (-0,40 A) apresentou um baixo teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 1,0%, contra uma alimentação, para essa fração granulométrica, igual a 4,0%. Das etapas de separação, verifica-se que

a recuperação ou distribuição de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  foi de 58,4% para a amperagem 0,25 A, produto magnético.

Para a fração -0,44 mm verifica-se que os teores de impurezas foram maiores e, nesse caso, o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  caiu de 7,8% para 1,6%. Entretanto, essa fração granulométrica representa somente 9,8% do total da alimentação.

Analisando os resultados de uma forma global (total dosado), tabela V.64, verifica-se que o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  no concentrado caiu de 4,3% para 1,2% (produto não magnético -0,40 A). Outras impurezas também tiveram seus teores reduzidos, como  $\text{TiO}_2$ , o qual passou de 3,3% para 0,9%.

O valor final de recuperação de  $\text{P}_2\text{O}_5$  no concentrado foi de 94,1%, com uma perda de 5,9% nas frações magnéticas +0,25 A e -0,25+0,40 A.

Observando o resultado de difração de raios-X, nota-se que as principais impurezas presentes nesse concentrado são hematita, titanita e magnésiohornblenda. Isso, por sua vez, explica a elevada redução nos teores de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{TiO}_2$ , pois os minerais constituintes das impurezas, portadores desses elementos, são, principalmente, hematita e titanita. Esses minerais possuem susceptibilidade magnética de mediana a elevada, sendo, portanto, susceptíveis a separação na amperagem de 0,25 A.

Tabela V.64 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amost.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>+0,44 mm</b>															
+0,25	10,6	9,5	15,8	21,5	1,44	26,6	1,00	3,88	20,9	3,2	1,36	4,2	4,2	12,1	58,4
0,15	2,4	2,1	24,3	32,7	3,0	10,8	1,2	1,5	9,6	6,2	1,35	1,4	1,4	5,6	5,3
-0,4	87,1	78,5	39,4	52,8	0,9	1,0	0,2	<0,10	0,7	1,4	1,34	85,6	85,5	64,5	18,6
Total calc.	100,0	90,2	36,6	49,0	1,0	4,0	0,3	...	3,0	1,7	1,34	91,2	91,2	82,3	82,3
<b>-0,44 mm</b>															
+0,25	13,7	1,3	7,83	11,0	2,66	40,4	1,16	5,02	23,9	2,44	1,40	0,3	0,3	3,1	12,5
0,15	4,8	0,5	15,0	20,0	4,4	20,6	1,7	3,8	16,4	*	1,33	0,2	0,2	1,8	2,2
-0,4	81,6	8,0	37,6	50,7	1,8	1,6	0,2	0,1	1,5	1,9	1,35	8,3	8,4	12,8	3,0
Total calc.	100,0	9,8	32,4	43,8	2,1	7,8	0,4	1,0	5,2	...	1,35	8,8	8,8	17,7	17,7
<b>0,25</b>															
0,25	10,9	10,9	14,8	20,2	1,6	28,3	1,0	4,0	21,3	3,1	1,36	4,5	4,5	15,3	70,9
0,15	2,6	2,6	22,6	30,4	3,3	12,6	1,3	1,9	10,8	...	1,34	1,6	1,6	7,5	7,5
-0,4	86,5	86,5	39,2	52,6	1,0	1,1	0,2	...	0,8	1,4	1,34	93,9	93,8	77,3	21,6
Alim. Calc.	100,0	100,0	36,1	48,5	1,1	4,3	0,3	...	3,3	...	1,34	100,0	100,0	100,0	100,0
<b>0,15</b>															
0,25	8,1	8,1	14,8	20,4	1,6	28,8	0,9	3,5	20,9	3,2	1,38	3,3	3,5	11,8	53,7
0,15	5,2	5,2	17,7	23,9	2,6	19,3	1,2	3,1	17,0	4,7	1,35	2,5	2,6	11,9	22,9
-0,4	86,8	86,8	38,9	51,3	1,0	1,2	0,2	<0,10	0,9	2,0	1,32	94,1	93,9	76,2	23,4
Alim. Dosada	100,0	100,0	35,9	47,4	1,1	4,3	0,3	...	3,3	2,2	1,32	100,0	100,0	100,0	100,0

#### 5.4.9.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

Como observado nos resultados anteriores, o resultado de separação magnética para a amostra zona de mistura (ZMT), tabela V.65, também apresentou uma concentração maior das impurezas na fração -0,44 mm, a qual representa somente 4,8% do concentrado. Com as sucessivas etapas de separação magnética (0,25 e 0,40 A), nota-se que os teores de impurezas, principalmente Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e TiO<sub>2</sub>, sofreram razoável redução, tanto para a fração +0,44 mm, quanto para a fração -0,44 mm.

Na fração +0,44 mm, o teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> decresceu de 2,5% (total calculado) para 1,1% (produto não magnético, -0,40 A); o teor de TiO<sub>2</sub> decresceu de 1,9% para 0,7%. Conseqüentemente, houve uma elevação no teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 38,0% para 39,5%.

O mesmo aconteceu para a fração -0,44 mm, apesar de representar uma fração pequena, os teores das impurezas foram reduzidos, com Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> caindo de 4,9% para 1,4% e o teor de TiO<sub>2</sub> decresceu de 3,7% para 1,2%.

De uma forma global (total dosado), a tabela V.65 mostra que, após as etapas de separação magnética em 0,25 e 0,40 A, o teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> no produto não magnético (-0,40 A) diminuiu de 2,5% para 1,2%; e, no caso do teor de TiO<sub>2</sub>, ocorreu redução de 2,0% para 0,9%. Como consequência da retirada dessas impurezas, o teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no concentrado final elevou-se de 36,6% para 38,0%, portanto, um acréscimo de 1,4% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. A recuperação final de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> foi de 97,2%, com uma perda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 2,8%.

Apesar da difração de raios-X apresentarem somente os minerais fluorapatita e quartzo, outras fases minerais portadoras das impurezas devem estar presentes, em concentrações inferiores as limite de detecção da técnica.

Tabela V.65 - Resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira, para as frações granulométricas +0,44 e -0,44 mm, amostra zona de mistura (ZMT).

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amost.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
<b>+0,44 mm</b>															
+0,25	4,7	4,5	15,6	23,0	2,1	25,4	0,65	2,6	21,7	3,1	1,47	1,8	2,1	6,7	44,2
0,15	2,4	2,2	22,8	31,3	4,0	12,0	1,4	2,2	9,9	5,5	1,37	1,3	1,4	6,4	10,4
-0,4	92,9	88,5	39,5	51,5	1,2	1,1	<0,10	<0,10	0,7	1,6	1,30	92,4	92,0	78,9	36,1
Total calc.	100,0	95,2	38,0	49,7	1,3	2,5	...	...	1,9	1,7	1,31	95,6	95,6	92,1	90,7
<b>-0,44 mm</b>															
+0,25	5,9	0,3	7,7	11,3	2,6	39,7	0,84	3,6	26,9	*	1,47	0,1	0,1	0,5	4,4
0,15	5,3	0,3	10,2	14,3	3,9	26,1	1,4	3,7	19,9	*	1,40	0,1	0,1	0,7	2,6
-0,4	88,9	4,3	37,8	49,8	2,2	1,4	0,2	0,1	1,2	2,3	1,32	4,3	4,3	6,7	2,3
Total calc.	100,0	4,8	34,6	45,7	2,3	4,9	0,3	0,5	3,7	...	1,32	4,4	4,4	7,9	9,3
<b>0,25</b>															
0,25	4,8	4,8	15,1	22,3	2,1	26,2	0,7	2,7	22,0	...	1,47	1,9	2,1	7,3	48,5
0,15	2,5	2,5	21,5	29,6	4,0	13,4	1,4	2,4	10,9	...	1,37	1,4	1,5	7,1	13,0
-0,4	92,7	92,7	39,4	51,4	1,3	1,1	...	...	0,8	1,6	1,30	96,7	96,4	85,6	38,4
Alim. Calc.	100,0	100,0	37,8	49,5	1,4	2,6	...	...	2,0	...	1,31	100,0	100,0	100,0	100,0
<b>0,15</b>															
0,25	3,5	3,5	15,0	22,0	2,4	25,1	0,7	2,3	21,6	3,7	1,47	1,4	1,6	6,1	34,9
0,15	2,8	2,8	17,6	24,5	3,6	19,5	1,1	2,6	15,6	5,3	1,39	1,3	1,4	7,0	21,2
-0,4	93,7	93,7	38,0	50,1	1,3	1,2	0,2	0,1	0,9	1,9	1,32	97,2	97,0	86,8	44,0
Alim. Dosada	100,0	100,0	36,6	48,4	1,4	2,5	0,2	0,3	2,0	2,1	1,32	100,0	100,0	100,0	100,0



#### 5.4.9.7 – Considerações gerais.

De uma forma geral, pode-se afirmar que os ensaios de separação magnética, através de Frantz de Campo de Barreira, mostraram que a aplicação da separação magnética de alta intensidade é uma técnica viável de se aplicar na purificação do concentrado fosfático, aumentando o teor de  $P_2O_5$  no concentrado. Os valores de recuperação de  $P_2O_5$  mostraram-se bastante distintos para cada tipologia de minério, atingindo valores de até 97,2% para a amostra zona de mistura (ZMT), o menor valor de recuperação foi para a amostra apatito (APAT), atingindo 93,3%.

Em termos de rendimento em massa, nota-se na tabela V.66 que os valores de rendimento para a fração granulométrica +0,44 mm foi superior aos valores obtidos para a fração -0,44 mm, fato esse que está relacionado às dificuldades inerentes dos processos para as frações finas. Apesar disso, verifica-se que os valores de rendimento em massa, total, foram bastante elevados, acima de 86,5%, com teores de  $P_2O_5$  acima de 39,2%.

Tabela V.66 – Tabela comparativa dos resultados de separação magnética em Frantz de Campo de Barreira com o produto concentrado, para as diversas tipologias.

Fração granulométrica		Tipologias					
		APAT	FIT	FST	ZMT	PIT	PT
+ 0,44	Rm (%)	86,7	92,3	91,3	92,9	87,1	93,9
	% $P_2O_5$	39,8	40,5	40,1	39,5	39,4	36,7
-0,44	Rm (%)	85,9	71,9	75,5	88,9	81,6	-
	% $P_2O_5$	38,1	39,4	38,3	37,8	37,6	-
Total	Rm (%)	86,6	91,4	90,2	92,7	86,5	86,4
	% $P_2O_5$	39,7	40,5	40,0	39,4	39,2	34,1

A grande importância desses resultados está na implicação dessa etapa de purificação do concentrado fosfático. Estudos realizados por Ferreira *et alii*. 2005 mostram que o uso da separação magnética de alta intensidade na purificação do concentrado fosfático do Complexo de Mineração de Tapira permitirá um aumento na capacidade de produção, através de um aumento da recuperação nos estágios de flotação.

## **5.5 – Ensaios de flotação em bancada – Resultados dos testes com planejamento estatístico.**

Visando o conhecimento tecnológico do processo de flotação, bem como a obtenção de dados de engenharia que viessem a possibilitar os estudos de processos para definição de fluxogramas e elaboração de balanços de massas/metalúrgicos, planejou-se a execução desses ensaios.

Para isso, estruturou-se uma série de testes laboratoriais de flotação, onde se estudasse a resposta ao processo das principais variáveis dessa etapa de beneficiamento. Para uma melhor quantificação dos resultados, optou-se pela realização de um planejamento estatístico.

Assim, o efeito das principais variáveis do processo de concentração, pH, dosagem de coletor e depressor, foram avaliadas através dos ensaios com planejamento fatorial, com três variáveis em dois níveis ( $2^3$ ), propiciando, assim, um conhecimento do comportamento de cada tipologia de minério, quando submetidas às condições de flotação que se aproximam das condições reais de flotação, porém, em escala de bancada.

### **5.5.1 – Amostra Apatitito (APAT).**

A tabela V.67 apresenta os resultados dos ensaios de flotação para a amostra apatitito (APAT), onde têm-se os teores de  $P_2O_5$  e demais impurezas ( $Fe_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$  e  $TiO_2$ ), assim como, o rendimento em massa e os valores de recuperação metalúrgica dos óxidos ( $P_2O_5$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$  e  $TiO_2$ ) para os produtos da flotação, concentrado, rejeito rougher (RRG) e rejeito cleaner (RCL).

Tabela V.67 – Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois nível (2<sup>3</sup>), para a amostra apatitito (APAT).

Teste	Produto	Massa %	Análise química (%)								Recuperação (%)						Dosagem coletor (1)	Dosagem depressor (2)	pH (3)	DRX (Concentrado) Principais fases	
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>					TiO <sub>2</sub>
T. 1	C	81,7	37,7	3,0	0,2	50,7	0,2	0,8	0,1	1,34	87,3	41,6	34,8	86,2	42,8	25,2	10,8	400	350	8,0	Fluorapatita Quartzo
	RRG	8,2	17,8	23,5	2,3	26,0	1,2	18,0	4,1	1,46	4,1	32,9	44,3	4,4	35,0	60,7	55,4				
	RCL	10,1	30,1	14,9	0,9	44,7	0,6	3,4	2,0	1,49	8,6	25,5	20,9	9,4	22,1	14,1	33,8				
T. 4	C	92,1	36,8	4,0	0,2	50,0	0,2	0,9	0,2	1,36	96,6	62,6	47,3	96,3	61,8	35,2	32,6	1000	350	8,0	Fluorapatita Goethita
	RRG	4,5	11,9	26,3	3,4	18,3	1,5	26,6	4,5	1,54	1,5	20,3	39,6	1,7	27,1	50,5	34,2				
	RCL	3,5	18,7	28,8	1,5	27,9	0,8	9,7	5,7	1,49	1,8	17,2	13,1	2,0	11,1	14,3	33,2				
T. 3	C	74,9	38,4	2,7	0,2	51,2	0,1	0,7	0,0	1,33	80,6	33,6	30,4	81,6	35,2	21,0	4,7	400	650	8,0	Fluorapatita
	RRG	10,8	20,2	22,9	1,9	20,4	1,0	14,7	4,0	1,01	6,1	41,3	44,6	4,7	37,4	62,9	66,5				
	RCL	14,3	33,2	10,6	0,8	45,2	0,6	2,9	1,3	1,36	13,3	25,1	25,0	13,8	27,4	16,1	28,9				
T. 7	C	91,6	37,1	3,9	0,2	50,2	0,2	0,9	0,2	1,35	96,4	60,4	48,1	96,0	61,5	35,2	30,1	1000	650	8,0	Fluorapatita Goethita
	RRG	5,1	13,8	26,6	2,8	20,8	1,3	23,5	4,6	1,51	2,0	22,9	37,0	2,2	25,8	50,8	38,2				
	RCL	3,3	17,4	30,2	1,7	26,2	1,0	10,2	5,9	1,50	1,6	16,7	14,9	1,8	12,7	14,1	31,7				
T. 6	C	70,1	38,1	2,4	0,2	50,9	0,1	0,7	0,0	1,34	75,2	28,3	28,5	74,6	31,2	19,9	2,2	400	350	11,0	Fluorapatita
	RRG	18,1	26,7	17,7	1,4	37,1	0,8	8,7	2,7	1,39	13,6	54,5	52,6	14,0	50,2	64,2	77,6				
	RCL	11,8	34,0	8,5	0,8	46,2	0,5	3,3	1,1	1,36	11,3	17,1	18,9	11,4	18,6	15,9	20,2				
T. 11	C	92,7	36,3	4,0	0,2	49,7	0,2	1,1	0,3	1,37	96,8	63,8	53,0	96,5	66,2	43,4	41,4	1000	350	11,0	Fluorapatita Quartzo Goethita
	RRG	3,5	14,4	27,6	2,5	21,8	1,2	20,8	4,0	1,52	1,4	16,5	23,6	1,6	16,2	30,9	23,9				
	RCL	3,9	15,7	29,5	2,2	23,6	1,2	15,5	5,2	1,51	1,7	19,7	23,4	1,9	17,6	25,7	34,7				
T. 9	C	68,7	37,8	2,5	0,2	50,5	0,2	0,7	0,0	1,34	73,4	29,1	27,8	72,9	33,3	20,8	3,3	400	650	11,0	Fluorapatita
	RRG	18,0	27,0	17,0	1,3	37,3	0,8	8,3	2,6	1,38	13,7	52,3	51,0	14,1	46,5	61,3	74,8				
	RCL	13,3	34,2	8,3	0,8	46,5	0,5	3,3	1,0	1,36	12,9	18,7	21,2	13,0	20,2	17,9	21,9				
T. 12	C	92,7	36,2	4,0	0,2	49,5	0,2	1,1	0,2	1,37	96,9	62,8	53,3	96,6	65,3	43,2	38,0	1000	650	11,0	Fluorapatita Quartzo
	RRG	3,7	13,7	30,0	2,4	20,8	1,1	20,5	4,5	1,52	1,4	18,8	23,7	1,6	17,0	32,4	28,2				
	RCL	3,7	15,3	29,5	2,3	23,2	1,2	15,5	5,4	1,52	1,6	18,5	23,0	1,8	17,7	24,4	33,8				
T. 2	C	87,6	37,3	3,5	0,2	50,4	0,2	0,9	0,2	1,35	92,7	51,7	42,6	92,3	53,8	30,8	23,0	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita Quartzo
	RRG	7,7	18,6	24,1	2,2	26,7	1,1	17,2	3,9	1,44	4,1	31,6	43,4	4,3	33,3	54,6	49,2				
	RCL	4,7	24,5	21,0	1,2	34,6	0,7	7,6	3,6	1,41	3,3	16,7	13,9	3,4	12,9	14,6	27,8				
T. 5	C	88,0	37,4	3,3	0,2	50,5	0,2	0,8	0,1	1,35	93,2	49,4	42,2	92,8	51,8	31,1	17,4	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita Quartzo
	RRG	7,3	17,0	27,1	2,4	24,7	1,2	17,0	4,5	1,45	3,5	33,5	44,5	3,8	34,8	53,5	54,1				
	RCL	4,7	24,7	21,5	1,1	34,8	0,7	7,7	3,7	1,41	3,3	17,0	13,2	3,4	13,4	15,5	28,5				
T. 8	C	88,9	37,6	3,6	0,2	50,7	0,2	0,9	0,2	1,35	94,2	52,2	44,0	93,8	54,2	33,1	23,5	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita Quartzo
	RRG	7,2	16,2	27,9	2,5	23,8	1,3	17,6	4,6	1,46	3,3	33,1	44,8	3,6	34,3	53,5	51,9				
	RCL	3,9	23,0	23,0	1,2	32,8	0,8	8,1	4,0	1,43	2,5	14,8	11,2	2,7	11,5	13,4	24,6				
T. 10	C	87,9	36,9	3,4	0,2	50,1	0,2	0,8	0,1	1,36	92,9	51,1	42,8	92,6	54,1	30,8	20,7	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita Quartzo
	RRG	7,0	17,2	25,8	2,3	24,8	1,2	18,4	4,1	1,45	3,4	30,5	41,5	3,6	31,0	53,2	48,3				
	RCL	5,1	24,9	21,1	1,2	35,0	0,8	7,5	3,6	1,41	3,6	18,3	15,7	3,8	14,9	15,9	31,0				

Também, nota-se nessa tabela as variáveis avaliadas e seus respectivos níveis, assim como, o resultado de difração de raios-X para o concentrado de cada ensaio.

Para as dosagens avaliadas, o teor de  $P_2O_5$  atingiu valores relativamente elevados, acima de 36,2%, com valores de recuperação de  $P_2O_5$  também elevados, com valores maiores que 75,2%. As difrações de raios-X mostraram que as principais fases mineralógicas presentes nos concentrados foram fluorapatita e os minerais contaminantes quartzo, goethita. De forma qualitativa, verifica-se que as fases mineralógicas os contaminantes aumentam com o aumento da dosagem de coletor.

Nas tabelas V.68 e V.69 têm-se os resumos das análises do algoritmo Yates, correlacionando as variáveis avaliadas com os resultados de recuperação de  $P_2O_5$  e teor de  $P_2O_5$ . Para a recuperação de  $P_2O_5$ , os resultados mostram um valor médio igual a 87,9% de recuperação de  $P_2O_5$  na etapa de flotação.

Tabela V.68 – Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra apatitito (APAT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta a recuperação de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	87,9	0,7
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	8,8	0,7
Dosagem depressor	-1,1	0,7
pH	-2,3	0,7
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	1,1	0,7
Coletor x pH	2,5	0,7
Depressor x pH	0,6	0,7
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	-0,6	0,7

Como efeito principal, sobre a variável recuperação, teve-se, como destaque, a variável dosagem de coletor. De acordo com a estimativa (tabela V.65), um aumento na dosagem de coletor do nível 400g/t para 1000g/t causará um aumento de 8,8% no valor de recuperação de  $P_2O_5$ . No entanto, essa variável não pode ser analisada isoladamente,

pois possui interações significativas, tanto com o depressor, quanto com o coletor. Da mesma forma, as variáveis dosagem de depressor e pH não podem ser analisadas em separado devido às interações existentes entre elas e entre a variável dosagem de coletor.

Em termos de uma equação que descreva o valor da recuperação em função das variáveis, apesar das discussões acima apresentarem as interações como desprezíveis, essa será apresentada com os termos correspondentes às interações entre dois fatores.

Entretanto, seus valores são relativamente pequenos, como mostra (equação 5.1).

$$Y=87,9+8,8X_1-1,07X_2+1,05X_1X_2-2,3X_3+2,5X_1X_3 \quad (5.1)$$

Onde:

- $X_1$ : Variável dosagem de coletor;
- $X_2$ : Variável dosagem de depressor;
- $X_3$ : Variável pH;
- Y: Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .

Com relação ao teor de  $P_2O_5$ , os resultados mostraram que a média do teor de  $P_2O_5$  foi igual a 37,3%. A variável dosagem de coletor teve o principal efeito sobre a resposta teor de  $P_2O_5$ , no sentido de reduzir o teor  $P_2O_5$  em -0,7%. As demais variáveis tiveram efeitos desprezíveis sobre o valor do teor de  $P_2O_5$ , pois, seus efeitos foram inferiores ao erro de medida (tabela V.69).

As interações, tanto de dois fatores, quanto de três fatores, também tiveram efeitos desprezíveis, pois estão com valores inferiores ao erro de medida.

Logo, a equação resposta para o teor de  $P_2O_5$  pode ser expressa pela equação 5.2.

$$Y=37,3-0,7X_1 \quad (5.2)$$

Onde:

- $X_1$ : Variável dosagem de coletor;
- Y: Resposta para o teor de  $P_2O_5$ .

Tabela V.69 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra foscorito intemperizado (FIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor, e, como resposta, o teor de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	37,3	0,3
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	-0,7	0,3
Dosagem depressor	0,1	0,3
pH	-0,2	0,3
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	0,0	0,3
Coletor x pH	-0,1	0,3
Depressor x pH	-0,2	0,3
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	0,1	0,3

### 5.5.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).

Os resultados dos ensaios fatoriais para a amostra foscorito intemperizado (FIT) são apresentados na tabela V.70, onde têm-se as análises químicas – produtos: concentrado (C), rejeito rougher (RRG) e rejeito cleaner (RCL) – com seus respectivos valores de recuperação. Também, os resultados de difrações de raios-X para o produto concentrado são apresentados nessa tabela, entretanto, esses resultados serão analisados de forma qualitativa.

As principais fases mineralógicas presentes nos concentrados são fluorapatita, goethita e quartzo. Verifica-se que a elevação do valor de pH de 8,0 para 11,0, propiciou a obtenção de um concentrado bastante rico, tendo como fase mineralógica principal fluorapatita.

Tabela V.70 – Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois nível (2<sup>3</sup>), para a amostra foscorito intemperizado (FIT).

Teste	Produto	Massa %	Análise química (%)									Recuperação (%)							Dosagem coletor (1)	Dosagem depressor (2)	pH (3)	DRX (Concentrado) Principais fases
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>					
T. 1	C	82,1	36,3	3,1	0,2	47,7	0,2	0,5	0,0	1,31	93,4	23,1	44,1	94,2	25,8	36,1	0,3	400	350	8,0	Fluorapatita Goethita	
	RRG	11,9	9,0	52,4	1,0	9,9	2,5	4,9	16,0	1,10	3,4	55,9	36,7	2,8	51,6	50,3	59,3					
	RCL	6,0	17,3	38,7	1,0	20,8	2,2	2,6	21,4	1,20	3,3	21,0	19,2	3,0	22,6	13,7	40,4					
T. 4	C	89,7	33,5	6,0	0,2	45,1	0,3	0,7	0,2	1,34	96,6	49,6	64,9	97,3	49,3	49,9	42,2	1000	350	8,0	Fluorapatita Goethita	
	RRG	4,3	7,3	55,6	1,0	7,6	2,5	8,5	2,4	1,04	1,0	22,3	15,4	0,8	20,6	31,5	24,4					
	RCL	6,0	12,2	50,7	0,9	13,5	2,7	3,6	2,4	1,11	2,3	28,1	19,7	1,9	30,1	18,6	33,4					
T. 3	C	82,6	36,6	3,1	0,2	48,0	0,2	0,5	0,0	1,31	94,2	22,6	46,2	95,1	26,2	36,4	0,0	400	650	8,0	Fluorapatita Goethita Quartzo	
	RRG	10,1	7,9	54,0	1,0	8,1	2,5	5,6	2,6	1,03	2,5	48,5	31,7	2,0	44,8	49,6	60,0					
	RCL	7,2	14,7	45,0	0,9	16,9	2,3	2,2	2,4	1,15	3,3	28,9	22,2	2,9	29,1	13,9	40,0					
T. 7	C	88,7	33,9	5,8	0,2	45,5	0,3	0,6	0,2	1,34	96,5	46,0	59,8	97,1	45,1	46,4	35,1	1000	650	8,0	Fluorapatita Goethita	
	RRG	2,7	7,3	52,2	1,1	8,3	2,3	10,6	2,2	1,14	0,6	12,6	10,2	0,5	12,1	24,6	13,4					
	RCL	8,6	10,3	53,2	1,0	11,3	2,5	3,9	2,6	1,10	2,8	41,4	30,0	2,3	42,8	29,0	51,5					
T. 6	C	80,0	37,4	1,9	0,2	48,8	0,1	0,5	0,1	1,30	92,5	12,9	40,6	93,5	18,7	35,6	7,6	400	350	11,0	Fluorapatita	
	RRG	13,4	10,0	55,9	1,0	10,7	2,5	4,2	2,5	1,07	4,2	64,4	40,5	3,5	55,6	48,4	64,1					
	RCL	6,5	16,7	40,8	1,0	19,7	2,4	2,9	2,3	1,18	3,4	22,7	18,9	3,1	25,7	16,0	28,3					
T. 11	C	85,5	35,1	3,6	0,2	46,4	0,2	0,6	0,1	1,32	95,6	27,3	51,2	96,4	33,5	42,6	10,2	1000	350	11,0	Fluorapatita	
	RRG	6,1	7,9	58,8	1,0	8,1	2,4	6,0	2,4	1,03	1,5	32,4	21,2	1,2	28,0	32,1	35,7					
	RCL	8,4	10,7	53,5	1,0	11,9	2,5	3,5	2,7	1,12	2,8	40,3	27,6	2,4	38,5	25,4	54,0					
T. 9	C	80,3	37,3	2,0	0,2	48,8	0,2	0,5	0,1	1,31	92,6	13,9	40,9	93,5	20,5	35,5	7,6	400	650	11,0	Fluorapatita Goethita	
	RRG	12,8	10,3	54,7	1,0	11,5	2,3	4,4	2,5	1,12	4,1	60,5	39,9	3,5	50,9	47,3	61,6					
	RCL	6,8	15,9	43,5	0,9	18,3	2,5	3,0	2,4	1,15	3,3	25,6	19,2	3,0	28,6	17,2	30,8					
T. 12	C	84,9	35,8	3,3	0,2	47,4	0,2	0,6	0,0	1,32	95,4	25,0	50,0	96,3	31,5	41,9	8,0	1000	650	11,0	Fluorapatita Goethita	
	RRG	7,6	8,1	59,1	1,0	8,2	2,6	5,4	2,5	1,01	1,9	39,4	25,5	1,5	34,2	35,5	44,5					
	RCL	7,6	11,2	53,6	1,0	12,0	2,6	3,4	2,7	1,08	2,7	35,7	24,5	2,2	34,2	22,6	47,5					
T. 2	C	83,3	36,5	3,2	0,2	48,1	0,2	0,5	0,0	1,32	94,2	23,6	46,7	95,0	26,6	36,6	3,9	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita	
	RRG	10,5	9,8	54,6	1,0	10,7	2,5	5,7	2,5	1,09	3,2	50,1	34,0	2,7	46,6	49,7	59,6					
	RCL	6,2	13,8	48,8	1,0	15,8	2,4	2,7	2,6	1,14	2,6	26,3	19,2	2,3	26,8	13,7	36,5					
T. 5	C	83,0	36,4	2,9	0,2	48,0	0,2	0,6	0,0	1,32	94,2	21,2	47,3	95,0	27,6	39,2	0,0	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita	
	RRG	9,4	9,0	55,0	1,0	10,0	2,4	5,4	2,5	1,12	2,7	45,8	29,3	2,3	39,4	43,8	54,7					
	RCL	7,6	13,3	49,2	1,0	15,2	2,5	2,6	2,6	1,14	3,2	33,0	23,4	2,7	32,9	17,0	45,3					
T. 8	C	82,9	36,4	3,0	0,2	47,9	0,2	0,5	0,0	1,32	94,1	21,5	45,0	95,0	27,5	36,5	0,0	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita	
	RRG	9,7	9,8	54,0	1,0	10,8	2,4	5,7	2,5	1,11	3,0	45,9	31,8	2,5	40,3	46,8	55,0					
	RCL	7,4	12,8	50,2	1,0	14,2	2,5	2,7	2,6	1,12	3,0	32,6	23,2	2,5	32,2	16,7	45,0					
T. 10	C	82,9	36,1	2,8	0,2	47,6	0,2	0,5	0,0	1,32	94,2	20,7	45,5	95,0	25,3	37,6	0,0	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita	
	RRG	10,7	8,6	55,7	1,0	9,3	2,5	5,3	2,6	1,08	2,9	52,8	34,5	2,4	47,4	48,4	63,5					
	RCL	6,4	14,3	46,8	1,0	16,6	2,4	2,6	2,5	1,16	2,9	26,5	20,0	2,6	27,3	14,0	36,5					

A análise dos resultados dos ensaios de acordo com o algoritmo de Yates, tabela V.71, para a resposta recuperação de  $P_2O_5$ , permite as seguintes conclusões:

- a média dos valores de recuperação de  $P_2O_5$  foi igual a  $(94,6 \pm 0,1)\%$ ;
- os efeitos principais deveram-se às variáveis dosagem de coletor e pH.

Essas variáveis podem ser interpretada independentemente, pois os níveis de interações, tanto de dois fatores, quanto três fatores, podem ser considerados nulos. Seus valores foram inferiores ao valor do erro avaliado. No caso da dosagem de coletor, seu efeito será no sentido de aumentar o valor de recuperação de  $P_2O_5$  em 1,4% com o aumento da dosagem de coletor. Já o efeito da variável pH será no sentido de reduzir o valor da recuperação de  $P_2O_5$  em 0,6%.

Por sua vez, a variável dosagem de depressor não teve efeito sobre os valores de recuperação de  $P_2O_5$ , pois, a estimativa para essa variável é igual a 0,1%.

Tabela V.71 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra foscorito intemperizado (FIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta a recuperação de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	94,6	0,1
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	1,4	0,1
Dosagem depressor	0,1	0,1
pH	-0,6	0,1
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	-0,1	0,1
Coletor x pH	0,0	0,1
Depressor x pH	-0,1	0,1
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	0,1	0,1

Considerando um nível de significância igual a 95,0%, para o modelo estatístico F de distribuição, tem-se a equação (5.3) linear que descreverá o efeito das variáveis sobre o valor da resposta da recuperação de  $P_2O_5$ .



$$Y=94,6+1,44X_1+0,07X_2-0,6X_3-0,149X_1X_2-0,1X_2X_3+0,08X_1X_2X_3 \quad (5.3)$$

Onde:

- $X_1$  – Variável dosagem de coletor;
- $X_2$  – Variável dosagem de depressor;
- $X_3$  – pH;
- $Y$  – Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .

Por sua vez, esses ensaios fatoriais mostram que o teor de  $P_2O_5$  atingiu um teor médio igual a 35,8%, tendo como efeitos principais as variáveis dosagem de coletor e pH, (tabela V.72). A variável dosagem de depressor não teve efeito significativo sobre a resposta teor de  $P_2O_5$ , seu valor de estimativa foi ligeiramente superior ao valor do erro apurado para as medidas.

As interações entre essas variáveis, tanto em dois fatores, quanto entre três fatores, foram relativamente pequenas, com valores estimados próximos e, até mesmo, inferiores ao erro.

Logo, tendo os efeitos das interações em níveis relativamente baixos, os efeitos das variáveis, dosagem de coletor e pH, serão analisados individualmente. Para a variável dosagem coletor, a análise do algoritmo de Yates mostra que o teor de  $P_2O_5$  será reduzido em 1,2 pontos percentuais com o aumento da dosagem de coletor. O efeito da variável pH será no sentido de aumentar o teor de  $P_2O_5$  no concentrado em 0,7 pontos percentuais.

Tabela V.72 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra foscorito intemperizado (FIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor, e, como resposta, o teor de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	35,8	0,16
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	-1,2	0,16
Dosagem depressor	0,2	0,16
pH	0,7	0,16
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	0,1	0,16
Coletor x pH	0,2	0,16
Depressor x pH	0,0	0,16
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	0,1	0,16

### 5.5.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).

Para a amostra foscorito silicificado (FST), os resultados dos ensaios fatoriais são apresentados na tabela V.73, onde têm-se os valores de análises químicas para os produtos concentrado, rejeito rougher, rejeito cleaner, com seus respectivos valores de recuperação metalúrgica, bem como, resultados de difrações de raios-X para o concentrado. Nessa tabela, também, são apresentadas as variáveis avaliadas, com seus respectivos níveis de execução.

Tabela V.73 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis (2<sup>3</sup>), para a amostra foscorito silicificado (FST).

Teste	Produto	Massa %	Análise química (%)									Recuperação (%)						Dosagem coletor (1)	Dosagem depressor (2)	pH (3)	DRX (Concentrado) Principais fases
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>				
T. 1	C	54,0	38,3	2,0	0,2	49,9	0,1	1,1	0,4	1,30	81,1	7,3	19,3	81,7	11,4	5,4	4,3	400	350	8,0	Fluorapatita Quartzo
	RRG	36,0	7,0	32,8	0,9	8,6	1,1	25,9	11,9	1,24	9,8	79,6	66,6	9,4	74,2	87,4	80,2				
	RCL	9,9	23,2	19,7	0,7	29,6	0,8	7,8	8,3	1,28	9,0	47,4	26,8	8,9	14,3	7,2	15,5				
T. 4	C	70,6	31,1	6,9	0,2	43,7	0,2	1,8	2,7	1,41	93,7	33,5	39,6	94,6	30,2	12,1	36,3	1000	350	8,0	Fluorapatita Goethita Quartzo/Ilmenita
	RRG	19,7	2,7	31,4	0,9	3,1	1,0	39,7	9,9	1,15	2,3	42,8	40,9	1,9	44,3	72,9	37,4				
	RCL	9,7	9,6	35,1	0,9	11,9	1,2	16,5	14,0	1,24	4,0	23,7	19,6	3,6	25,4	15,0	26,2				
T. 3	C	56,4	37,6	2,0	0,2	49,2	0,1	1,1	0,4	1,31	84,1	7,7	20,0	85,0	12,4	5,6	4,4	400	650	8,0	Fluorapatita Goethita Quartzo
	RRG	33,7	5,4	34,3	0,9	6,6	1,0	28,0	12,3	1,22	7,2	77,7	66,2	6,8	70,0	87,0	78,5				
	RCL	9,9	22,0	21,9	0,7	27,2	0,9	8,1	9,2	1,23	8,7	14,6	13,8	8,2	17,6	7,4	17,1				
T. 7	C	68,6	32,8	5,4	0,2	45,1	0,2	1,6	2,0	1,37	88,3	26,6	36,2	89,1	29,1	14,6	26,2	1000	650	8,0	Fluorapatita Quartzo Goethita
	RRG	22,1	9,9	30,5	0,8	12,5	1,0	22,9	11,0	1,26	8,6	48,5	44,6	8,0	48,4	67,6	46,5				
	RCL	9,3	8,6	37,1	0,9	10,7	1,1	14,3	15,3	1,25	3,1	24,9	19,3	2,9	22,5	17,8	27,3				
T. 6	C	47,9	39,2	1,5	0,2	50,7	0,1	0,9	0,2	1,29	82,4	4,4	15,2	83,0	7,5	2,8	1,9	400	350	11,0	Fluorapatita Quartzo
	RRG	42,4	2,6	33,9	0,9	3,0	1,0	35,2	11,2	1,17	4,8	88,9	73,8	4,4	82,0	93,7	89,3				
	RCL	9,7	30,0	11,2	0,6	38,0	0,6	5,8	4,8	1,26	12,8	6,7	10,9	12,6	10,5	3,5	8,8				
T. 11	C	63,0	35,3	3,2	0,2	47,2	0,2	1,5	1,1	1,34	90,2	13,9	26,1	91,2	20,2	8,7	26,0	1000	350	11,0	Fluorapatita Quartzo Goethita
	RRG	26,4	4,6	34,0	1,0	5,6	1,0	32,0	1,1	1,21	5,0	61,3	55,8	4,5	53,5	78,1	11,5				
	RCL	10,6	11,2	34,4	0,8	13,1	1,2	13,6	15,1	1,17	4,8	24,8	18,2	4,3	26,3	13,3	62,5				
T. 9	C	51,3	38,3	1,5	0,2	49,9	0,1	1,0	0,2	1,30	77,4	5,3	17,7	77,8	9,5	4,9	2,1	400	650	11,0	Fluorapatita Quartzo Goethita
	RRG	38,9	7,7	33,1	0,9	9,8	1,0	23,9	12,1	1,27	11,8	86,4	70,4	11,6	78,3	88,8	88,0				
	RCL	9,7	28,2	12,8	0,6	35,5	0,6	6,8	5,4	1,26	10,8	8,3	11,9	10,5	12,2	6,3	9,9				
T. 12	C	61,7	36,1	2,9	0,2	48,0	0,2	1,5	0,8	1,33	89,6	12,2	26,1	90,4	19,3	8,2	9,9	1000	650	11,0	Fluorapatita Goethita
	RRG	29,2	4,8	33,7	0,9	6,1	0,9	30,7	11,4	1,26	5,7	67,5	58,6	5,4	57,2	81,6	64,4				
	RCL	9,1	12,8	32,5	0,8	15,0	1,2	12,3	14,6	1,17	4,7	20,3	15,3	4,2	23,6	10,2	25,8				
T. 2	C	59,7	36,8	2,5	0,2	48,6	0,1	1,2	0,6	1,32	87,6	10,1	22,9	88,2	16,1	6,8	7,1	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita Quartzo
	RRG	31,8	5,2	34,6	1,0	6,6	1,0	28,1	12,2	1,27	6,6	74,0	64,3	6,4	64,0	85,3	73,3				
	RCL	8,6	17,0	27,6	0,7	20,6	1,1	9,7	12,1	1,21	5,8	15,9	12,8	5,4	19,9	7,9	19,6				
T. 5	C	59,3	37,2	2,6	0,2	48,9	0,1	1,3	0,7	1,32	87,6	10,1	23,1	88,1	14,9	7,2	7,2	700	500	9,5	Fluorapatita Goethita Quartzo
	RRG	31,4	5,5	34,1	0,9	7,0	1,0	27,7	12,0	1,27	6,8	71,6	61,7	6,6	64,5	83,2	70,5				
	RCL	9,3	15,0	29,3	0,8	18,8	1,1	10,7	12,7	1,25	5,6	18,3	15,3	5,3	20,5	9,6	22,3				
T. 8	C	59,4	36,7	2,5	0,2	48,4	0,1	1,2	0,6	1,32	87,4	10,1	22,8	88,1	14,8	6,6	7,1	700	500	9,5	Fluorapatita Quartzo
	RRG	32,7	5,7	33,7	0,9	7,2	1,0	28,5	12,0	1,25	7,5	74,5	64,9	7,1	67,2	85,7	74,2				
	RCL	8,0	16,0	28,7	0,7	19,6	1,1	10,6	12,5	1,22	5,1	15,5	12,2	4,8	18,0	7,7	18,8				
T. 10	C	59,0	37,4	2,6	0,2	49,2	0,1	1,2	0,6	1,32	87,3	10,3	23,2	87,9	14,8	6,8	7,2	700	500	9,5	Fluorapatita Quartzo
	RRG	32,9	5,8	33,4	0,9	7,3	1,0	27,6	11,9	1,26	7,5	74,2	63,3	7,2	67,4	85,0	73,8				
	RCL	8,1	16,1	28,4	0,8	19,8	1,1	10,9	12,4	1,23	5,2	15,6	13,5	4,9	17,8	8,2	19,0				

As difrações de raios-X apresentam um quadro geral com as principais fases mineralógicas presentes nos concentrados dos ensaios, onde, verifica-se, de forma qualitativa, que as principais fases mineralógicas presentes nos concentrados são fluorapatita, quartzo, goethita e ilmenita. Há uma tendência de ocorrer um aumento nas fases contaminantes com o aumento da dosagem de coletor, entretanto, tal observação é somente qualitativa devido ao limite de detecção da técnica de difração de raios-X ser da ordem de 5,0%.

Salienta-se que os resultados de caracterização mineralógica dessa amostra mostraram que os minerais de ganga, goethita e ilmenita, encontram-se associados à apatita.

Os resultados da análise fatorial, através do algoritmo de Yates, são apresentados para as respostas recuperação de  $P_2O_5$  e teor de  $P_2O_5$ , nas tabelas V.74 e V.75. No caso da recuperação de  $P_2O_5$ , tabela V.74, seu valor médio nos ensaios foi igual a 85,9%. As variáveis avaliadas, pH, dosagens de coletor e depressor, tiveram efeito principal sobre a recuperação de  $P_2O_5$ , com destaque para a variável dosagem de coletor, com estimativa igual a  $(4,6 \pm 0,14)\%$ . Mas como essa variável interage com as demais variáveis, dosagem de depressor e pH, seu efeito não pode ser analisado de forma isolada.

Da mesma forma, as variáveis dosagem de depressor e pH que tiveram efeitos significativos sobre a recuperação de  $P_2O_5$  não podem ser analisadas isoladamente, pois essas interagem com o a variável dosagem de coletor (tabela V.74).

A partir da tabela V.74, a recuperação de  $P_2O_5$  será descrita em função das variáveis avaliadas (equação 5.5).

$$Y=85,86+4,60X_1-1,0X_2-0,96X_3-0,51X_1X_2+0,43X_1X_2-0,39X_1X_2+1,60X_1X_2X_3 \quad (5.5)$$

Onde:

- $X_1$  – Variável dosagem de coletor;
- $X_2$  – Variável dosagem de depressor;

- $X_3$  – pH;
- Y – Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .

Tabela V.74 – Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra foscorito silicificado (FST), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, a recuperação de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	85,9	0,14
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	4,60	0,14
Dosagem depressor	-1,00	0,14
pH	-0,96	0,14
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	-0,51	0,14
Coletor x pH	0,43	0,14
Depressor x pH	-0,39	0,14
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	1,60	0,14

No caso do teor de  $P_2O_5$ , a análise fatorial mostrou um valor médio igual a 36,1%, como mostra a tabela V.75. Nessa tabela, nota-se que a variável dosagem de coletor teve um efeito bastante acentuado sobre o valor do teor de  $P_2O_5$ . No entanto, tal variável não pode ser analisada de forma isolada, pois, essa variável possui interação significativa entre as variáveis dosagem de depressor e pH. Por sua vez, a variável dosagem de depressor não possui um efeito significativo sobre o teor de  $P_2O_5$ ; o valor da estimativa do efeito principal dessa variável foi igual ( $0,1 \pm 0,32\%$ ), valor esse inferior ao erro das medidas.

Para a variável pH, observa-se que seu efeito principal foi ligeiramente acentuado, porém, essa variável interage com o coletor. Logo, sua análise também não poderá ser realizada de forma isolada (tabela V.75).

Tabela V.75 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra foscorito silicificado (FST), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta o teor de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	36,1	0,32
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	-2,26	0,32
Dosagem depressor	0,12	0,32
pH	1,13	0,32
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	0,51	0,32
Coletor x pH	0,72	0,32
Depressor x pH	-0,14	0,32
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	-0,11	0,32

De acordo com os valores estimados, pode-se estabelecer uma equação linear que descreva o teor de  $P_2O_5$  em função das variáveis, considerando o erro estimado das medidas. A qual será:

$$Y=36,08-2,26X_1+1,13X_2+0,51X_1X_2+0,72X_1X_3 \quad (5.6)$$

Onde:

- $X_1$  – Variável dosagem de coletor;
- $X_2$  – Variável dosagem de depressor;
- $X_3$  – pH;
- $Y$  – Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .

#### **5.5.4 – Amostra Piroxenito (PT).**

Os ensaios de flotação com a amostra piroxenito (PT) refletiram, em algumas condições, a baixa performance apresentada por essa amostra nos ensaios de caracterização padrão (tabela V.39). A tabela V.76 apresenta esses resultados, assim como as condições de realização desses testes.

Tabela V.76 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis (2<sup>3</sup>), para a amostra piroxenito (PT).

Teste	Produto	Massa %	Análise química (%)								Recuperação (%)							Dosagem coletor (1)	Dosagem depressor (2)	pH (3)	
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>				
T. 1	C	10,5	39,8	0,6	0,3	52,4	0,1	1,0	0,3	1,32	32,7	0,8	0,3	21,0	0,4	0,4	0,5	100	350	8,0	
	RRG	79,0	6,6	9,3	11,8	19,6	2,7	33,6	7,1	2,99	40,5	96,3	98,3	59,0	98,3	98,1	96,5				
	RCL	10,5	32,7	2,1	1,3	50,1	0,3	4,0	1,7	1,53	26,8	2,9	1,4	20,1	1,3	1,5	3,0				
T. 4	C	32,1	33,6	1,6	0,6	50,0	0,1	2,5	1,2	1,49	85,9	6,5	1,8	62,6	1,9	3,0	6,6	300	350	8,0	
	RRG	61,8	1,6	11,0	16,2	12,5	3,6	39,5	8,0	7,99	7,7	87,0	94,4	30,2	94,8	91,6	85,5				
	RCL	6,1	13,2	8,3	6,7	30,5	1,3	23,9	7,5	2,31	6,4	6,4	3,8	7,2	3,3	5,4	7,9				
T. 3	C	3,6	40,0	0,6	0,3	52,8	0,1	1,0	0,2	1,32	11,3	0,3	0,1	7,2	0,2	0,1	0,1	100	650	8,0	
	RRG	87,5	9,6	8,5	10,3	23,1	2,6	30,4	6,5	2,41	64,8	98,0	98,8	75,7	98,9	98,9	98,2				
	RCL	8,9	34,8	1,5	1,1	51,4	0,3	2,9	1,1	1,48	23,9	1,8	1,1	17,1	1,0	1,0	1,7				
T. 7	C	30,4	34,4	1,4	0,5	50,6	0,1	2,2	1,1	1,47	83,2	5,6	1,6	59,0	1,5	2,4	5,2	300	650	8,0	
	RRG	61,4	1,5	11,0	15,4	13,1	3,4	39,8	8,5	8,62	7,4	86,4	93,8	30,8	95,1	87,7	84,9				
	RCL	8,2	14,4	7,6	5,7	32,8	0,9	33,7	7,5	2,27	9,4	8,0	4,6	10,2	3,4	9,9	9,9				
T. 6	C	1,2	37,4	0,4	0,4	52,1	0,1	1,2	0,0	1,39	3,5	0,1	0,1	2,3	0,1	0,1	0,0	100	350	11,0	
	RRG	90,3	10,5	8,3	9,5	24,5	2,4	29,7	6,5	2,33	74,0	98,5	98,8	81,8	98,9	98,8	98,8				
	RCL	8,5	34,0	1,3	1,2	50,8	0,3	3,7	0,8	1,49	22,5	1,4	1,2	15,9	1,1	1,1	1,2				
T. 11	C	31,4	33,1	1,5	0,6	49,7	0,1	3,0	1,0	1,50	82,7	6,1	2,0	60,0	1,9	3,5	5,5	300	350	11,0	
	RRG	60,5	2,0	11,1	15,3	13,4	3,4	39,0	8,3	6,73	9,6	86,2	92,1	31,2	93,6	87,5	85,3				
	RCL	8,1	11,9	7,4	7,3	28,3	1,2	29,9	6,6	2,38	7,7	7,7	5,9	8,9	4,5	9,0	9,2				
T. 9	CRG	2,2	34,7	1,0	0,6	51,0	0,2	2,9	0,5	1,47	5,9	0,3	0,2	4,2	0,2	0,2	0,2	100	650	11,0	
	RRG	98,2	12,6	7,7	9,0	26,6	2,3	27,5	5,8	2,12	94,1	99,7	99,8	95,8	99,8	99,8	99,8				
Massa do CRG não foi suficiente para realizar a etapa cleaner.											-	-	-	-	-	-	-	-			
T. 12	C	28,7	33,5	1,3	0,6	49,8	0,1	2,6	0,9	1,48	76,9	4,9	1,6	55,2	1,7	2,8	4,2	300	650	11,0	
	RRG	63,0	2,4	10,8	14,8	14,0	3,3	38,2	8,2	5,74	12,3	88,1	93,2	34,2	93,9	89,7	88,4				
	RCL	8,3	16,3	6,5	6,2	32,8	1,2	24,3	5,2	2,01	10,8	7,0	5,2	10,6	4,4	7,5	7,4				
T. 2	C	24,9	36,1	1,1	0,5	51,5	0,1	1,7	0,7	1,43	70,1	3,5	1,1	49,4	1,2	1,6	2,9	200	500	9,5	
	RRG	67,0	3,1	10,7	14,6	14,7	3,3	37,8	7,9	4,75	16,2	91,0	96,0	37,9	96,1	94,4	90,9				
	RCL	8,1	21,8	5,3	3,7	40,6	0,8	13,3	4,5	1,86	13,8	5,5	2,9	12,7	2,8	4,0	6,2				
T. 5	C	24,4	36,0	1,1	0,5	51,6	0,1	1,7	0,7	1,43	70,2	3,6	1,2	48,3	1,2	1,5	2,7	200	500	9,5	
	RRG	67,9	3,0	10,3	13,5	15,2	3,1	37,3	8,5	5,17	16,0	91,3	96,1	39,6	96,4	94,7	91,6				
	RCL	7,7	22,4	5,2	3,4	41,3	0,7	13,1	4,6	1,84	13,8	5,2	2,7	12,1	2,4	3,8	5,6				
T. 8	C	25,3	36,1	1,1	0,5	51,6	0,1	1,7	0,7	1,43	71,4	3,6	1,1	49,9	1,1	1,6	2,8	200	500	9,5	
	RRG	67,2	2,9	10,6	14,5	14,9	3,3	37,8	8,2	5,11	15,3	91,3	96,3	38,4	96,3	94,8	91,7				
	RCL	7,5	22,6	5,3	3,5	40,9	0,8	12,9	4,5	1,81	13,2	5,1	2,6	11,7	2,6	3,6	5,5				
T. 10	C	24,0	35,8	1,1	0,5	51,7	0,1	1,6	0,7	1,44	67,4	3,3	1,0	48,1	0,9	1,5	2,8	200	500	9,5	
	RRG	66,9	3,0	10,7	15,1	14,3	3,5	37,6	7,7	4,81	15,6	91,2	96,5	37,2	96,6	94,5	90,5				
	RCL	9,1	23,9	4,8	2,9	41,8	0,7	11,8	4,2	1,75	17,0	5,5	2,5	14,7	2,5	4,0	6,7				

Os resultados da análise fatorial dos ensaios para essa amostra são apresentados nas tabelas V.77 e V.78. Em termos de recuperação de  $P_2O_5$ , tabela V.77, a análise fatorial mostrou recuperação de  $P_2O_5$  média de  $(47,8 \pm 1,6)\%$ . Nessa tabela há um grande efeito da dosagem de coletor,  $(34,40 \pm 1,6)\%$ . Entretanto, essa variável possui uma interação bastante significativa com o pH, como mostra a interação entre dois fatores, a qual atingiu uma estimativa igual a  $(3,13 \pm 1,69)\%$ . Logo, na interpretação do efeito da variável dosagem do coletor considerar-se-á, conjuntamente, o efeito da variável pH.

As outras variáveis, dosagem de depressor e pH, também tiveram efeitos significativos sobre os valores de recuperação de  $P_2O_5$ , porém, essas variáveis, também, interagiram de forma bastante acentuada. A estimativa para interação de dois fatores, depressor x pH, foi igual  $(2,58 \pm 1,69)\%$  (tabela V.77).

As interações entre as três variáveis mostraram que há uma sinergia entre elas, mostrando, assim, que a interpretação do resultado da análise fatorial não deve ser realizada de forma independente para cada variável e, sim, uma interpretação em conjunto.

Logo, a equação matemática que descreve o valor da recuperação de  $P_2O_5$  em função das variáveis, pH, dosagens de coletor e depressor, incorporará os efeitos das três variáveis, bem como, os efeitos de suas interações, como mostra a equação 5.7.

$$Y=47,76+34,4X_1-3,45X_2-5,51X_3+3,13X_1X_3+2,58X_2X_3-3,37X_1X_2X_3 \quad (5.7)$$

Onde:

- $X_1$  – Variável dosagem de coletor;
- $X_2$  – Variável dosagem de depressor;
- $X_3$  – pH;
- $Y$  – Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .



Tabela V.77 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito (PT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, recuperação de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	47,8	1,69
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	34,40	1,69
Dosagem depressor	-3,45	1,69
pH	-5,51	1,69
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	1,31	1,69
Coletor x pH	3,13	1,69
Depressor x pH	2,58	1,69
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	-3,37	1,69

A análise fatorial, para o teor de  $P_2O_5$ , tabela V.78, mostrou um teor médio igual a  $(35,8 \pm 0,12)\%$ , com efeito significativo para a variável dosagem de coletor. Nessa tabela nota-se que seu efeito principal foi igual a  $(-2,18 \pm 0,12)\%$ , porém, devido às interações existentes com as demais variáveis, sua análise não deve ser realizada de forma isolada. Seguido ao efeito da dosagem de coletor, vem o efeito da variável pH. Essa variável teve estimativa para o efeito principal igual a  $(-1,13 \pm 0,12)$  e, da mesma forma, essa variável também interage de forma bastante acentuada com as variáveis dosagem de coletor e de depressor, como mostram as interações entre dois fatores (tabela V.78).

Assim como aconteceu para a resposta recuperação de  $P_2O_5$ , a equação matemática que descreverá o teor de  $P_2O_5$  em função das variáveis pH e dosagens de coletor e de depressor incorporará todos os efeitos, principais e as interações (equação 5.8).

$$Y=35,81-2,18X_1-0,16X_2-1,13X_3+0,46X_1X_2+0,80X_1X_3-0,40X_2X_3+0,31X_1X_2X_3 \quad (5.8)$$

Onde:

- $X_1$  – Dosagem de coletor;
- $X_2$  – Dosagem de depressor;

- $X_3$  – pH.
- Y – Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .

Nas tabelas V.78 e V.79, observam-se que os efeitos das variáveis pH, dosagens de coletor e depressor foram bastante acentuados e, além disso, essas variáveis interagem de forma bastante significativa, tanto interações de dois fatores, quanto interações de três fatores. Isso demonstra o quanto é complexo o processo de concentração dessa tipologia por flotação. Ao que tudo indica, essa complexidade foi devida à presença de minerais carbonatados, que ocorrem na forma de vênulas, fotomicrografias 5.33 e 5.34 ou com carbonatos substituindo a flogopita.

Tabela V.78 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito (PT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta o teor de  $P_2O_5$ .

Efeito	Estimativa	Erro ( $\pm$ )
Média	35,8	0,12
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	-2,18	0,12
Dosagem depressor	-0,16	0,12
pH	-1,13	0,12
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	0,46	0,12
Coletor x pH	0,80	0,12
Depressor x pH	-0,40	0,12
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	0,31	0,12

Esses minerais, quando em meio aquoso, se dissolvem, com a adição de íons,  $Mg^{+2}$  e  $Ca^{+2}$ , na solução. Os ensaios de medidas de potencial zeta realizados para os diferentes tipos de apatitas de Salitre mostraram que esses íons adsorvem de forma específica na superfície de apatita, provocando a reversão do potencial zeta de negativo para positivo, principalmente, para a apatita secundária do piroxenito.

Para os minerais de ganga, esses íons também adsorveram especificamente na superfície desses minerais, reduzindo, em termos de valores absoluto, os valores de potencial zeta dos minerais de ganga.

Essa adsorção específica ocorre devido à presença de hidroxí-complexos formados a partir desses íons (Fuerstenau e Palmer, 1976). Com isso, o processo de flotação dessa amostra, na presença desses íons, possui baixa seletividade e, assim, os minerais de ganga flutam em conjunto com o mineral apatita, implicando na obtenção de um concentrado com baixo teor de  $P_2O_5$ .

Além disso, esses cátions, quando presentes em solução, são capazes de reagirem com as moléculas de ácido graxo, seqüestrando parte das moléculas que adsorveriam sobre a superfície da apatita. Como conseqüência, o rendimento do processo de flotação fica comprometido, considerando que uma parcela dos ácidos graxos se transforma em sabão insolúvel. Isso significa uma redução de sua qualidade para o processo, pois esse se torna incapaz de atuar como coletor. Daí, um aumento na concentração de coletor propicia uma melhora no processo de flotação, implicando, assim, em um efeito significativo da variável dosagem de coletor.

Os fenômenos acima citados ocorrem normalmente, no tratamento das apatitas, na operação industrial dos Complexos de Mineração de Tapira e Catalão, tendo sido exaustivamente estudados pelas equipes de engenharia de processo desses complexos, além de estudos fundamentais realizados por pesquisadores das entidades de pesquisa e desenvolvimento do nosso país.

#### **5.5.5 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).**

A tabela V.79 apresenta os resultados do ensaio fatorial de flotação para a amostra piroxenito intemperizado. Observa-se que as principais fases mineralógicas no concentrado foram fluorapatita, vermiculita e quartzo, com ocorrência, em alguns ensaios, da fase ilmenita.

De forma qualitativa, nota-se que a composição mineralógica do produto concentrado manteve-se constante (fluorapatita, mica, quartzo e ilmenita) com, provavelmente, alteração nas quantidade dos contaminantes.

De acordo com o resultado de análise fatorial, tabela V.80, tendo como resposta a recuperação de  $P_2O_5$ , nota-se que a média nos ensaios foi igual a 84,6% de  $P_2O_5$ , com efeitos principais a dosagem de coletor e a variável pH. A variável dosagem de depressor não teve efeito sobre o valor de recuperação de  $P_2O_5$ . Porém, tais efeitos, apesar de possuírem efeitos significativos, não podem ser analisados de forma isolada, pois, essas variáveis, dosagem de coletor e pH, interagem de forma acentuada, necessitando, assim, de uma análise conjunta para essas duas variáveis. A equação 5.9 descreve a recuperação de  $P_2O_5$  em função das variáveis, pH, dosagens de coletor e depressor.

$$Y=84,63+5,73X_1-3,69X_3+2,15X_1X_3 \quad (5.9)$$

Onde:

- $X_1$  – Dosagem de coletor;
- $X_2$  – Dosagem de depressor;
- $X_3$  – pH.
- $Y$  – Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .

Sob o ponto de vista de teor de  $P_2O_5$ , os resultados da análise fatorial, tabela V.81, mostraram que o teor médio do concentrado foi igual a 35,3% e, também, teve com efeitos principais a dosagem de coletor e pH. Entretanto, esses efeitos não serão analisados de forma individual, pois, há as interações dessas duas variáveis, com nível significativo, como mostra a tabela V.81. Por sua vez, a dosagem de depressor não possui efeito sobre o teor de  $P_2O_5$ . Seu efeito teve um valor inferior ao erro obtido para as medidas.

Tabela V.79 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis (2<sup>3</sup>), para a amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Teste	Produto	Massa %	Análise química (%)								Recuperação (%)							Dosagem coletor (1)	Dosagem depressor (2)	pH (3)	DRX (Concentrado) Principais fases
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>				
T. 1	C	55,4	36,1	3,4	0,3	48,5	0,2	1,1	2,7	1,34	85,3	16,4	10,6	83,8	8,0	4,6	18,1	400	350	8,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	33,1	4,6	21,4	3,9	7,6	3,4	35,1	14,0	1,67	6,4	62,7	83,3	7,9	80,8	86,4	55,9				
	RCL	11,5	17,0	20,5	0,8	23,3	1,4	10,4	18,7	1,37	8,3	20,9	6,1	8,3	11,2	8,9	26,0				
T. 4	C	70,0	29,7	6,7	0,5	41,8	0,3	2,6	6,8	1,41	92,9	43,9	16,8	92,2	18,3	14,6	56,5	1000	350	8,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo/Ilmenita
	RRG	14,1	2,1	16,1	9,1	3,9	5,1	45,9	6,1	1,87	1,3	21,1	68,0	1,7	54,9	52,6	10,2				
	RCL	15,9	8,2	23,6	1,8	12,1	2,2	25,4	17,7	1,47	5,9	34,9	15,2	6,1	26,8	32,9	33,2				
T. 3	C	53,7	36,7	2,5	0,2	48,5	0,2	1,1	1,8	1,32	84,2	11,8	9,2	82,6	7,6	4,1	11,4	400	650	8,0	Fluorapatita Vermiculita/Hidrobiotita Quartzo
	RRG	35,7	4,9	22,3	3,3	8,0	3,0	34,1	15,3	1,65	7,4	70,8	84,7	9,1	80,6	88,4	66,1				
	RCL	10,5	18,6	18,6	0,8	25,0	1,5	9,8	17,7	1,34	8,4	17,3	6,1	8,3	11,7	7,5	22,5				
T. 7	C	66,2	31,7	6,1	0,4	43,7	0,4	2,2	5,7	1,38	90,9	36,7	15,3	90,2	17,5	11,4	45,8	1000	650	11,0	Fluorapatita Vermiculita Ilmenita
	RRG	17,0	2,7	17,2	7,5	4,5	4,6	45,0	7,5	1,67	2,0	26,8	70,3	2,4	57,4	60,1	15,4				
	RCL	16,8	9,7	23,7	1,6	14,3	2,0	21,6	19,0	1,47	7,1	36,5	14,4	7,5	25,1	28,4	38,8				
T. 6	C	44,3	38,7	1,4	0,2	50,3	0,2	0,9	0,6	1,30	72,1	5,5	7,5	79,2	5,0	3,0	3,3	400	350	11,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	45,3	8,4	21,3	2,5	12,6	2,5	26,8	16,0	1,50	16,0	85,2	85,8	20,4	86,6	90,9	84,9				
	RCL	10,3	27,3	10,2	0,8	1,1	1,1	7,9	9,8	0,04	11,8	9,3	6,6	0,4	8,4	6,1	11,8				
T. 11	C	57,6	35,3	3,1	0,3	47,4	0,3	1,5	2,4	1,34	87,9	15,8	13,8	86,3	11,7	6,4	16,8	1000	350	11,0	Fluorapatita Quartzo Ilmenita
	RRG	32,4	5,0	22,2	3,2	8,2	2,8	34,8	15,0	1,63	7,1	64,2	74,7	8,4	69,8	82,3	58,2				
	RCL	10,0	11,7	22,3	1,6	16,8	2,4	15,5	20,9	1,43	5,1	19,9	11,4	5,3	18,5	11,3	25,0				
T. 9	C	46,4	38,4	1,6	0,3	50,1	0,2	1,1	0,7	1,31	74,0	6,5	8,6	73,0	6,1	3,7	3,9	400	650	11,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo/Ilmenita
	RRG	44,0	8,4	21,6	2,7	12,1	2,8	27,8	15,8	1,44	15,3	84,5	85,1	16,7	85,0	90,2	84,8				
	RCL	9,6	26,9	10,6	0,9	34,2	1,3	8,7	9,7	1,27	10,7	9,1	6,3	10,3	8,9	6,2	11,3				
T. 12	C	58,6	35,4	3,0	0,3	47,7	0,3	1,8	2,2	1,35	89,8	15,5	14,8	88,1	13,8	7,4	15,1	1000	650	11,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo/Ilmenita
	RRG	31,4	4,3	23,4	3,1	7,3	2,7	35,5	16,0	1,69	5,9	64,6	72,1	7,3	65,7	80,2	59,5				
	RCL	10,0	10,0	22,6	1,8	14,7	2,6	17,2	21,4	1,47	4,3	19,9	13,1	4,6	20,5	12,4	25,4				
T. 2	C	55,2	36,2	2,9	0,3	48,1	0,2	1,1	2,1	1,33	85,1	14,3	10,1	83,6	9,1	4,4	14,4	700	500	9,5	Fluorapatita Quartzo
	RRG	34,9	5,2	21,6	3,4	8,5	3,0	34,3	14,8	1,61	7,8	67,5	83,8	9,3	77,9	88,2	62,8				
	RCL	9,9	16,8	20,4	0,9	22,5	1,8	10,1	18,9	1,34	7,1	18,2	6,1	7,1	13,0	7,4	22,9				
T. 5	C	56,1	35,7	3,3	0,3	47,7	0,2	1,2	2,6	1,34	84,9	17,0	11,2	83,5	10,1	4,9	18,0	700	500	9,5	Fluorapatita Quartzo Vermiculita
	RRG	31,3	4,7	20,7	3,6	7,7	3,0	37,5	13,7	1,65	6,2	59,5	80,9	7,5	73,6	85,3	52,9				
	RCL	12,6	16,7	20,3	0,9	22,8	1,7	10,7	18,7	1,36	8,9	23,5	7,9	9,0	16,3	9,8	29,1				
T. 8	C	54,0	36,9	2,6	0,3	48,8	0,2	1,2	1,7	1,32	84,4	12,4	10,0	83,0	9,0	4,6	11,0	700	500	9,5	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	37,7	6,0	21,7	3,4	9,4	3,0	32,3	15,3	1,56	9,6	72,7	83,5	11,1	78,7	88,4	71,0				
	RCL	8,3	17,2	20,1	1,2	22,7	2,1	11,5	17,6	1,32	6,0	14,8	6,5	5,9	12,3	7,0	18,0				
T. 10	C	56,4	35,9	3,2	0,3	47,8	0,3	1,2	2,4	1,33	86,3	16,1	11,2	84,7	10,6	4,9	16,5	700	500	9,5	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	33,2	4,9	21,6	3,5	8,0	3,0	35,4	14,5	1,64	6,9	64,3	81,8	8,3	75,7	86,6	58,5				
	RCL	10,4	15,3	21,0	0,9	21,1	1,8	11,0	19,7	1,38	6,8	19,6	7,0	6,9	13,7	8,5	25,0				

Também, verifica-se que as três variáveis, pH, dosagem de coletor e depressor não possuem interações entre si. O valor das interações entre três fatores foi inferior ao erro obtido para as medidas. Com isso, os efeitos dessas variáveis sobre o teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> é dado pela equação matemática (5.10)

$$Y=35,2-2,24X_1+1,70X_2+0,62X_1X_3 \quad (5.10)$$

Onde:

- X<sub>1</sub> – Dosagem de coletor;
- X<sub>2</sub> – Dosagem de depressor;
- X<sub>3</sub> - pH
- Y – Resposta para o teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Tabela V.80 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial 2<sup>3</sup> dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito intemperizado (PIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (±)</b>
Média	84,6	0,80
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	5,73	0,80
Dosagem depressor	0,10	0,80
pH	-3,69	0,80
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	-0,10	0,80
Coletor x pH	2,15	0,80
Depressor x pH	0,85	0,80
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	0,11	0,80

Tabela V.81 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra piroxenito intemperizado (PIT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta o teor de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	35,3	0,54
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	-2,24	0,54
Dosagem depressor	0,30	0,54
pH	1,70	0,54
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	0,25	0,54
Coletor x pH	0,62	0,54
Depressor x pH	-0,35	0,54
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	-0,14	0,54

#### 5.5.6 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

Para a amostra zona de mistura (ZMT), a tabela V.82 apresenta os resultados de análises químicas e recuperações dos óxidos para os produtos concentrados, rejeito rougher e rejeito cleaner. Nessa tabela verifica-se que as principais fases mineralógicas nos concentrados foram fluorapatita, vermiculita e quartzo.

Tabela V.82 - Resultados dos ensaios fatoriais para três variáveis com dois níveis ( $2^3$ ), para a zona de mistura (ZMT).

Teste	Produto	Massa %	Análise química (%)								Recuperação (%)							Dosagem coletor (1)	Dosagem depressor (2)	pH (3)	DRX (Concentrado) Principais fases
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>				
T. 1	C	56,7	38,3	1,7	0,2	49,9	0,2	1,1	1,1	1,30	82,8	11,5	10,8	80,2	10,6	4,4	9,2	400	350	8,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	36,6	8,0	17,9	2,8	13,2	2,0	33,4	15,3	1,65	11,1	78,7	84,0	13,7	80,7	89,8	79,7				
	RCL	6,7	23,8	12,2	0,9	32,1	1,2	11,8	11,7	1,35	6,1	29,9	19,5	6,1	8,7	5,8	11,1				
T. 4	C	69,1	34,4	3,3	0,3	46,9	0,3	1,8	2,7	1,36	94,1	27,3	18,4	92,3	21,0	9,5	27,1	1000	350	8,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	22,6	3,4	18,9	3,3	6,9	2,0	44,7	15,6	2,03	3,0	51,8	60,9	4,4	51,8	75,8	50,3				
	RCL	8,3	8,6	20,6	3,1	13,9	2,8	23,4	19,0	1,63	2,8	20,9	20,6	3,3	27,2	14,7	22,6				
T. 3	C	56,4	38,4	1,5	0,2	50,0	0,2	1,0	0,9	1,30	82,6	10,2	10,4	80,1	10,5	4,2	7,4	400	650	8,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	36,2	7,6	18,5	2,8	12,7	2,0	33,2	16,1	1,67	10,5	79,8	83,5	13,0	80,1	89,7	81,5				
	RCL	7,4	24,6	11,4	1,0	32,9	1,2	11,1	10,8	1,34	6,9	10,0	6,1	6,9	9,4	6,1	11,1				
T. 7	C	68,2	35,1	3,0	0,3	47,6	0,3	1,8	2,5	1,35	93,7	25,2	16,6	91,8	19,6	9,2	25,0	1000	650	8,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	23,5	3,6	18,5	3,8	7,1	2,2	43,9	15,0	1,99	3,3	53,2	69,2	4,7	58,3	77,0	50,9				
	RCL	8,3	9,2	21,2	2,2	14,9	2,3	22,4	20,1	1,61	3,0	21,6	14,2	3,5	22,1	13,9	24,1				
T. 6	C	52,7	38,8	1,3	0,2	50,3	0,2	1,1	0,8	1,30	77,5	8,6	9,9	74,8	9,3	4,3	6,3	400	350	11,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	38,7	9,7	17,4	2,5	15,6	1,9	30,5	14,9	1,61	14,2	81,9	82,5	17,0	80,7	87,0	83,1				
	RCL	8,6	25,8	9,2	1,1	34,3	1,1	13,8	8,6	1,33	8,3	9,6	7,7	8,3	10,0	8,7	10,6				
T. 11	C	68,4	34,6	2,7	0,4	47,2	0,3	2,9	2,3	1,36	93,8	22,1	23,9	91,7	23,1	14,3	22,0	1000	350	11,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	22,4	4,3	21,3	2,4	8,3	1,7	38,7	17,5	1,92	3,8	57,9	50,6	5,3	49,5	63,7	54,9				
	RCL	9,2	6,6	18,0	2,9	11,7	2,3	32,6	18,1	1,77	2,4	20,0	25,5	3,0	27,4	21,9	23,1				
T. 9	C	54,9	38,2	1,6	0,2	49,8	0,2	1,6	0,9	1,31	79,7	10,3	12,4	77,1	12,0	6,4	6,9	400	650	11,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	35,6	8,7	18,7	2,2	14,1	1,8	30,5	16,5	1,62	11,7	79,0	77,0	14,1	76,7	81,2	81,0				
	RCL	9,6	23,7	9,4	1,1	32,4	1,0	17,3	9,2	1,37	8,6	10,7	10,6	8,7	11,3	12,4	12,1				
T. 12	C	67,8	34,9	2,5	0,4	47,5	0,3	2,8	2,0	1,36	93,5	20,4	22,7	91,5	22,0	13,8	19,1	1000	650	11,0	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	23,0	4,4	21,5	2,3	8,3	1,7	37,8	17,7	1,88	4,0	60,2	50,0	5,4	49,7	64,3	58,2				
	RCL	9,2	6,8	17,4	3,2	11,9	2,5	32,5	17,4	1,74	2,5	19,4	27,3	3,1	28,3	22,0	22,7				
T. 2	C	62,2	37,3	2,1	0,3	49,3	0,2	1,5	1,6	1,32	88,9	15,5	14,3	86,8	14,0	6,6	14,2	700	500	9,5	Fluorapatita Vermiculita Quartzo
	RRG	30,8	6,0	19,3	2,8	10,3	2,0	37,2	16,1	1,72	7,1	71,1	76,3	8,9	71,3	83,8	69,7				
	RCL	6,9	15,1	16,2	1,5	21,9	1,8	18,9	16,5	1,45	4,0	13,4	9,4	4,3	14,7	9,6	16,0				
T. 5	C	63,0	37,4	2,0	0,3	49,3	0,2	1,5	1,4	1,32	89,9	15,4	14,4	87,6	15,0	6,7	12,8	700	500	9,5	Fluorapatita Vermiculita
	RRG	30,7	5,8	19,3	2,8	10,1	1,9	37,4	16,3	1,75	6,7	71,7	76,5	8,7	71,0	83,9	71,7				
	RCL	6,3	13,9	16,8	1,6	20,5	1,8	20,2	17,1	1,48	3,4	12,9	9,1	3,7	13,9	9,4	15,6				
T. 8	C	62,2	37,4	2,1	0,3	49,5	0,2	1,6	1,5	1,32	88,7	15,3	15,3	86,7	14,8	7,2	13,1	700	500	9,5	
	RRG	31,2	6,3	19,4	2,6	10,6	1,9	36,0	16,2	1,67	7,5	72,5	74,0	9,3	70,3	83,3	72,3				
	RCL	6,5	15,0	15,7	1,8	21,9	1,9	19,5	15,7	1,46	3,7	12,3	10,7	4,0	14,9	9,4	14,6				
T. 10	C	62,2	37,4	2,0	0,3	49,3	0,2	1,5	1,4	1,32	88,4	14,9	14,5	86,5	12,9	6,8	12,7	700	500	9,5	
	RRG	29,8	5,7	19,6	2,8	9,8	1,9	37,6	16,3	1,71	6,5	70,7	73,9	8,2	69,7	82,5	70,2				
	RCL	8,0	16,8	15,0	1,6	23,8	1,8	18,3	14,9	1,41	5,1	14,5	11,6	5,3	17,4	10,7	17,1				



Através da análise dos resultados obtidos, tem-se que a recuperação média nos ensaios foi igual a  $(87,8 \pm 0,64)\%$  tendo as variáveis dosagem de coletor e pH com estimativa de efeitos principais significativos, pois seus valores foram superiores ao erro de medida. Apesar disso, essas duas variáveis não podem ser analisadas de forma independente, pois, as interações entre elas – dois fatores (coletor x depressor) e três fatores (coletor x depressor x pH) – foram acentuadas, demonstrando existir uma interdependência entre elas. Também, para essa amostra, a variável dosagem de depressor mostrou-se insignificante, ou seja, não interfere nos valores de recuperação de  $P_2O_5$ , como mostra a tabela V.83, para as faixas testadas.

Tabela V.83 - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra zona de mistura (ZMT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, recuperação de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	87,8	0,64
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	5,95	0,64
Dosagem depressor	-0,45	0,64
pH	-1,74	0,64
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	0,28	0,64
Coletor x pH	1,59	0,64
Depressor x pH	0,94	0,64
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	-0,90	0,64

De acordo com a tabela V.83, a recuperação de  $P_2O_5$  pode ser descrita através da equação matemática 5.11:

$$Y=87,83+5,95X_1-1,74X_2+1,59X_1X_3+0,94X_2X_3-0,90X_1X_2X_3 \quad (5.11)$$

Onde:

- $X_1$  – Dosagem de coletor;
- $X_2$  – Dosagem de depressor;

- $X_3$  – pH.
- Y – Resposta para a recuperação de  $P_2O_5$ .

No caso do teor de  $P_2O_5$ , o valor médio foi igual a  $(36,6 \pm 0,07)\%$ , tendo efeito principal a dosagem de coletor, com um valor estimado em  $(-1,83 \pm 0,07)\%$ . As outras variáveis não tiveram efeitos pronunciados sobre a resposta teor de  $P_2O_5$ , como mostra a tabela V.84. Entretanto, essa variável interage de forma significativa com a variável dosagem de depressor, impossibilitando, assim, sua análise de forma isolada. A equação 5.12 descreve o efeito das variáveis sobre o teor de  $P_2O_5$ .

$$Y=36,59-1,83X_1+0,19X_1X_2-0,14X_2X_3 \quad (5.12)$$

Onde:

- $X_1$  – Dosagem de coletor;
- $X_2$  – Dosagem de depressor;
- $X_3$  – pH.
- Y – Resposta para o teor de  $P_2O_5$ .

Tabela V.84 - - Efeitos calculados, com seus erros, para o planejamento fatorial  $2^3$  dos ensaios de flotação para a amostra zona de mistura (ZMT), tendo como variáveis o pH, as dosagens de coletor e depressor e, como resposta, o teor de  $P_2O_5$ .

<b>Efeito</b>	<b>Estimativa</b>	<b>Erro (<math>\pm</math>)</b>
Média	36,6	0,07
<b>Efeitos principais</b>		
Dosagem coletor	-1,83	0,07
Dosagem depressor	0,06	0,07
pH	0,03	0,07
<b>Interações de dois fatores</b>		
Coletor x Depressor	0,19	0,07
Coletor x pH	-0,04	0,07
Depressor x pH	-0,14	0,07
<b>Interações de três fatores</b>		
Coletor x depressor x pH	0,04	0,07

A tabela V.85 apresenta os valores das respostas dos ensaios fatoriais, em relação à média e aos efeitos das variáveis, bem como as interações para cada tipologia.

Tabela V.85 – Tabela comparativa entre os valores das respostas dos ensaios fatoriais.

		Tipologias					
		APAT	FIT	FST	ZMT	PIT	PT
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Média	87,9	94,6	85,9	87,8	84,6	47,8
	Efeitos						
	Coletor	8,8	1,4	4,6	5,9	5,7	34,4
	Depressor	-1,1	0,1	-1	-0,4	0,1	-3,5
	pH	-2,3	-0,6	-1	-1,7	-3,7	-5,5
Teor de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Média	37,3	35,8	36,1	36,6	35,3	35,8
	Efeitos						
	Coletor	-0,7	-1,2	-2,3	-1,9	-2,2	-2,2
	Depressor	0,1	0,2	0,1	0,1	0,3	0,2
	pH	-0,2	0	1,1	0,03	1,7	-1,1

A observação dos dados de tabela V.85 mostra o efeito significativo da variável “dosagem de coletor” apresentando valores baixos, apenas para a amostra de foscorito intemperizado (FIT), para o efeito recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e valores normais para a qualidade final do concentrado flotado. A razão se deve a presença de partículas mais liberadas das apatitas desta litologia, conforme mostrado no item 5.4.6.4.

### 5.5.7 – Considerações Gerais.

A análise dos efeitos das interações entre duas variáveis, a exemplo coletor e pH, é mais significativo para a amostra de piroxenito (PT), fato esse devido à constituição mineralógica desta amostra, (alta % massa de micas e piroxenios); também para o item de recuperação em P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, bem como para o teor de concentrado. Para a amostra de foscorito silicificado (FST), o efeito da interação entre coletor e pH, range alto, para a análise do teor do concentrado, devido a sua mineralogia, que se constitui de alto teor de silicatos e óxidos-hidróxidos de ferro.

Pelo exposto, pode-se verificar que as associações minerais determinam os efeitos e as respostas das variáveis do processo de flotação, conforme mostrado no item relativo a microflotação das apatitas e das gangas minerais. Outro fato a ser citado é a indicação do efeito em pequeno grau, da variável dosagem de depressor, em comparação com as variáveis dosagem de coletor e pH, para as faixas testadas. Mais uma vez, o efeito desta variável se mostra mais importante, para as amostras com conteúdo mineralógico com elevado percentual de minerais carbonatados e de óxidos-hidróxidos de ferro.

Estas observações reforçam a importância da caracterização tecnológica para possibilitar análises e a interpretação dos fatos/resultados do processo de beneficiamento de minérios.

#### **5.6 – Ensaios de flotação – Reagentes Alternativos.**

Considerando a necessidade de caracterizar as tipologias minerais, visando um melhor conhecimento tecnológico e o desenvolvimento da engenharia de processo, como base para uma engenharia de projeto e o futuro aproveitamento industrial, estudaram-se, essas tipologias, face à utilização das misturas coletoras tradicionais e usuais, na prática industrial, no beneficiamento de minérios fosfáticos. Contudo, para melhor adequação do processo e do estado da arte, propôs-se verificar resultados e os comportamentos tecnológicos considerando a utilização de coletores não convencionais, que possuem utilizações específicas, na flotação das apatitas.

Para este caso, escolheram-se alguns produtos específicos, fabricados pela empresa sueca – Akzo Nobel, que possui aplicações específicas e seletivas, como no caso das concentrações de apatitas de Kemira Oy, da Foskor e da Bunge (Cajati) e, também, para o caso de separação das apatitas no beneficiamento de minério de ferro na LKAB (Suécia).

Selecionaram-se os seguintes produtos, que possuem as designações comerciais:

- MD 20.156 e MD 20.359, reagentes anfóteros, da linha dos sarcosinatos;
- MD 20.389, MD 20.397 e MD 20.400, compostos carboxílicos (mistura de ácidos graxos e tensoativos); escolhidos em função das aplicações industriais, nas operações industriais, acima citadas.

A utilização destes produtos, para as tipologias minerais de Salitre, visava à obtenção de informações de processo, constituições mineralógicas do produto flotado, no uso desses coletores, em função da natureza mineralógica das gangas minerais constituintes, bem como desconsiderando a aplicação para as tipologias com gangas de natureza silicatada, para os três últimos reagentes identificados acima e, para o caso das gangas carbonatadas, para as duas primeiras amostras.

Também, poder-se-á comparar a performance desses produtos, frente às misturas coletoras, ora em utilização na FOSFERTIL (mistura de ácidos graxos vegetais, derivados de soja e de coletores sintéticos, como sulfosuccinato de sódio), de forma a permitir uma melhor avaliação técnica e econômica. Para a avaliação econômica, há que se citar que os preços dos produtos testados representam valores superiores aos padrões utilizados, considerados na faixa de 3 a 4 vezes maiores. Assim, para a sua utilização industrial, a dosagem desses produtos necessita atingir consumos específicos tais que apresente custos de produção compatível com os custos usuais, aliada ao custo benefício de sua utilização.

Para possibilitar uma efetiva comparação ente os produtos, realizaram-se análises químicas dos produtos dos testes de flotação (rejeito rougher, rejeito cleaner e concentrado), bem como análise por difratometria de raios-X, para a identificação das espécies minerais existentes. Procurou-se, na análise dos difratogramas, considerando as intensidades dos picos apresentados, indicar uma participação dos minerais considerados como essenciais (minerais que apresentam elevado percentual em peso, na amostra) e minerais acessórios (minerais com percentual na faixa de 2,0 a 10,0%, em peso).

Realizaram-se os testes para as tipologias estudadas, nessa caracterização, exceto para os piroxenitos, uma vez que os seus índices de rendimento em massa e recuperação de fósforo já se apresentam baixos, para os padrões, indicando a não economicidade de seu aproveitamento industrial, para a atual fase e os valores econômicos considerados.

#### **5.6.1 - Amostra Apatitito (APAT).**

Os resultados são apresentados na tabela V 86.

Tabela V.86 – Resultados dos testes de flotação para a tipologia de apatitito (APAT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD20389	MD 100	100	500	9,5	C	17,2	38,9	2,8	0,4	51,2	0,1	0,7	0,1	1,32	18,6	9,8	9,0	18,5	5,1	4,5	1,4
					RRG	65,3	34,3	5,3	0,8	45,2	0,3	3,5	1,4	1,32	62,4	69,5	78,5	62,0	77,8	83,5	94,6
					RCL	17,6	38,7	5,8	0,5	52,6	0,3	1,9	0,2	1,36	19,0	20,7	12,4	19,5	17,0	12,0	4,0
	MD 200	200	500	9,5	C	52,6	37,2	3,0	0,2	50,8	0,4	0,8	0,1	1,37	54,7	30,1	18,6	56,3	52,4	14,7	7,5
					RRG	27,6	35,4	10,0	1,1	39,3	0,5	6,8	2,5	1,11	27,3	52,8	61,1	22,9	33,6	68,7	80,8
					RCL	19,8	32,5	4,5	0,5	50,0	0,3	2,3	0,5	1,54	18,0	17,1	20,3	20,9	14,0	16,6	11,7
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	80,4	37,5	2,9	0,2	49,8	0,3	0,9	0,2	1,33	84,0	47,1	40,4	85,3	64,8	28,3	22,4
					RRG	10,9	29,8	18,0	1,6	29,3	0,8	13,4	4,1	0,98	9,1	39,6	46,7	6,8	25,1	57,0	57,2
					RCL	8,7	28,6	7,6	0,6	42,9	0,4	4,3	1,9	1,50	6,9	13,3	12,9	7,9	10,1	14,7	20,5
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	82,5	36,9	3,2	0,2	49,6	0,3	1,0	0,3	1,35	85,5	51,5	41,4	87,4	67,4	30,1	26,4
					RRG	9,6	30,0	19,4	1,8	27,4	0,9	15,0	4,2	0,91	8,1	36,8	46,5	5,6	23,5	55,0	51,7
					RCL	7,9	28,7	7,5	0,6	41,2	0,4	4,9	2,2	1,44	6,4	11,8	12,2	7,0	9,2	14,8	21,9
MD20397	MD 100	100	500	9,5	C	27,1	39,2	3,8	0,2	50,9	0,3	0,7	0,1	1,30	29,7	19,8	7,8	28,8	24,2	7,2	2,6
					RRG	59,9	34,4	5,5	0,8	45,5	0,3	3,8	1,5	1,32	57,5	63,2	81,7	56,9	63,7	83,5	93,3
					RCL	13,0	35,0	6,8	0,5	52,3	0,3	1,9	0,3	1,49	12,8	17,0	10,5	14,2	12,1	9,2	4,1
	MD 200	200	500	9,5	C	66,7	36,7	3,2	0,2	50,5	0,1	0,9	0,2	1,38	68,9	39,8	26,4	71,4	33,2	21,1	14,4
					RRG	13,5	32,0	17,4	1,6	30,2	0,8	11,8	4,0	0,94	12,2	44,6	48,7	8,6	45,4	59,5	68,2
					RCL	19,8	33,9	4,2	0,6	47,5	0,3	2,6	0,7	1,40	18,9	15,6	24,9	20,0	21,4	19,4	17,4
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	82,8	36,8	3,1	0,2	50,8	0,2	1,0	0,2	1,38	85,2	51,8	41,5	88,1	51,4	31,6	26,7
					RRG	11,2	32,3	17,2	1,7	29,7	0,9	12,7	3,8	0,92	10,2	38,7	48,4	7,0	39,5	57,2	57,8
					RCL	5,9	27,8	8,0	0,7	39,5	0,4	4,7	2,0	1,42	4,6	9,5	10,1	4,9	9,1	11,2	15,6
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	87,2	36,8	3,3	0,2	49,7	0,2	1,0	0,3	1,35	89,4	55,9	47,3	92,5	57,5	34,8	32,7
					RRG	7,8	33,0	23,5	2,1	22,7	1,0	16,9	4,9	0,89	7,2	35,2	44,0	3,8	33,6	53,3	49,0
					RCL	4,9	24,9	9,5	0,7	34,8	0,4	6,0	2,9	1,40	3,4	9,0	8,7	3,7	8,9	12,0	18,3
MD20156	MD 100	100	500	905,0	C	96,5	35,8	5,2	0,6	47,5	0,3	1,8	0,7	1,33	96,8	92,8	91,4	96,7	91,4	70,9	92,6
					RRG	1,6	33,6	13,0	1,3	45,0	0,8	20,3	1,5	1,34	1,5	3,9	3,6	1,6	3,7	13,7	3,6
					RCL	1,8	32,9	9,7	1,6	45,1	0,9	20,1	1,4	1,37	1,7	3,3	5,0	1,8	5,0	15,3	3,8
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	98,4	35,8	5,4	0,6	47,1	0,4	1,9	0,7	1,32	98,5	95,4	89,9	98,4	100,0	100,0	100,0
					RRG	0,6	33,5	14,9	5,7	46,2	-	-	-	1,38	0,6	1,6	5,1	0,6	-	-	-
					RCL	1,0	32,9	16,1	3,4	47,3	-	-	-	1,44	0,9	3,0	5,0	1,0	-	-	-

Tabela V.86 – Continuação dos resultados dos testes de flotação para a tipologia de apatitito (APAT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)							Recuperações (%)							
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD20400	MD 100	100	500	9,5	C	8,4	39,5	1,5	0,2	51,5	0,1	0,7	0,1	1,31	9,3	2,1	2,1	9,2	2,9	2,3	0,7
					RRG	85,2	35,6	6,5	0,8	46,2	0,3	2,9	1,0	1,30	84,5	91,9	93,3	83,9	91,7	92,1	97,2
					RCL	6,4	34,9	5,6	0,5	50,5	0,2	2,3	0,3	1,45	6,2	6,0	4,6	6,9	5,4	5,6	2,1
	MD 200	200	500	9,5	C	46,8	38,9	2,6	0,2	51,0	0,1	0,8	0,1	1,31	51,5	23,7	16,8	50,8	22,8	15,1	6,9
					RRG	38,4	30,8	7,4	0,9	41,8	0,4	4,6	1,9	1,36	33,6	56,1	68,2	34,2	62,3	68,4	82,6
					RCL	14,7	35,7	6,9	0,5	47,7	0,3	2,9	0,6	1,33	14,9	20,1	15,0	14,9	14,9	16,5	10,5
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	82,9	37,0	3,2	0,2	49,8	0,2	0,9	0,2	1,35	85,9	50,9	42,3	88,3	53,5	31,2	25,8
					RRG	9,8	30,6	19,7	1,8	27,1	0,8	13,7	4,3	0,89	8,4	37,6	45,9	5,6	34,8	53,3	54,2
					RCL	7,3	28,0	8,1	0,6	39,0	0,4	5,3	2,1	1,40	5,7	11,5	11,8	6,1	11,6	15,5	19,9
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	86,1	36,3	3,7	0,2	49,2	0,2	1,1	0,3	1,35	88,6	60,6	48,4	90,9	57,6	36,5	33,5
					RRG	7,4	31,9	20,1	1,9	25,6	0,9	15,5	4,1	0,80	6,7	28,2	39,3	4,0	30,2	45,5	42,3
					RCL	6,5	25,3	9,1	0,7	35,8	0,4	6,9	2,7	1,41	4,7	11,3	12,3	5,0	12,3	18,0	24,2
MD20359	MD 100	100	500	9,5	C	94,2	35,4	4,8	0,2	48,8	0,3	1,3	0,6	1,38	94,4	83,1	69,5	97,1	84,3	51,9	76,0
					RRG	2,3	34,3	19,5	2,7	19,3	1,4	28,0	2,6	0,56	2,2	8,2	19,7	0,9	9,1	26,9	8,1
					RCL	3,5	33,9	13,5	1,0	26,4	0,7	14,2	3,2	0,78	3,4	8,8	10,8	2,0	6,6	21,1	15,8
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	94,6	35,2	4,7	0,2	48,5	0,3	1,3	0,6	1,38	94,9	82,2	64,2	97,7	83,6	49,5	76,0
					RRG	2,5	34,0	21,3	3,7	15,4	1,8	32,5	2,8	0,45	2,4	9,7	27,9	0,8	11,4	32,9	9,4
					RCL	2,9	32,8	15,3	0,9	23,9	0,7	14,9	3,7	0,73	2,7	8,1	7,9	1,5	5,0	17,6	14,6
Hidrocol + KE	HID + KE 85/15 100	100	500	9,5	C	2,0	39,4	2,2	0,2	52,0	0,2	0,7	0,1	1,32	2,2	0,8	0,5	2,2	0,9	0,5	0,1
					RRG	90,1	35,8	5,6	0,7	47,6	0,3	2,8	1,0	1,33	89,6	91,7	94,3	89,1	94,0	94,3	98,6
					RCL	7,8	37,9	5,3	0,5	53,4	0,2	1,7	0,2	1,41	8,2	7,5	5,2	8,7	5,1	5,2	1,2
	HID + KE 85/15 200	200	500	9,5	C	41,8	38,4	2,9	0,2	51,9	0,3	0,8	0,1	1,35	45,6	22,9	13,7	45,1	35,5	11,8	5,1
					RRG	37,6	30,6	7,8	0,9	42,2	0,4	5,3	2,0	1,38	32,6	55,1	66,7	33,0	49,0	72,2	84,3
					RCL	20,6	37,3	5,6	0,5	51,0	0,2	2,1	0,5	1,37	21,8	22,0	19,5	21,9	15,5	16,0	10,7
	Hidrocol 350	350	500	9,5	C	73,0	38,3	2,5	0,2	51,0	0,1	0,2	0,9	1,33	79,2	38,7	33,2	78,0	42,3	16,4	25,1
					RRG	15,1	22,8	14,9	1,4	33,2	0,7	3,5	9,9	1,46	9,8	48,7	51,5	10,5	43,9	66,2	59,2
					RCL	11,9	33,0	5,0	0,5	46,1	0,3	1,2	3,4	1,40	11,1	12,7	15,3	11,5	13,8	17,4	15,7
	KE 700	700	500	9,5	C	70,5	38,6	2,2	0,2	51,2	0,1	0,8	0,2	1,33	77,1	34,5	29,4	75,9	37,1	23,2	14,9
					RRG	15,9	21,9	15,0	1,5	32,2	0,8	9,8	3,3	1,47	9,8	52,5	53,9	10,7	48,1	61,7	68,1
					RCL	13,6	33,7	4,3	0,5	46,6	0,3	2,8	1,0	1,38	13,0	13,0	16,7	13,4	14,9	15,1	17,0



Graficando os valores dos testes, conforme figura 5.35, pode-se verificar que a amostra MD 20.156 foi a que apresentou possibilidade técnica para uma continuidade de estudos de processo. Porém, os resultados mostram que a utilização deste produto em misturas com os ácidos graxos convencionais, ora em uso, é que apresenta uma perspectiva de utilização técnica e econômica industrial.

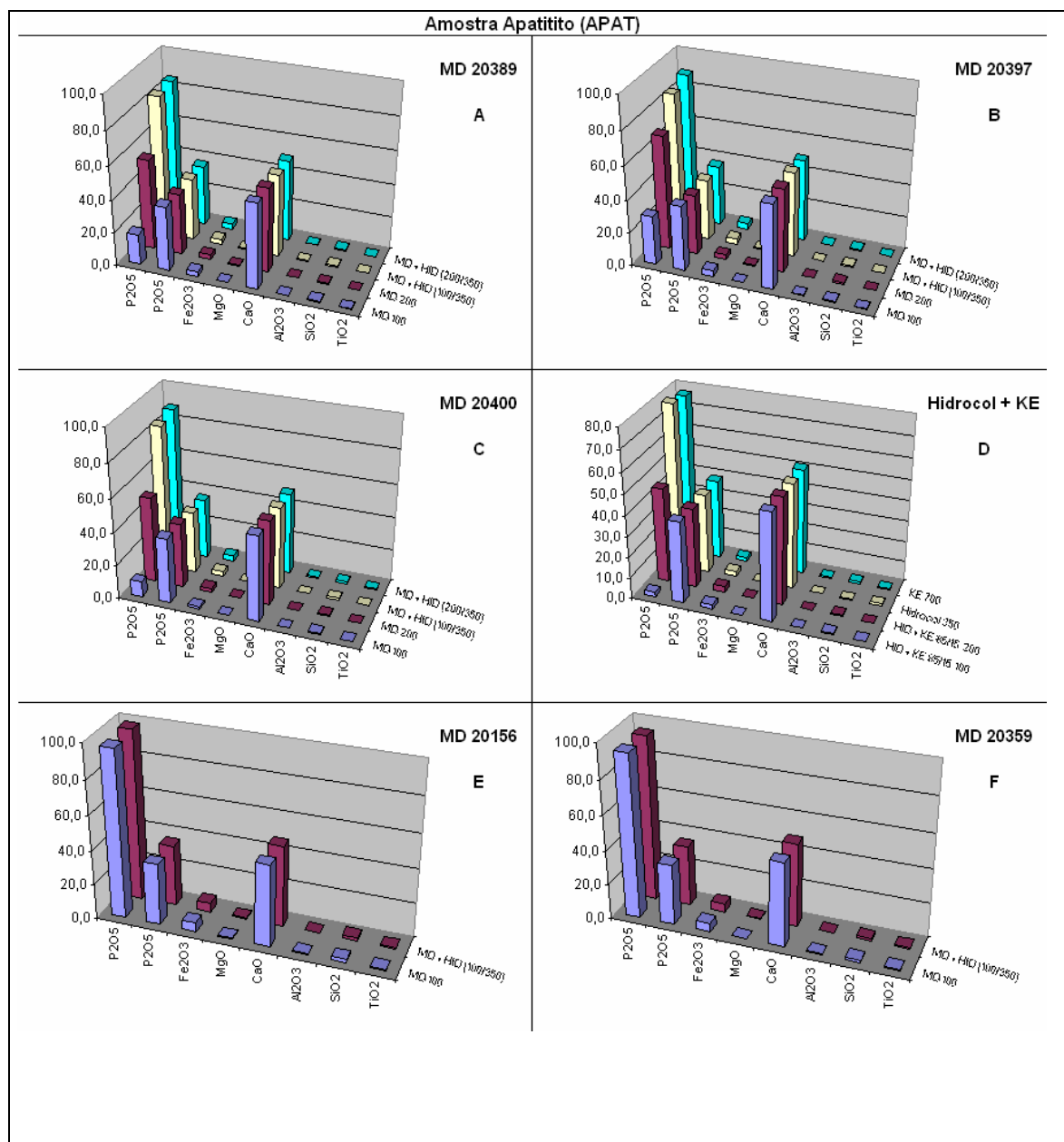


Figura 5.35 – Resultados comparativos para a tipologia de apatitito (APAT).

A difratometria dos concentrados mostrou boa seletividade com relação aos minerais carbonatados, conforme previsto, quando da escolha, desse coletor.

#### **5.6.2 - Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).**

Os resultados são apresentados na tabela V 87.

Tabela V.87 – Resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito intemperizado (FIT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20389	MD 100	100	500	9,5	C	49,1	40,9	0,4	0,1	53,0	0,1	0,7	0,0	1,30	59,7	2,2	7,3	59,2	8,3	20,6	2,8
					RRG	38,3	22,5	20,4	0,8	30,0	1,2	2,9	1,7	1,34	25,6	93,3	89,7	26,2	84,0	64,7	93,7
					RCL	12,6	39,2	3,0	0,1	50,7	0,3	2,0	0,2	1,29	14,7	4,5	3,0	14,6	7,6	14,7	3,5
	MD 200	200	500	9,5	C	75,2	40,7	1,0	0,2	51,4	0,1	0,6	0,1	1,26	89,9	7,7	38,0	89,8	15,1	31,5	12,1
					RRG	18,2	9,2	44,5	0,8	11,5	2,2	4,3	2,5	1,24	4,9	84,6	49,6	4,8	71,9	56,4	74,3
					RCL	6,6	26,3	11,1	0,6	35,1	1,1	2,5	1,3	1,33	5,1	7,7	12,5	5,4	13,0	12,1	13,6
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	79,7	39,0	2,3	0,2	50,1	0,2	0,6	0,0	1,28	93,3	19,3	46,5	93,4	24,2	34,0	6,0
					RRG	13,1	9,1	44,3	0,8	11,7	2,0	5,5	2,6	1,28	3,6	61,4	38,6	3,6	46,0	49,2	63,0
					RCL	7,3	14,5	25,0	0,6	17,6	2,3	3,4	2,3	1,21	3,2	19,2	14,8	3,0	29,7	16,8	31,0
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	81,5	38,8	2,8	0,2	50,1	0,2	0,6	0,0	1,29	94,3	24,0	51,7	94,8	27,0	37,0	0,0
					RRG	10,0	7,7	47,2	0,8	9,1	2,2	6,0	2,4	1,17	2,3	49,6	29,0	2,1	37,5	42,1	55,6
					RCL	8,5	13,3	29,4	0,6	15,8	2,4	3,5	2,3	1,18	3,4	26,4	19,3	3,1	35,5	20,9	44,4
MD 20 397	MD 100	100	500	9,5	C	64,4	40,6	0,8	0,1	52,6	0,1	0,7	0,0	1,30	77,5	5,5	11,4	77,0	9,8	27,5	4,1
					RRG	24,1	14,5	33,4	0,8	19,3	1,8	3,8	2,3	1,33	10,3	89,0	66,7	10,5	80,4	58,5	88,4
					RCL	11,5	35,9	4,3	0,5	48,0	0,5	1,9	0,4	1,34	12,2	5,4	21,9	12,5	9,8	14,1	7,5
	MD 200	200	500	9,5	C	85,8	37,7	3,6	0,2	49,3	0,2	0,7	0,1	1,31	94,9	30,2	58,7	98,2	35,0	42,0	10,1
					RRG	10,7	5,9	53,2	0,8	5,6	2,3	5,9	2,6	0,95	1,8	55,7	33,1	1,4	44,5	46,9	64,8
					RCL	3,5	32,0	41,3	0,6	5,4	3,2	4,3	3,0	0,17	3,3	14,1	8,3	0,4	20,5	11,1	25,1
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	81,0	38,2	2,4	0,2	49,3	0,2	0,7	0,0	1,29	90,6	20,5	50,1	94,1	23,7	37,1	3,4
					RRG	12,7	9,4	44,4	0,8	11,4	2,1	5,5	2,5	1,22	3,5	60,2	36,0	3,4	49,0	47,9	66,3
					RCL	6,3	32,0	28,4	0,6	16,9	2,4	3,4	2,3	0,53	5,9	19,2	13,9	2,5	27,3	15,0	30,2
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	84,0	37,6	3,7	0,2	49,1	0,2	0,7	0,1	1,31	92,0	31,9	56,1	96,0	29,5	38,7	11,5
					RRG	9,5	7,2	48,5	0,8	8,0	2,2	6,5	2,5	1,12	2,0	47,3	28,5	1,8	38,8	43,7	53,3
					RCL	6,4	32,0	31,7	0,6	14,7	2,7	3,9	2,4	0,46	6,0	20,8	15,4	2,2	31,6	17,6	35,2
MD 20156	MD 100	100	500	9,5	C	95,3	34,0	8,7	0,2	44,1	0,4	1,1	0,4	1,30	95,7	94,5	87,2	95,5	74,2	75,7	79,7
					RRG	2,7	30,1	10,6	0,7	41,6	2,3	6,8	2,0	1,38	2,4	3,2	7,9	2,5	12,7	13,8	11,5
					RCL	2,1	31,0	9,9	0,5	42,1	3,0	6,7	1,9	1,36	1,9	2,3	4,9	2,0	13,1	10,5	8,8
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	97,9	33,9	9,7	0,2	44,9	0,4	0,4	1,1	1,32	98,8	98,8	96,9	99,8	92,3	94,6	90,8
					RRG	0,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
					RCL	1,2	32,6	9,0	0,5	8,4	2,6	1,9	9,0	0,26	1,2	1,2	3,1	0,2	7,7	5,4	9,2

Tabela V.87 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito intemperizado (FIT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20400	MD 100	100	500	9,5	C	35,2	39,9	1,2	0,0	53,2	0,1	0,6	0,0	1,34	40,3	5,1	2,9	41,9	3,3	13,5	1,5
					RRG	49,2	30,2	14,7	0,8	36,0	1,0	2,4	1,4	1,19	42,6	90,7	80,6	39,6	87,4	69,8	94,3
					RCL	15,6	38,1	2,2	0,5	52,9	0,3	1,8	0,2	1,39	17,1	4,3	16,5	18,5	9,3	16,7	4,2
	MD 200	200	500	9,5	C	72,7	39,8	1,2	0,2	50,5	0,1	0,6	0,1	1,27	85,8	9,6	35,4	85,4	10,7	32,3	10,7
					RRG	19,2	12,5	39,0	0,8	16,0	2,4	3,8	2,4	1,28	7,1	81,9	49,2	7,1	76,2	52,7	76,2
					RCL	8,1	29,5	9,6	0,6	39,9	1,0	2,6	1,0	1,35	7,1	8,5	15,5	7,5	13,1	15,0	13,1
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	81,9	38,6	2,5	0,2	49,7	0,2	0,7	0,0	1,29	94,3	21,9	50,3	94,7	24,5	38,3	3,6
					RRG	10,9	8,3	47,4	0,8	9,8	2,2	5,4	2,5	1,19	2,7	55,6	32,6	2,5	43,9	42,3	60,0
					RCL	7,3	13,7	28,7	0,6	16,6	2,3	3,7	2,3	1,21	3,0	22,5	17,0	2,8	31,6	19,4	36,4
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	83,7	39,0	3,4	0,2	49,4	0,2	0,7	0,0	1,27	95,4	29,8	55,8	95,8	30,2	39,4	4,0
					RRG	8,5	7,9	47,5	0,8	9,4	2,2	6,4	2,5	1,19	1,9	42,7	25,5	1,8	32,8	37,7	49,1
					RCL	7,8	11,7	33,0	0,6	13,2	2,6	4,2	2,5	1,12	2,7	27,5	18,8	2,4	37,0	23,0	46,9
MD 20359	MD 100	100	500	9,5	C	92,4	34,1	7,5	0,2	45,9	0,3	1,0	0,3	1,35	93,1	68,5	80,4	98,7	54,4	65,0	64,0
					RRG	2,1	30,5	48,3	0,7	7,3	2,3	7,6	2,0	0,24	1,9	10,1	6,8	0,4	9,3	11,8	9,3
					RCL	5,5	31,1	39,5	0,5	7,3	3,5	5,7	2,2	0,24	5,0	21,4	12,8	0,9	36,2	23,2	26,7
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	93,6	34,7	8,2	0,2	46,1	0,4	1,0	0,4	1,33	94,1	73,9	84,6	99,1	62,4	63,5	70,7
					RRG	1,4	30,9	46,1	0,8	8,1	2,2	9,6	1,9	0,26	1,3	6,4	4,9	0,3	5,9	9,8	5,7
					RCL	4,9	32,5	41,3	0,5	5,5	3,4	7,7	2,3	0,17	4,6	19,7	10,5	0,6	31,7	26,7	23,5
Hidrocol + KE	HID + KE 85/15 (100)	100	500	9,5	C	29,9	40,7	0,3	0,1	52,9	0,1	0,6	0,0	1,30	35,9	1,1	3,1	35,6	2,8	11,2	1,3
					RRG	52,1	27,6	14,3	0,7	36,3	0,9	2,3	1,3	1,31	42,6	94,8	78,4	42,5	87,2	70,8	95,2
					RCL	18,0	40,5	1,8	0,5	54,1	0,3	1,7	0,1	1,34	21,5	4,1	18,5	21,9	10,0	18,0	3,5
	HID + KE 85/15 (200)	200	500	9,5	C	67,8	40,6	0,8	0,1	53,1	0,1	0,7	0,1	1,31	81,7	6,0	14,8	81,3	10,4	28,8	5,3
					RRG	23,7	14,3	34,4	0,8	19,1	1,8	3,8	2,3	1,34	10,0	87,9	68,0	10,2	80,5	59,3	86,0
					RCL	8,5	33,0	6,6	0,6	44,7	0,6	2,2	0,7	1,35	8,3	6,1	17,2	8,5	9,1	11,9	8,7
	Hidrocol 350	350	500	9,5	C	78,9	39,7	1,6	0,2	50,6	0,1	0,1	0,6	1,27	93,0	13,2	43,3	93,1	20,9	12,2	35,5
					RRG	15,2	8,5	46,8	0,8	10,4	2,0	2,6	4,7	1,22	3,8	73,4	43,3	3,7	58,4	68,6	50,1
					RCL	5,9	18,0	21,8	0,6	23,3	1,9	1,9	3,4	1,30	3,2	13,4	13,5	3,2	20,8	19,2	14,4
	KE 700	700	500	9,5	C	79,6	39,9	1,5	0,1	53,1	0,1	0,7	0,1	1,33	93,9	11,7	24,3	94,5	17,6	38,4	12,6
					RRG	16,0	7,6	49,0	0,8	8,4	2,4	4,9	2,5	1,10	3,6	79,2	61,0	3,0	69,4	52,4	70,6
					RCL	4,5	19,0	20,4	0,7	25,1	1,6	3,1	2,1	1,32	2,5	9,2	14,7	2,5	13,0	9,2	16,8

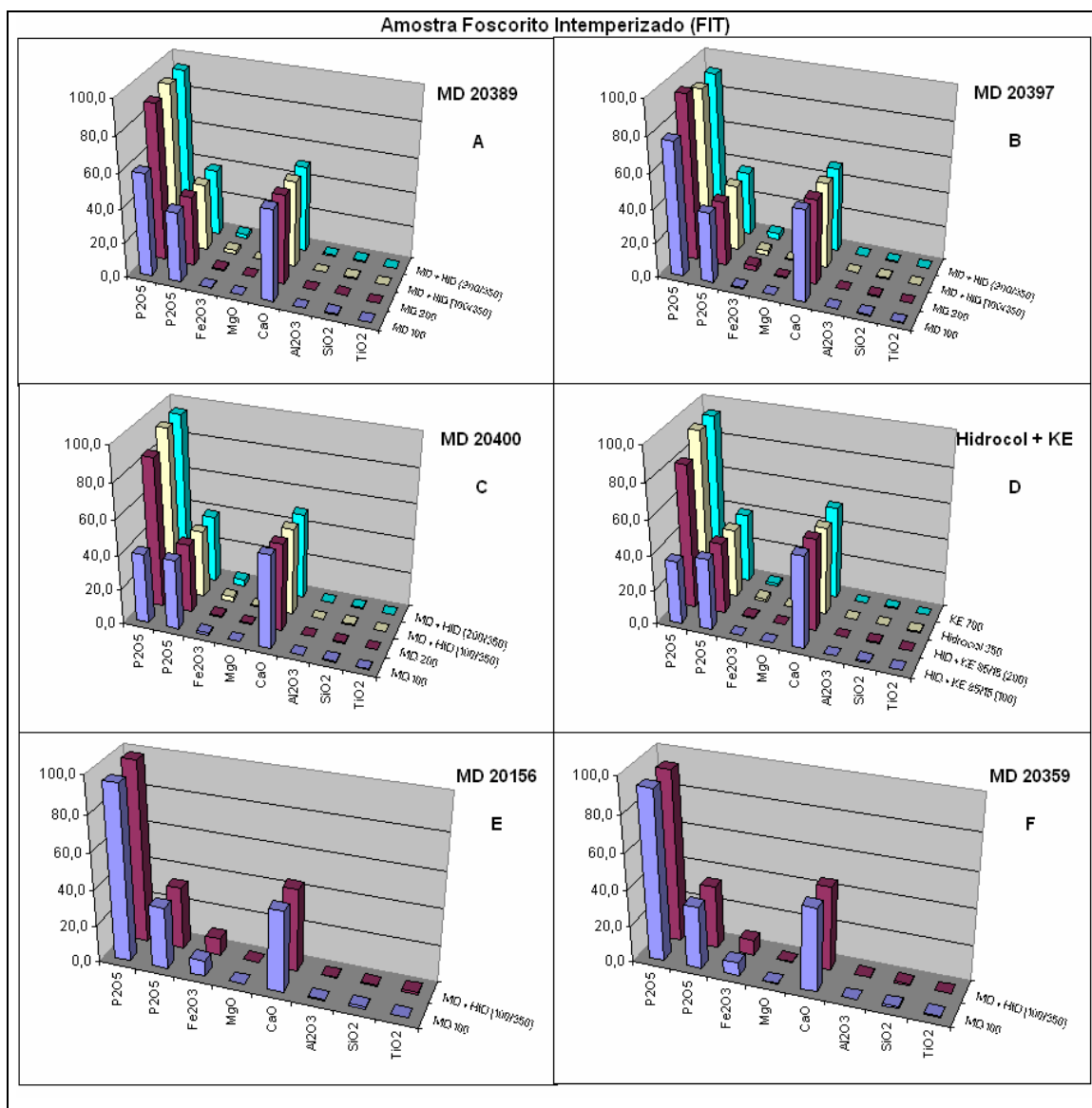


Figura 5.36 – Resultados comparativos para a tipologia de foscorito intemperizado (FIT).

Os resultados apresentados pelos produtos MD 20.389, MD 20.397 e MD 20.400 podem ser estudados, para a sua aplicação, em mistura com os coletores usuais, porém, sem uma viabilização econômica, nesse primeiro instante.

### **5.6.3 - Amostra Foscorito Silicatado (FST).**

Os resultados são apresentados na tabela V 88.

Tabela V.88 – Resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito silicatado (FST).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20389	MD 100	100	500	9,5	C	28,1	38,9	2,2	0,2	49,5	0,1	0,8	0,1	1,27	43,0	5,3	6,0	40,7	1,5	2,9	0,4
					RRG	61,4	18,4	17,5	1,1	26,6	3,3	11,0	8,9	1,45	44,3	90,2	86,7	47,7	96,4	93,8	98,2
					RCL	10,5	30,5	5,1	0,5	37,9	0,4	2,3	0,7	1,24	12,7	4,5	7,3	11,7	2,2	3,3	1,3
	MD 200	200	500	9,5	C	61,3	37,6	3,0	0,2	49,2	0,2	0,8	0,2	1,31	88,8	16,6	9,0	88,3	4,5	7,0	3,0
					RRG	34,4	5,6	25,6	3,0	7,8	5,7	18,7	12,3	1,40	7,4	78,5	87,9	7,9	90,5	88,8	90,7
					RCL	4,4	22,3	12,6	0,8	30,1	2,5	7,0	6,6	1,35	3,8	4,9	3,1	3,9	5,0	4,2	6,2
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	58,9	36,9	3,6	0,2	48,3	0,1	0,8	0,3	1,31	85,6	18,9	8,2	83,8	3,9	6,4	3,3
					RRG	34,9	6,9	23,5	2,9	10,2	5,5	18,6	12,0	1,48	9,5	73,7	87,6	10,5	90,1	88,7	87,4
					RCL	6,2	20,2	13,5	0,8	31,3	2,1	5,9	7,2	1,55	4,9	7,5	4,2	5,7	6,0	5,0	9,2
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	62,4	36,5	3,9	0,2	48,1	0,2	0,8	0,4	1,32	88,8	21,8	9,1	88,7	4,3	6,7	6,0
					RRG	31,4	5,5	24,9	3,4	7,4	6,9	21,2	11,4	1,35	6,7	70,6	86,6	6,9	88,3	87,6	79,8
					RCL	6,2	18,5	13,6	0,9	24,4	3,0	7,1	10,3	1,31	4,5	7,6	4,3	4,4	7,4	5,7	14,2
MD 20397	MD 100	100	500	9,5	C	26,6	39,4	0,9	0,2	50,6	0,1	1,0	0,1	1,28	41,7	1,7	6,2	40,4	5,0	2,3	0,6
					RRG	64,1	17,4	20,4	0,9	23,8	0,6	16,4	8,4	1,37	44,4	96,6	86,9	45,8	88,3	95,3	97,7
					RCL	9,3	37,3	2,4	0,5	49,4	0,3	2,9	1,0	1,32	13,9	1,7	6,9	13,9	6,6	2,4	1,7
	MD 200	200	500	9,5	C	61,5	36,8	2,1	0,2	48,5	0,1	1,5	0,5	1,32	91,8	7,9	21,9	93,6	14,9	8,3	6,9
					RRG	32,2	4,0	42,6	1,1	3,8	1,0	28,3	10,6	0,95	5,2	84,8	70,0	3,8	65,5	83,4	76,5
					RCL	6,4	11,9	18,6	0,7	13,0	1,5	14,3	11,6	1,09	3,1	7,3	8,2	2,6	19,6	8,3	16,6
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	54,0	37,4	1,9	0,2	48,9	0,1	1,2	0,5	1,31	81,6	6,9	17,5	81,8	12,6	6,0	5,5
					RRG	37,7	7,4	34,1	1,0	9,5	0,9	25,8	9,9	1,28	11,2	86,9	73,3	11,1	73,5	87,8	81,2
					RCL	8,3	21,4	10,9	0,6	27,8	0,8	8,3	7,3	1,30	7,2	6,1	9,2	7,2	13,9	6,2	13,3
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	56,4	36,7	2,3	0,2	48,3	0,1	1,3	0,7	1,32	83,8	8,9	20,0	84,6	13,1	6,4	8,3
					RRG	32,7	5,6	37,0	1,1	6,6	1,0	29,1	9,9	1,18	7,5	81,9	67,6	6,7	66,5	85,5	71,8
					RCL	10,8	20,1	12,6	0,6	25,7	0,9	8,3	8,3	1,28	8,8	9,2	12,4	8,6	20,4	8,1	19,8
MD 20156	MD 100	100	500	9,5	C	85,6	28,6	10,4	0,3	37,1	0,3	7,0	5,1	1,30	96,8	71,7	72,0	97,5	57,4	50,9	81,6
					RRG	9,6	5,0	29,5	0,8	5,7	1,2	38,7	6,9	1,14	1,9	22,7	22,7	1,7	30,3	31,4	12,3
					RCL	4,9	6,5	14,2	0,4	5,6	1,0	42,9	6,7	0,86	1,3	5,6	5,2	0,8	12,3	17,7	6,1
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	93,1	26,8	11,6	0,3	34,5	0,3	8,0	5,9	1,29	98,7	88,6	87,3	99,1	80,1	67,9	93,3
					RRG	3,2	4,5	27,0	0,8	5,3	1,2	44,8	5,9	1,18	0,6	7,2	8,5	0,5	10,4	13,2	3,3
					RCL	3,7	4,9	13,9	0,4	3,5	0,9	56,8	5,6	0,71	0,7	4,2	4,2	0,4	9,5	18,9	3,5

Tabela V.88 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia de foscorito silicatado (FST).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20400	MD 100	100	500	9,5	C	2,6	40,5	0,7	0,2	51,7	0,1	0,9	0,1	1,28	4,1	0,1	0,6	4,0	0,5	0,2	0,1
					RRG	92,2	24,7	12,3	0,8	32,6	0,4	10,6	6,3	1,32	88,0	99,1	96,4	88,1	96,0	98,6	99,4
					RCL	5,2	39,3	1,7	0,5	52,0	0,3	2,3	0,6	1,32	8,0	0,8	3,1	8,0	3,5	1,2	0,5
	MD 200	200	500	9,5	C	34,1	38,7	1,2	0,2	50,0	0,1	1,1	0,2	1,29	52,9	2,7	8,7	51,7	7,1	3,6	1,5
					RRG	50,7	12,7	26,6	1,0	17,5	0,7	18,8	9,4	1,38	25,8	93,9	79,2	26,9	81,0	90,9	92,7
					RCL	15,2	35,2	3,2	0,5	46,4	0,3	3,8	2,0	1,32	21,3	3,4	12,1	21,3	11,9	5,5	5,7
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	54,9	37,9	1,8	0,2	49,5	0,1	1,2	0,4	1,30	82,8	6,4	17,6	83,3	11,7	6,1	5,2
					RRG	38,2	7,5	35,1	1,0	9,4	0,9	24,8	10,3	1,25	11,4	88,7	74,9	11,0	75,9	88,3	84,1
					RCL	6,9	21,3	10,8	0,6	27,0	0,8	8,7	7,4	1,27	5,8	4,9	7,5	5,7	12,3	5,6	10,8
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	58,3	37,0	2,3	0,2	48,8	0,1	1,3	0,7	1,32	86,3	9,1	21,8	87,3	16,6	7,3	8,7
					RRG	34,8	6,5	36,2	1,0	7,8	1,0	26,3	10,1	1,20	9,1	84,1	70,0	8,3	67,9	85,6	76,8
					RCL	6,9	16,9	14,8	0,6	20,6	1,1	11,2	9,7	1,22	4,7	6,8	8,1	4,4	15,5	7,2	14,5
MD 20359	MD 100	100	500	9,5	C	82,3	29,1	10,0	0,3	38,4	0,3	5,9	4,9	1,32	96,4	64,9	63,1	97,4	43,2	38,8	77,2
					RRG	11,6	4,5	28,4	0,9	4,6	1,4	42,7	6,5	1,03	2,1	25,9	27,6	1,6	33,2	39,9	14,3
					RCL	6,1	6,1	19,2	0,6	5,1	1,9	43,3	7,2	0,83	1,5	9,2	9,3	1,0	23,5	21,3	8,4
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	71,9	32,1	6,9	0,3	43,6	0,2	2,7	3,1	1,36	93,0	39,6	46,4	94,7	28,0	17,6	47,3
					RRG	16,3	3,9	31,6	0,9	3,7	1,2	38,8	7,6	0,96	2,6	41,1	36,0	1,8	36,8	58,1	26,5
					RCL	11,8	9,4	20,4	0,6	9,8	1,5	22,4	10,3	1,04	4,5	19,2	17,6	3,5	35,2	24,3	26,1
Hidrocol + KE	HID + KE 85/15 (100)	100	500	9,5	C	2,2	39,9	0,4	0,2	50,7	0,1	0,7	0,1	1,27	3,6	0,1	0,4	3,4	0,3	0,2	0,0
					RRG	89,9	23,0	13,0	0,8	31,0	0,4	11,9	6,2	1,35	83,8	99,0	94,5	84,2	95,4	98,4	99,6
					RCL	7,8	39,5	1,4	0,5	52,2	0,2	2,0	0,3	1,32	12,6	0,9	5,0	12,4	4,3	1,4	0,4
	HID + KE 85/15 (200)	200	500	9,5	C	29,1	39,6	0,9	0,2	50,8	0,1	0,9	0,1	1,28	45,7	1,9	7,3	44,7	6,1	2,4	0,4
					RRG	56,3	14,6	23,1	0,9	19,9	0,7	18,6	18,6	1,36	32,6	95,6	81,8	33,9	86,1	93,8	95,7
					RCL	14,6	37,4	2,3	0,5	48,8	0,2	3,0	3,0	1,30	21,6	2,5	10,9	21,5	7,8	3,8	3,9
	Hidrocol 350	350	500	9,5	C	47,6	38,9	1,4	0,2	50,2	0,1	1,1	0,3	1,29	73,8	4,3	13,9	73,4	10,8	4,6	2,7
					RRG	41,1	7,8	33,7	1,1	10,2	0,9	25,5	10,1	1,31	12,7	91,6	74,7	12,8	80,2	90,3	89,0
					RCL	11,3	29,8	5,4	0,6	39,4	0,4	5,2	3,4	1,32	13,5	4,1	11,5	13,7	9,0	5,1	8,2
	KE 700	700	500	9,5	C	56,4	38,3	1,6	0,2	49,7	0,1	1,3	0,4	1,30	86,2	5,9	18,2	87,2	12,4	6,3	5,1
					RRG	34,8	4,7	38,9	1,1	5,0	1,0	28,1	10,0	1,06	6,5	87,6	70,8	5,4	76,4	87,3	78,5
					RCL	8,8	20,6	11,4	0,7	26,9	0,6	8,2	8,2	1,30	7,3	6,5	11,0	7,4	11,2	6,4	16,4



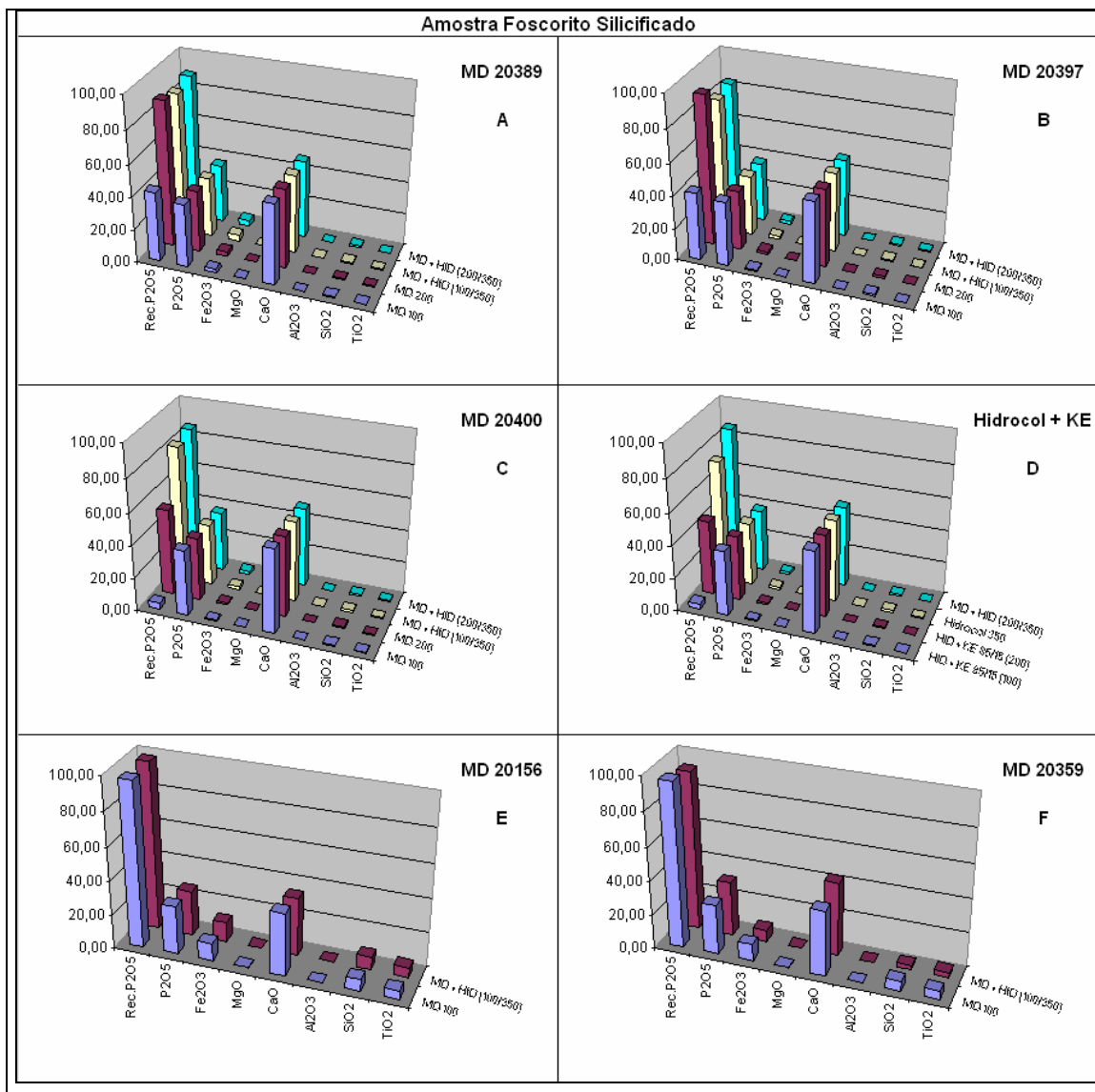


Figura 5.37 – Resultados comparativos para a tipologia de foscorito silicificado (FST).

Pelos resultados obtidos, os produtos MD 20.389 e MD 20.397 devem ter continuada a sua análise e aplicação, considerando uma avaliação técnica e econômica, para o caso e faixas/dosagens estudadas.

#### **5.6.4 - Amostra Zona de Mistura (ZMT).**

Os resultados são apresentados na tabela V 89.

Tabela V.89 – Resultados dos testes de flotação para tipologia da zona de mistura (ZMT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)							Recuperações (%)							
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20389	MD 100	100	500	9,5	C	23,3	42,0	0,4	0,2	53,0	0,1	0,8	0,2	1,26	37,4	1,2	1,9	34,1	3,5	1,4	0,7
					RRG	66,7	18,6	11,4	2,4	27,9	0,9	18,7	10,6	1,50	47,7	96,0	79,9	51,6	90,3	96,6	97,1
					RCL	10,0	38,9	2,2	3,6	51,7	0,4	2,6	1,6	1,33	14,9	2,8	18,2	14,3	6,2	2,0	2,2
	MD 200	200	500	9,5	C	44,0	41,0	0,9	0,2	52,5	0,1	0,9	0,5	1,28	68,3	4,3	4,8	64,3	8,6	3,0	3,3
					RRG	47,1	11,6	17,2	3,4	18,6	1,3	26,4	12,7	1,61	20,6	91,3	91,4	24,4	84,0	93,7	90,5
					RCL	9,0	32,8	4,4	0,7	45,0	0,6	4,9	4,6	1,37	11,1	4,4	3,8	11,2	7,4	3,3	6,2
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	57,1	39,3	1,6	0,2	51,3	0,2	1,2	1,0	1,31	84,3	10,4	7,2	81,6	12,4	5,3	9,9
					RRG	33,7	6,4	21,5	4,5	11,2	1,7	34,0	13,3	1,75	8,1	81,8	87,6	10,5	73,1	87,2	74,7
					RCL	9,2	22,0	7,5	1,0	30,8	1,2	10,6	10,1	1,40	7,6	7,8	5,2	7,9	14,5	7,4	15,4
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	58,6	38,7	1,8	0,2	50,8	0,2	1,3	1,2	1,31	85,6	11,8	8,3	83,3	14,9	5,8	11,9
					RRG	30,9	5,1	22,9	4,7	9,2	1,7	37,0	13,4	1,80	6,0	79,0	85,4	8,0	67,2	86,2	69,4
					RCL	10,5	21,4	7,8	1,0	29,9	1,3	10,1	10,6	1,39	8,5	9,2	6,3	8,8	17,9	8,0	18,7
MD 20397	MD 100	100	500	9,5	C	32,0	41,7	0,7	0,2	52,8	0,1	0,9	0,3	1,27	50,1	2,6	3,1	46,6	4,4	2,2	1,6
					RRG	54,8	15,5	14,1	2,9	23,5	1,1	23,0	11,5	1,52	31,9	93,7	91,9	35,5	86,7	94,7	94,0
					RCL	13,2	36,2	2,4	0,7	48,8	0,5	3,1	2,2	1,35	18,0	3,8	5,0	17,8	8,8	3,1	4,4
	MD 200	200	500	9,5	C	61,4	38,9	1,8	0,2	50,9	0,2	1,3	1,1	1,31	90,3	11,2	7,4	88,0	12,8	5,9	11,2
					RRG	32,9	4,6	24,4	4,9	8,3	1,8	37,0	14,0	1,82	5,7	83,7	89,2	7,7	76,4	89,1	77,5
					RCL	5,7	18,6	8,4	1,1	26,6	1,4	11,8	11,6	1,43	4,0	5,1	3,4	4,3	10,7	5,0	11,3
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	57,6	39,3	1,7	0,2	51,3	0,2	1,3	1,1	1,31	84,6	10,6	6,9	82,5	12,0	5,7	10,1
					RRG	34,0	6,7	22,1	5,0	11,1	1,9	34,2	13,2	1,65	8,6	81,9	88,6	10,6	77,0	87,5	75,2
					RCL	8,4	22,0	8,2	1,0	29,6	1,1	10,9	10,5	1,35	6,9	7,5	4,5	6,9	11,0	6,8	14,7
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	54,9	39,6	1,5	0,2	51,5	0,2	1,2	1,0	1,30	80,8	9,0	6,5	78,8	10,9	5,0	9,1
					RRG	31,6	5,4	22,8	5,2	9,1	1,9	37,3	12,9	1,70	6,3	80,0	86,8	8,0	74,9	87,3	70,0
					RCL	13,5	25,7	7,3	0,9	35,2	0,8	7,7	9,0	1,37	12,9	11,0	6,8	13,2	14,1	7,7	20,9
MD 20156	MD 100	100	500	9,05,0	C	94,3	22,5	6,4	0,9	36,0	0,6	12,6	6,9	1,60	96,9	85,2	84,4	96,9	83,7	89,3	93,5
					RRG	3,9	13,7	20,9	1,3	22,4	0,8	17,3	9,3	1,64	2,4	11,6	5,2	2,5	4,7	5,1	5,2
					RCL	1,8	8,1	12,1	5,4	11,6	3,9	40,3	4,9	1,44	0,7	3,2	10,4	0,6	11,6	5,6	1,3
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	95,5	22,4	6,4	0,9	35,8	0,6	12,3	6,9	1,60	98,1	88,8	90,8	98,2	89,1	87,1	95,1
					RRG	2,2	10,9	20,6	1,4	18,2	0,7	27,3	8,8	1,68	1,1	6,7	3,4	1,2	2,5	4,5	2,8
					RCL	2,2	7,2	13,8	2,3	9,3	2,4	50,3	6,4	1,28	0,7	4,5	5,8	0,6	8,4	8,4	2,1

Tabela V.89 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia da zona de mistura (ZMT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20400	MD 100	100	500	9,5	C	7,3	41,5	0,3	0,2	53,4	0,1	0,9	0,2	1,29	11,5	0,3	0,7	10,7	0,8	0,5	0,2
					RRG	89,3	24,7	7,6	1,8	34,2	0,7	13,1	8,0	1,39	83,6	98,7	97,8	84,5	97,4	98,3	99,2
					RCL	3,4	37,6	1,9	0,7	50,2	0,4	4,1	1,3	1,33	4,9	0,9	1,5	4,8	1,8	1,2	0,6
	MD 200	200	500	9,5	C	32,1	40,9	0,7	0,2	52,3	0,1	1,1	0,4	1,28	49,6	2,7	3,8	46,3	5,5	2,8	2,0
					RRG	55,3	16,4	13,7	2,8	24,8	1,1	21,0	11,4	1,51	34,2	92,6	90,1	37,8	86,4	91,0	92,2
					RCL	12,6	34,1	3,1	0,8	45,8	0,5	6,3	3,2	1,34	16,2	4,7	6,2	15,9	8,1	6,2	5,9
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	55,6	39,0	1,5	0,2	51,0	0,2	1,4	1,0	1,31	81,0	9,7	7,3	78,7	11,3	6,1	9,4
					RRG	35,0	8,5	20,7	4,5	13,6	1,7	31,0	12,9	1,61	11,1	82,2	86,5	13,2	77,1	84,4	76,1
					RCL	9,4	22,6	7,6	1,2	31,0	1,0	13,0	9,2	1,38	7,9	8,1	6,1	8,1	11,6	9,5	14,5
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	59,8	38,1	1,9	0,3	50,4	0,2	1,7	1,3	1,32	85,9	12,9	9,6	84,0	14,7	7,8	13,3
					RRG	30,8	6,4	22,0	4,8	10,7	1,9	34,7	12,8	1,66	7,5	77,2	82,8	9,2	70,4	80,8	68,7
					RCL	9,4	18,7	9,3	1,5	26,0	1,3	16,1	11,0	1,39	6,6	9,9	7,6	6,8	14,9	11,4	18,0
MD 20359	MD 100	100	500	9,5	C	91,1	24,2	6,2	0,7	37,5	0,5	10,6	6,5	1,55	96,5	80,1	65,5	96,5	66,8	75,6	90,9
					RRG	4,2	9,7	18,8	4,1	16,8	2,0	27,6	7,5	1,73	1,8	11,1	16,6	2,0	11,2	9,0	4,8
					RCL	4,8	8,1	13,0	3,8	10,9	3,3	41,3	5,8	1,35	1,7	8,8	17,9	1,5	22,0	15,4	4,3
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	81,3	27,1	5,0	0,7	40,4	0,5	8,5	5,3	1,49	91,8	55,3	58,6	91,9	55,0	54,4	69,6
					RRG	11,3	11,6	20,6	1,7	18,1	1,1	25,4	11,1	1,56	5,5	31,7	19,1	5,7	16,4	22,7	20,2
					RCL	7,4	8,8	12,9	3,1	11,8	2,9	39,2	8,5	1,33	2,7	12,9	22,2	2,4	28,6	22,9	10,2
Hidrocol + KE	HID + KE 85/15 100	100	500	9,5	C	8,3	42,0	0,3	0,2	52,9	0,1	0,8	0,1	1,26	13,0	0,3	0,7	12,1	0,8	0,5	0,1
					RRG	80,0	23,1	8,8	2,1	32,1	0,9	15,3	8,8	1,39	69,4	97,1	95,4	71,0	94,3	97,3	98,5
					RCL	11,7	39,9	1,6	0,6	52,4	0,3	2,3	0,9	1,31	17,5	2,6	3,9	16,9	4,9	2,2	1,4
	HID + KE 85/15 200	200	500	9,5	C	32,9	41,4	0,6	0,2	52,6	0,1	0,9	0,3	1,27	50,9	2,5	3,3	47,7	4,6	2,3	1,5
					RRG	55,2	16,0	13,9	3,0	24,1	1,2	22,0	11,5	1,51	32,9	93,2	92,1	36,7	88,3	94,2	93,2
					RCL	12,0	36,0	3,0	0,7	47,0	0,4	3,8	3,0	1,31	16,1	4,3	4,6	15,6	7,2	3,5	5,2
	Hidrocol 350	350	500	9,5	C	48,0	40,0	1,2	0,2	51,6	0,1	1,1	0,7	1,29	71,6	6,3	5,3	69,0	8,5	4,2	5,2
					RRG	40,5	10,2	18,9	4,2	16,1	1,6	28,7	12,7	1,58	15,4	87,3	89,6	18,2	82,2	89,7	83,9
					RCL	11,5	30,3	4,8	0,9	39,9	0,6	6,9	5,8	1,32	13,0	6,4	5,2	12,9	9,3	6,1	11,0
	KE 700	700	500	9,5	C	53,6	39,9	1,2	0,2	51,7	0,2	1,1	0,8	1,30	80,7	7,3	6,5	77,7	11,1	4,5	6,7
					RRG	37,4	7,6	20,7	4,1	13,1	1,5	31,4	13,4	1,72	10,7	86,1	87,7	13,7	77,7	90,1	79,3
					RCL	9,0	25,3	6,6	1,1	34,0	0,9	7,8	9,8	1,34	8,6	6,6	5,8	8,6	11,1	5,4	14,0

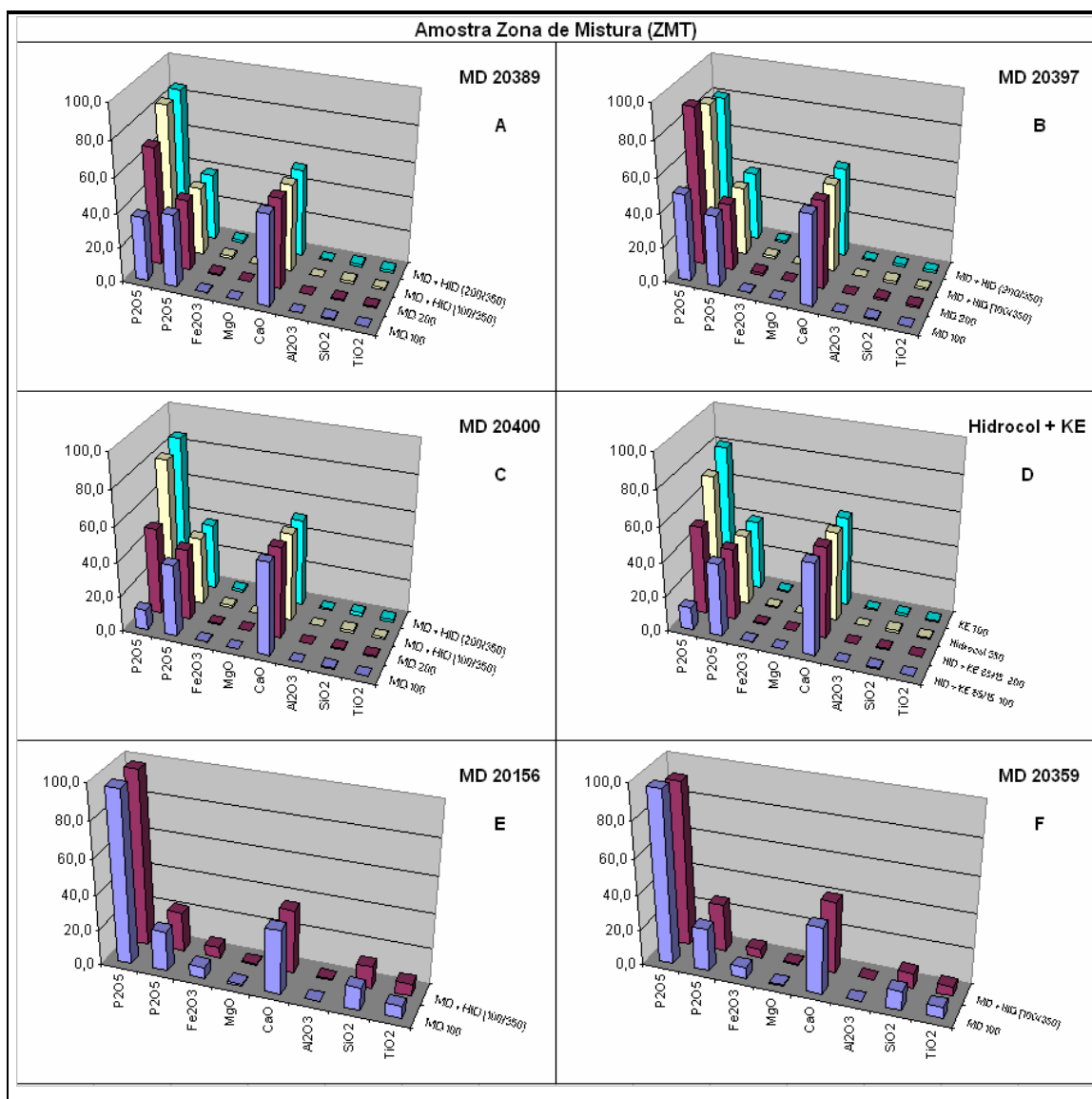


Figura 5.38 - Resultados comparativos para a tipologia da zona de mistura (ZMT).

O único produto que apresenta uma perspectiva para a continuidade das pesquisas foi o produto denominado MD 20.397.

### **5.6.5 - Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).**

Os resultados são apresentados na tabela V 90.

Tabela V.90 – Resultados dos testes de flotação para tipologia do piroxenito intemperizado (PIT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20389	MD 100	100	500	9,5	C	30,3	39,7	1,0	0,1	52,9	0,1	0,8	0,2	1,33	52,1	2,3	1,5	49,6	3,5	1,8	0,9
					RRG	60,3	12,8	19,6	3,2	19,4	1,6	22,5	13,0	1,51	33,5	95,2	95,6	36,1	92,5	96,0	96,4
					RCL	9,4	35,6	3,2	0,6	49,3	0,4	3,4	2,3	1,38	14,4	2,4	2,9	14,3	4,0	2,3	2,7
	MD 200	200	500	9,5	C	49,4	39,1	1,6	0,2	51,8	0,2	1,1	0,7	1,33	81,9	5,8	3,8	79,8	7,6	3,7	4,5
					RRG	41,8	4,8	29,7	4,7	8,2	2,1	31,4	14,8	1,71	8,5	89,8	93,1	10,7	84,4	91,6	85,1
					RCL	8,8	25,7	6,8	0,7	34,6	0,9	7,6	8,6	1,34	9,6	4,3	3,1	9,5	8,0	4,7	10,4
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	47,4	39,5	1,7	0,2	51,3	0,2	1,0	0,9	1,30	79,2	6,3	5,0	76,4	8,1	3,2	5,4
					RRG	45,2	7,0	25,6	4,2	11,4	2,0	29,3	14,1	1,64	13,3	89,3	92,2	16,2	84,2	92,8	84,6
					RCL	7,4	24,1	7,8	0,8	32,1	1,1	7,7	10,2	1,33	7,5	4,4	2,8	7,4	7,7	4,0	10,0
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	54,7	38,1	2,3	0,2	50,0	0,2	1,0	1,5	1,31	84,4	10,5	6,7	82,3	10,0	4,3	11,7
					RRG	36,3	5,3	27,2	4,6	9,0	2,2	32,3	13,9	1,71	7,7	82,4	89,4	9,8	79,3	90,2	72,1
					RCL	9,0	21,6	9,5	0,8	29,3	1,2	7,9	12,6	1,36	7,9	7,1	4,0	7,9	10,7	5,4	16,1
MD 20397	MD 100	100	500	9,5	C	35,8	40,1	1,2	0,1	50,5	0,2	0,9	0,4	1,26	60,9	3,5	2,2	57,1	4,9	2,4	1,7
					RRG	54,3	10,9	21,6	3,8	16,9	1,8	24,2	13,4	1,55	25,1	93,6	95,2	29,0	90,4	94,4	93,5
					RCL	9,9	33,2	3,7	0,6	44,3	0,5	4,5	3,7	1,33	14,0	2,9	2,7	13,9	4,8	3,2	4,8
	MD 200	200	500	9,5	C	58,7	35,9	3,0	0,3	47,9	0,3	1,4	2,1	1,33	91,3	14,0	7,3	90,1	12,3	5,7	17,1
					RRG	33,6	3,6	27,6	5,4	6,1	2,6	36,9	13,0	1,71	5,2	73,9	87,6	6,6	72,5	86,4	61,7
					RCL	7,7	10,5	19,5	1,4	13,5	2,3	14,7	19,4	1,28	3,5	12,1	5,1	3,4	15,2	7,9	21,2
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	42,6	38,9	1,5	0,2	50,4	0,1	0,9	0,7	1,30	71,1	4,9	4,0	68,0	5,5	2,7	3,7
					RRG	48,1	8,7	23,7	4,1	13,8	2,0	27,2	13,6	1,59	17,9	90,6	92,9	21,0	87,8	93,5	86,4
					RCL	9,3	27,6	6,1	0,7	36,9	0,8	5,8	8,1	1,34	11,0	4,5	3,0	10,9	6,7	3,8	9,9
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	50,4	37,3	2,6	0,3	49,2	0,1	1,0	1,9	1,32	80,4	10,6	6,3	78,8	5,5	3,7	12,8
					RRG	36,2	4,9	26,8	4,9	8,2	2,4	33,9	13,2	1,67	7,5	78,7	88,4	9,4	79,5	88,6	63,8
					RCL	13,4	21,0	9,9	0,8	27,9	1,2	8,0	13,1	1,33	12,0	10,8	5,4	11,8	15,1	7,7	23,4
MD 20156	MD 100	100	500	9,5	C	87,1	21,1	8,4	0,8	34,0	0,6	8,8	9,4	1,61	96,3	76,9	48,9	96,7	45,9	55,7	92,7
					RRG	8,6	5,3	19,4	4,4	7,9	3,7	48,5	5,6	1,49	2,4	17,5	26,6	2,2	26,9	30,3	5,5
					RCL	4,3	5,9	12,5	8,0	7,7	7,4	44,9	3,8	1,30	1,3	5,6	24,5	1,1	27,2	14,0	1,8
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	82,5	23,0	8,0	0,8	36,2	0,6	6,9	8,7	1,57	95,2	70,3	47,0	95,9	38,8	39,6	87,2
					RRG	8,6	4,8	18,1	5,0	7,2	3,8	52,5	5,4	1,51	2,0	16,5	31,1	2,0	25,0	31,3	5,7
					RCL	9,0	6,3	13,8	3,3	7,3	5,2	46,5	6,5	1,16	2,8	13,2	21,9	2,1	36,2	29,1	7,1

Tabela V.90 – Continuação resultados dos testes de flotação para tipologia do piroxenito intemperizado (PIT).

Reagentes	Teste	Condições			Produto	Massa %	Análise Química (%)								Recuperações (%)						
		Dosagem coletor	Dosagem depressor	pH			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	RCP	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>
MD 20400	MD 100	100	500	9,5	C	12,7	40,6	0,6	0,2	51,5	0,1	0,7	0,1	1,27	22,3	0,7	1,1	20,2	1,6	0,6	0,1
					RRG	81,4	19,5	12,9	2,3	28,3	1,1	16,5	10,6	1,45	68,7	97,5	96,8	71,0	95,7	97,8	98,3
					RCL	5,9	35,7	3,2	0,7	48,3	0,4	3,7	2,4	1,35	9,0	1,8	2,1	8,7	2,7	1,6	1,6
	MD 200	200	500	9,5	C	42,2	38,8	1,4	0,2	50,3	0,2	1,0	0,6	1,30	69,8	4,7	4,6	66,6	6,9	3,2	3,5
					RRG	48,5	9,4	23,3	3,8	14,8	1,8	25,4	13,8	1,57	19,5	90,0	90,8	22,6	85,4	91,2	87,3
					RCL	9,4	27,0	7,0	1,0	36,9	0,9	8,0	7,5	1,37	10,8	5,2	4,6	10,8	7,7	5,6	9,2
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	47,6	38,6	1,5	0,2	50,0	0,2	0,9	0,7	1,30	78,3	5,6	4,8	75,3	7,7	3,2	4,5
					RRG	45,5	7,5	25,4	4,2	12,2	2,0	28,6	14,2	1,63	14,6	89,4	91,9	17,6	85,0	92,7	86,2
					RCL	6,9	24,1	9,3	1,0	32,6	1,1	8,4	10,1	1,35	7,1	5,0	3,3	7,1	7,2	4,1	9,4
	MD + HID (200/350)	200/350	500	9,5	C	52,5	37,7	2,1	0,2	49,4	0,2	1,1	1,3	1,31	84,3	8,3	6,1	82,0	9,9	4,1	8,9
					RRG	39,9	5,8	27,5	4,4	9,6	2,1	30,2	14,4	1,68	9,8	84,2	89,1	12,2	77,8	89,5	77,5
					RCL	7,5	18,4	13,0	1,3	24,6	1,7	11,4	13,5	1,34	5,9	7,5	4,8	5,9	12,3	6,4	13,6
MD 20359	MD 100	100	500	9,5	C	82,4	23,1	8,2	0,7	36,2	0,5	6,0	9,3	1,57	95,6	67,5	41,2	96,5	33,7	36,0	88,2
					RRG	8,6	4,3	19,1	5,5	6,3	4,1	51,3	5,4	1,48	1,8	16,5	33,1	1,8	27,3	32,4	5,4
					RCL	9,0	5,6	17,7	4,1	6,0	5,6	48,0	6,2	1,08	2,5	16,0	25,8	1,8	39,0	31,7	6,4
	MD + HID (100/350)	100/350	500	9,5	C	75,6	25,6	7,3	0,6	38,6	0,4	4,3	8,4	1,51	93,2	54,4	31,6	94,2	23,9	23,7	76,9
					RRG	11,6	4,1	20,2	5,3	5,8	3,9	51,7	5,9	1,42	2,3	23,0	40,4	2,2	33,1	43,3	8,3
					RCL	12,8	7,3	18,0	3,3	8,8	4,6	35,7	9,5	1,21	4,5	22,7	28,0	3,6	42,9	33,1	14,8
Hidrocol + KE	HID + KE 85/15 100	100	500	9,5	C	8,4	40,1	0,6	0,1	53,5	0,1	0,7	0,1	1,34	14,7	0,4	0,4	13,8	0,8	0,5	0,1
					RRG	79,8	18,6	14,0	2,4	27,3	1,1	16,8	11,3	1,47	65,0	97,5	96,3	67,2	95,0	97,7	98,6
					RCL	11,8	39,1	2,0	0,6	52,1	0,3	2,2	1,0	1,33	20,3	2,1	3,3	19,0	4,2	1,9	1,2
	HID + KE 85/15 200	200	500	9,5	C	28,7	40,4	0,9	0,2	51,5	0,1	0,7	0,2	1,27	50,8	2,0	2,5	46,6	3,5	1,5	0,5
					RRG	60,6	12,4	19,5	3,0	19,8	1,4	21,3	13,5	1,59	32,9	95,6	94,5	37,7	91,5	96,0	96,1
					RCL	10,7	35,1	2,8	0,5	46,9	0,4	3,2	2,7	1,34	16,4	2,4	3,0	15,7	5,0	2,5	3,4
	Hidrocol 350	350	500	9,5	C	40,9	39,4	1,3	0,1	53,1	0,2	1,0	0,5	1,35	69,5	4,2	2,8	66,9	6,4	2,8	2,5
					RRG	50,6	9,0	23,6	3,9	14,5	1,8	26,4	14,0	1,61	19,6	92,0	94,1	22,6	88,3	94,2	91,1
					RCL	8,4	30,1	5,7	0,8	40,6	0,7	5,1	5,9	1,35	10,9	3,7	3,2	10,5	5,3	3,0	6,4
	KE 700	700	500	9,5	C	48,1	38,8	1,6	0,2	50,3	0,2	1,0	0,7	1,30	80,0	6,0	4,8	77,6	7,1	3,3	4,9
					RRG	40,0	4,9	27,7	4,7	8,3	2,2	32,5	14,1	1,70	8,4	86,3	90,7	10,7	81,2	90,2	76,7
					RCL	11,8	23,0	8,4	0,8	31,0	1,1	7,9	11,4	1,35	11,6	7,7	4,5	11,7	11,6	6,5	18,4



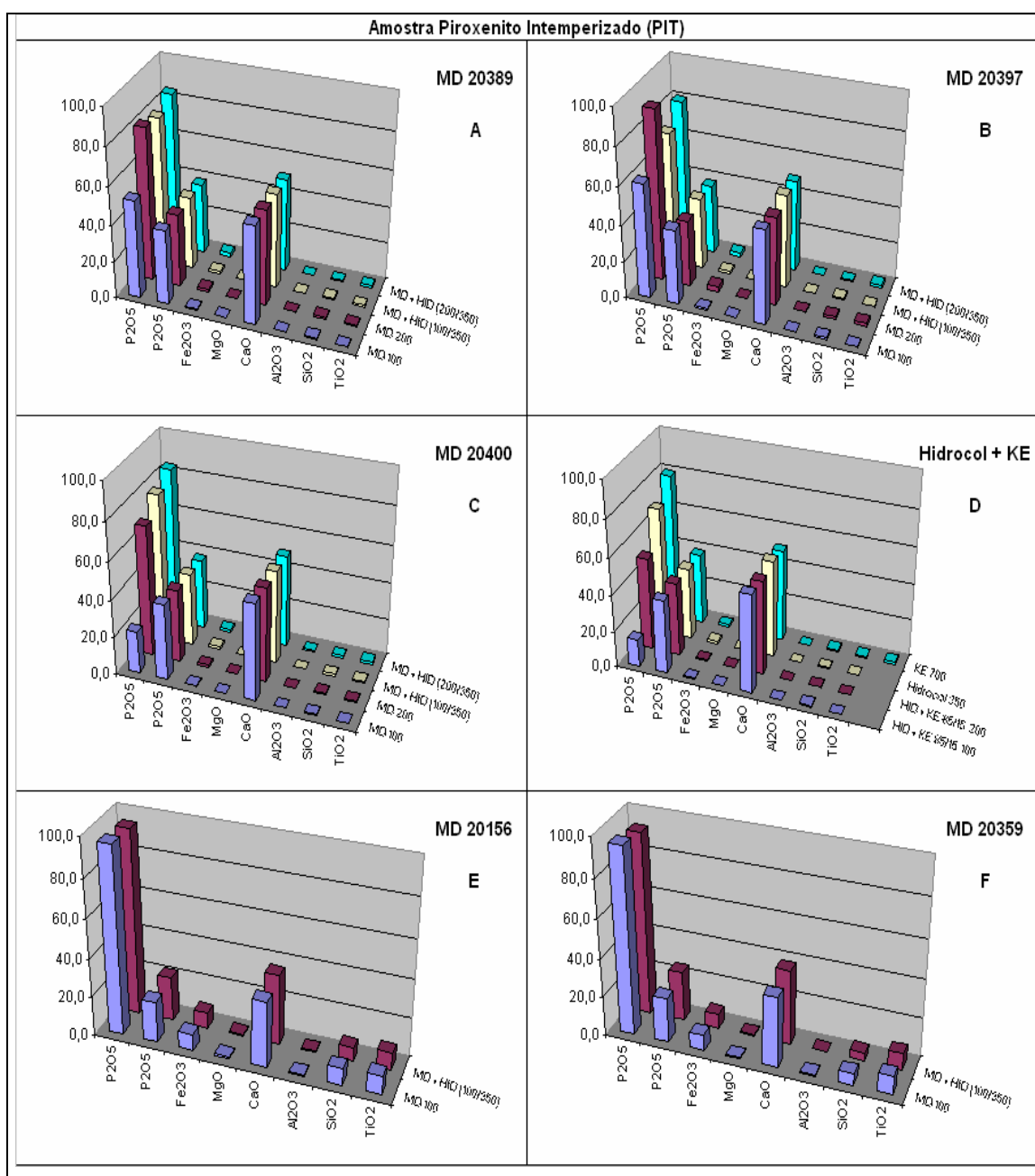


Figura 5.39 – Resultados comparativos para a tipologia do piroxenito intemperizado (PIT).

Os reagentes MD 20.397 e MD 20.389 apresentam possibilidade de uso. Para isto, serão planejados novos testes, em diferentes condições de processo, procurando melhor conhecer as performances dos mesmos.

### 5.6.6 – Considerações.

Os resultados das difratometrias dos concentrados flotados dos testes permitem construir a tabela V.91, contendo os principais minerais componentes desses concentrados.

Tabela V.91 – Mineralogia dos concentrados.

Tipologia	Minerais	Hidrocol		MD 20.389	MD 20.397	MD 20.400	MD 20.156	MD 20.359
		Baixa Doagem	Alta Dosagem					
Apatitito	Essenciais	fluorapatita	fluorapatita goethita	fluorapatita goethita	fluorapatita goethita	fluorapatita goethita sílica	fluorapatita	fluorapatita goethita
	Acessórios	goethita	sílica carbonatos	sílica calcita	sílica calcita	calcita	goethita sílica carbonatos	calcita
Foscorito Intemperizado	Essenciais	fluorapatita	fluorapatita goethita	fluorapatita goethita sílica	fluorapatita goethita sílica	fluorapatita sílica	fluorapatita goethita sílica	fluorapatita goethita sílica
	Acessórios	goethita	sílica	-	-	goethita	-	-
Foscorito Silicificado	Essenciais	fluorapatita	fluorapatita goethita sílica	fluorapatita	fluorapatita sílica	fluorapatita	fluorapatita	fluorapatita
	Acessórios	sílica	-	sílica goethita	goethita	sílica goethita	sílica goethita	sílica goethita
Zona de Mistura	Essenciais	fluorapatita sílica	fluorapatita vermiculita sílica	fluorapatita	fluorapatita sílica	fluorapatita	fluorapatita	fluorapatita
	Acessórios	vermiculita	goethita	-	goethita vermiculita	sílica vermiculita	sílica vermiculita goethita	sílica vermiculita goethita
Piroxenito Intemperizado	Essenciais	fluorapatita sílica	fluorapatita vermiculita sílica	fluorapatita goethita sílica	fluorapatita sílica	fluorapatita	fluorapatita	fluorapatita sílica
	Acessórios	goethita vermiculita	goethita calcita	calcita vermiculita	vermiculita goethita calcita	calcita dolomita	calcita	calcita

Considerando os resultados obtidos, vemos que há possibilidade da utilização de dois produtos (MD 20.156 para o caso de gangas carbonatadas e MD 20.397 para o caso das gangas silicatadas), dentre aqueles testados, porém, em utilização em mistura com os coletores tradicionalmente em uso, ácidos graxos de origem vegetal, objetivando uma aplicação técnica e econômica, considerando os efeitos na recuperação de fósforo e na qualidade do concentrado flotado, face às mineralogias apresentadas.

## 5.7 – Estudos de alternativas não convencionais de concentração.

Nesta seção serão apresentados e discutidos os resultados obtidos através dos ensaios de separações magnéticas, realizados com o objetivo de avaliar a capacidade dessa operação, uma alternativa não convencional de processamento de minérios, na obtenção de um produto que atenda às especificações de um concentrado fosfático.

Para isto, avaliou-se a aplicação da separação magnética a seco para as diferentes tipologias, utilizando o separador magnético de rolos de terras raras (ree-roll), com diferentes intensidades de campo magnético, bem como, verificando efeito do diâmetro e velocidade dos rolos, como mostra a tabela IV.16, para essa aplicação.

Tabela V.92 – Resultados da classificação das amostras nas frações (-2,0+0,150) mm e -0,150 mm, com os teores e distribuições dos principais elementos.

AMOSTRA	Fração (mm)	%	Teores (%)								CaO/P2O5	Distribuição no ensaio (%)			
			Massa	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Apatitito (APAT)	-2,0+0,15	82,5	31,3	42,9	2,2	15,7	0,4	0,5	4,0	1,37	83,4	83,6	83,7	68,6	
	-0,15	17,6	29,2	39,5	3,1	14,4	0,9	0,7	5,0	1,35	16,6	16,4	16,3	31,4	
	Total	100,0	30,9	42,3	2,3	15,4	0,5	0,5	4,2	1,37	100,0	100,0	100,0	100,0	
Foscorito Intemperizado (FIT)	-2,0+0,15	70,8	19,0	24,4	1,0	45,4	0,8	1,8	...	1,28	63,1	63,4	81,9	63,2	
	-0,15	29,2	26,9	34,0	1,1	24,3	1,2	0,5	4,7	1,26	36,9	36,6	18,1	36,8	
	Total	100,0	21,3	27,2	1,0	39,3	0,9	1,4	...	1,28	100,0	100,0	100,0	100,0	
Foscorito Silicificado (FST)	-2,0+0,15	75,6	15,9	21,3	17,6	30,0	1,7	0,8	...	1,34	69,5	70,7	80,8	73,5	
	-0,15	24,4	21,6	27,3	10,7	22,1	1,9	0,5	6,7	1,26	30,5	29,3	19,2	26,5	
	Total	100,0	17,3	22,8	15,9	28,1	1,7	0,8	1,6	1,32	100,0	100,0	100,0	100,0	
Zona de Mistura (ZMT)	-2,0+0,15	71,4	20,7	28,4	11,6	21,3	2,2	2,0	4,8	1,37	76,3	77,3	68,9	63,1	
	-0,15	28,6	16,0	20,9	16,3	24,0	3,3	2,5	6,6	1,30	23,7	22,7	31,1	36,9	
	Total	100,0	19,3	26,2	12,9	22,1	2,5	2,2	5,3	1,36	100,0	100,0	100,0	100,0	
Piroxenito (PT)	-2,0+0,15	72,3	11,2	22,6	21,2	19,6	2,2	9,4	7,5	2,02	78,7	77,5	74,1	70,2	
	-0,15	27,7	7,9	17,2	23,9	17,9	2,4	13,2	12,2	2,17	21,3	22,5	25,9	29,8	
	Total	100,0	10,3	21,1	22,0	19,2	2,3	10,4	8,8	2,05	100,0	100,0	100,0	100,0	
Piroxenito Intemperizado (PIT)	-2,0+0,15	76,3	13,8	19,4	14,2	31,1	3,1	2,9	4,9	1,41	75,0	76,4	79,2	70,1	
	-0,15	23,8	14,8	19,2	15,0	26,2	4,3	2,8	8,9	1,30	25,0	23,6	20,8	29,9	
	Total	100,0	14,1	19,4	14,4	30,0	3,4	2,9	5,9	1,38	100,0	100,0	100,0	100,0	

No caso acima, trabalhou-se com amostra separada na fração granulométrica (-2,0+0,150) mm, sendo que as frações granulométricas -0,150 mm das amostras apatitito (APAT) e foscorito intemperizado (FIT) foram submetidas à separação magnética de alta intensidade via processamento a úmido. Na tabela V.92 têm-se os valores de partição em massa, nas frações granulométricas (-2,0+0,150) mm e -0,150 mm, assim como os teores químicos dos principais elementos e suas respectivas distribuições nas duas frações granulométricas. Observa-se nessa tabela que o

percentual, em massa, da fração (-2,0+0,150) mm representou entre 70,8% e 82,5% da amostra. Nessa fração granulométrica, os teores de  $P_2O_5$  oscilaram entre 31,3% (amostra apatitito) e 11,2% (amostra piroxenito); já para a fração -0,150 mm, seus percentuais, em massa, variaram entre 17,6% e 29,2%, com os teores oscilando entre 7,9% (amostra piroxenito) e 29,2% (amostra apatitito).

Outra opção avaliada, foi a aplicação da separação magnética para obtenção de um produto dentro das especificações de um concentrado, considerando sua realização consistindo em submeter o produto denominado de AN3 (alimentação da flotação), cuja obtenção seguiu os passos do fluxograma indicado, à separação magnética de alta intensidade, via úmida, considerando um campo magnético na faixa de 12.000 Gauss, em vez de submetê-lo ao processo convencional de flotação.

### **5.7.1 – Separação magnética a seco utilizando rolos de terras-raras (Ree-Roll).**

#### **5.7.1.1 – Amostra Apatitito (APAT).**

Os resultados da separação magnética a seco, através de rolos de terras-raras, para a amostra apatitito (APAT) são apresentados na tabela V.93, onde se tem que a alimentação dessa amostra já possuía um teor de  $P_2O_5$  igual a 31,3% e teor de  $Fe_2O_3$  igual a 15,7%. Após as etapas de separação magnética, verifica-se que o produto não magnético (Ree-Roll Nmag) apresentou um teor de  $P_2O_5$  igual a 35,5%, com uma distribuição (recuperação de  $P_2O_5$ ) no ensaio igual a 51,0% e, na amostra, essa distribuição foi igual a 42,5%. Por sua vez, o teor de  $Fe_2O_3$  caiu para 5,0%. Nota-se nessa tabela que a distribuição de  $Fe_2O_3$  concentrou-se nos produtos magnéticos com 1500 Gauss e 6500 Gauss.

Já, o rejeito magnético, composto pelos produtos magnéticos, Mag 1500G, Mag 6500G, Ree-Roll mag1 e Ree-Roll mag2, representou 45,4% da amostra, com um teor de  $P_2O_5$  igual a 27,9%, tabela V.93. Esse elevado teor de  $P_2O_5$  mostra que há a necessidade de

etapas subsequentes de processamento para esse rejeito, visando um melhor aproveitamento desse fósforo contido.

Tabela V.93 – Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra apatitito (APAT).

Produto nm	% Massa		Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)				Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 1.500G	14,1	11,7	13,9	20,1	0,6	59,0	0,3	1,8	2,6	1,44	6,3	6,6	53,3	10,6	5,2	5,5	44,6	7,3
Mag 6.500G	26,1	21,5	33,0	45,1	1,4	12,9	0,4	0,3	4,9	1,37	27,5	27,4	21,4	24,5	22,9	22,9	17,9	16,8
REE-ROLL mag 1	9,0	7,5	32,1	44,0	1,8	11,6	0,5	0,3	4,5	1,37	9,3	9,3	6,7	11,8	7,7	7,8	5,6	8,1
REE-ROLL mag 2	5,8	4,8	32,1	43,9	2,5	11,4	0,8	0,5	5,1	1,37	6,0	6,0	4,2	10,8	5,0	5,0	3,5	7,4
REE-ROLL NMAG	44,9	37,0	35,5	48,4	3,1	5,0	0,4	0,3	3,7	1,36	51,0	50,7	14,4	42,3	42,5	42,4	12,0	29,0
Total	100,0	82,5	31,3	42,9	2,2	15,7	0,4	0,5	4,0	1,37	100,0	100,0	100,0	100,0	83,4	83,6	83,7	68,6
Rejeito Magnético	% massa ensaio	% massa amostra	Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)							
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>				
total	55,1	45,4	27,9	38,4	1,4	24,4	0,4	0,7	4,2	1,38	49,0	49,3	85,6	57,7				
s/1500G	40,9	33,8	32,7	44,7	1,6	12,4	0,5	0,3	4,8	1,37	42,7	42,7	32,3	47,2				

De acordo com os estudos de caracterização mineralógica dessa amostra, tabela V.27, esta se constitui de 74,0% de apatita e 10,0% de magnetita, mostrando, assim, que a obtenção de um produto não magnético com teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> próximo a 36,0%, somente com a etapa de separação magnética em baixa e média intensidade, deveu-se à sua constituição mineralógica. No entanto, verifica-se que o rendimento em massa foi relativamente baixo, atingindo o valor de 37,0% na amostra; a recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> na amostra foi igual a 42,5%. Esse baixo valor de recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> pode estar relacionado ao grau de liberação entre a apatita e magnetita, contida nessa fração granulométrica. Logo, a submissão do rejeito magnético a etapa de moagem em circuito fechado com nova separação magnética em tambores úmido poderá propiciar uma maior recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Contudo, não se prosseguiu nesse caminho, face aos resultados apresentados.

A figura 5.40 mostra a curva de separabilidade magnética a seco, para a amostra apatitito (APAT), onde se têm os valores de teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> em função dos valores de recuperação (em massa e de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), para o produto não magnético. Nota-se que após o primeiro estágio de separação magnética, campo magnético com intensidade

de 1500 G, o produto não magnético apresentou um teor de  $P_2O_5$  ligeiramente superior a 34,0%, com uma recuperação de  $P_2O_5$  igual a 93,7%.

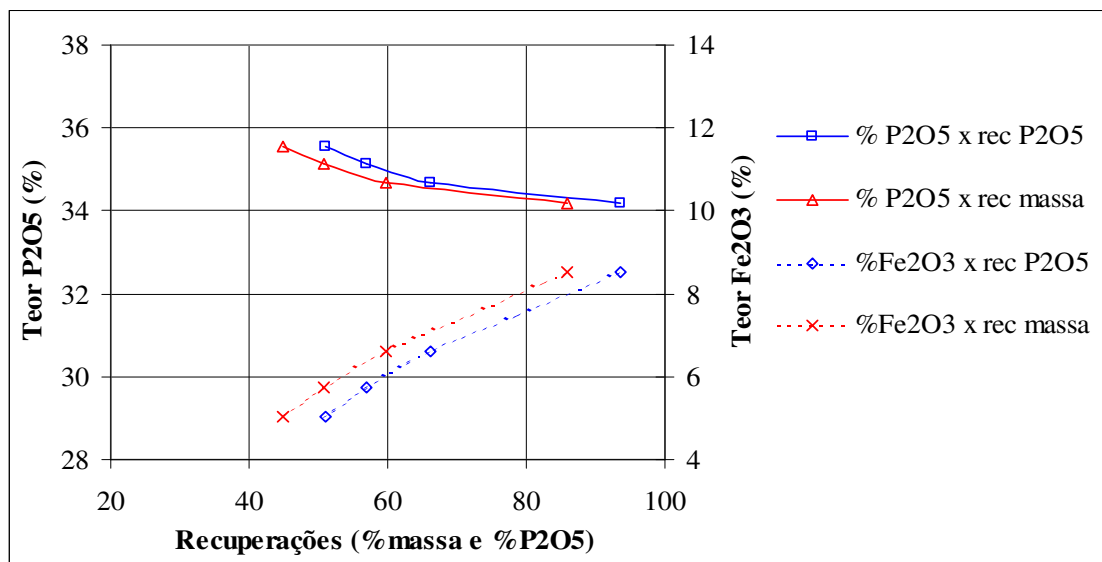


Figura 5.40 – Curvas de separabilidade magnética da amostra apatitito (APAT), com valores acumulados para o produto não magnético.

Com a etapa, separação em 6500 Gauss, o produto não magnético passou a ter um teor de  $P_2O_5$  igual a 34,7%, porém, o valor de recuperação caiu para 66,2% e, após a etapa Ree-Roll Mag1, o produto não magnético passou a ter um teor de  $P_2O_5$  de 35,1%, com recuperação de  $P_2O_5$  igual a 50,7%. Já, após a etapa Ree-Roll mag2, o produto não magnético final atingiu o teor de 35,5%, porém, verifica-se que os valores de rendimento em massa e de  $P_2O_5$  caíram 44,9% e 51,0%, respectivamente.

### 5.7.1.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).

Em termos mineralógicos, essa amostra apresenta alteração intempérica, conforme já mostrada nos itens anteriores, sendo constituída principalmente por apatita primária, olivina e magnetita. Uma estimativa da composição mineralógica, tabela V.29, mostra que essa amostra possui, aproximadamente, 50,0% de apatita, 36,0% de magnetita e mais 9,0% de minerais considerados óxidos de ferros.

Os resultados das separações magnéticas em rolos de terras raras a seco para a amostra de foscorito intemperizado (FIT) são apresentados na tabela V.94, onde se têm os valores dos percentuais em massa dos produtos, no ensaio e na amostra, além dos teores dos óxidos e suas respectivas distribuições no ensaio e na amostra.

O produto magnético no primeiro estágio, 1500 Gauss, apresentou um baixo teor de  $P_2O_5$ , 2,3% de  $P_2O_5$ , representando 31,0% em massa. O teor de  $Fe_2O_3$  nesse produto foi elevado, com 84,0% de  $Fe_2O_3$  e recuperação de 66,3% na amostra. Ou seja, esse produto foi constituído, em sua maior parte, pela magnetita presente na amostra de foscorito intemperizado (FIT).

Tabela V.94 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra foscorito intemperizado (FIT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)					Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amostra	$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	P.F.	$P_2O_5$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	
Mag 1.500G	43,8	31,0	2,3	2,9	0,2	84,0	0,5	3,9	...	1,27	5,3	5,2	80,9	27,9	3,3	3,3	66,3	51,1	
Mag 6.500G	11,7	8,3	25,6	30,8	1,9	30,9	1,8	0,3	6,3	1,21	15,7	14,8	7,9	24,7	9,9	9,4	6,5	5,0	
REE-ROLL mag 1	5,5	3,9	18,6	22,6	1,9	39,1	2,3	0,2	8,3	1,21	5,4	5,1	4,7	14,9	3,4	3,2	3,8	3,0	
REE-ROLL mag 2	5,1	3,6	26,6	33,9	2,1	24,1	1,8	0,1	6,9	1,27	7,2	7,1	2,7	11,3	4,5	4,5	2,2	1,7	
REE-ROLL NMAG	34,0	24,0	37,2	48,6	1,5	5,0	0,5	0,1	2,1	1,31	66,5	67,8	3,7	21,3	41,9	43,0	3,1	2,4	
Total	100,0	70,8	19,0	24,4	1,0	45,4	0,8	1,8	...	1,28	100,0	100,0	100,0	100,0	63,1	63,4	81,9	63,2	
Rejeito Magnético total s/1500G	% massa ensaio	% massa amostra	Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)								
			$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	P.F.	$P_2O_5$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$					
	66,0	46,7	9,6	11,9	0,8	66,2	1,0	2,6	2,3	1,23	33,5	32,2	96,3	96,3					
	22,3	15,8	24,1	29,5	1,9	31,3	1,9	0,2	6,9	1,22	28,2	27,0	15,4	15,4					

Os demais produtos magnéticos apresentaram teores elevados de  $P_2O_5$ , variando entre 18,6% a 26,6% e, também, com teores relativamente altos de  $Fe_2O_3$ . Uma composição dos produtos magnéticos (rejeito magnético) apresentou teor de  $P_2O_5$  de 9,6%, com teor de  $Fe_2O_3$  igual a 66,2%. A distribuição de  $P_2O_5$  nesse produto, em relação ao ensaio, foi de 33,5%.

Na tabela V.94, também, observa-se que a retirada da fração magnética obtida no primeiro estágio (Mag 1500G) da composição do rejeito magnético, este terá um teor de  $P_2O_5$  igual a 24,1%, representando 15,8%, em massa, da amostra. Logo, esse resultado

mostra a necessidade de uma nova etapa de concentração visando o aproveitamento dessa apatita presente nesse rejeito magnético para um bom aproveitamento mineral.

A figura 5.41 mostra a curva de separabilidade magnética para a amostra de foscorito intemperizado, onde se têm os valores de recuperação de  $P_2O_5$  e massa em função dos teores de  $P_2O_5$  e  $Fe_2O_3$ . Nessa figura observa-se que o teor de  $P_2O_5$  no produto não magnético aumentou acentuadamente, passando de 32,0%, logo após o primeiro estágio, para 37,2%. Já, o teor de  $Fe_2O_3$  também decresceu de forma acentuada, como mostra a figura 5.41. Ou seja, houve uma retirada significativa de magnetita no primeiro estágio. O valor de recuperação (distribuição) de  $Fe_2O_3$  no ensaio foi igual a 80,9% (tabela V.94). Como conseqüência, aumentaram-se as perdas de  $P_2O_5$  nos produtos magnéticos.

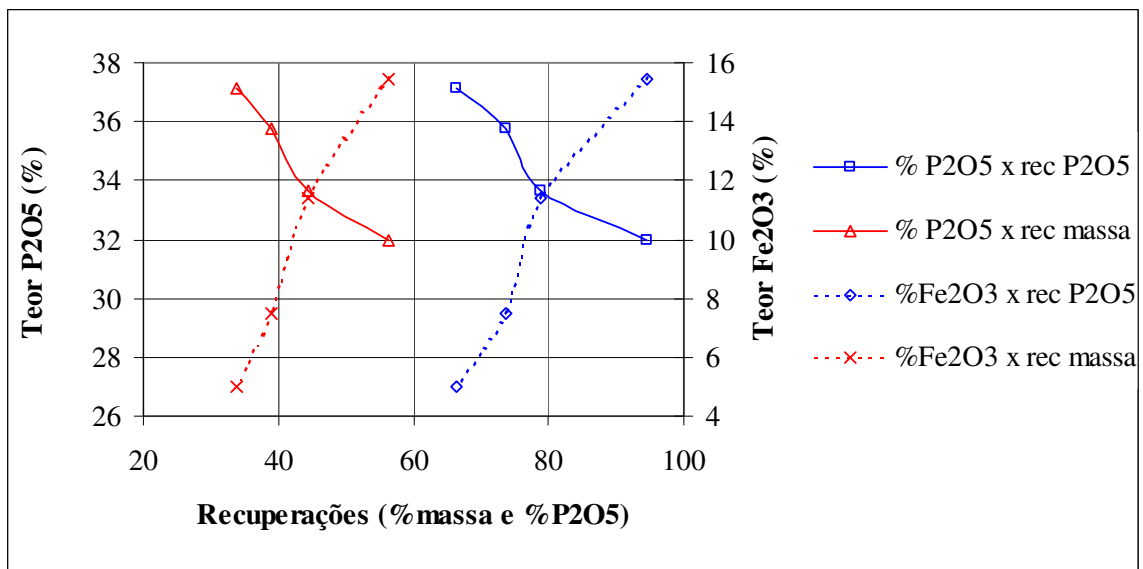


Figura 5.41 – Curvas de separabilidade magnética da amostra foscorito intemperizado (FIT), com valores acumulados para o produto não magnético.

### 5.7.1.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).

Do ponto de vista mineralógico, essa amostra apresenta um percentual da ordem de 43,0% de apatita, sendo que o percentual de magnetita é relativamente pequeno, com



somente 14,0%, em peso. As demais impurezas constituem-se por quartzo, óxidos de ferro e ilmenita, como mostra a tabela V.30.

Por sua vez, os ensaios de separação magnética a seco mostraram-se ineficientes para obtenção de produto não magnético com teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> próximo a 36,0%. O teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> aumentou de 15,9% (alimentação) para 20,6% no produto não magnético, como mostra a tabela V.95. Nessa tabela, observa-se que os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> em seus produtos não magnéticos foram inferiores aos teores das amostras anteriores. A amostra foscorito silicificado (FST) apresentou um teor de 20,6% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no produto não magnético, com uma relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 1,35 e as principais impurezas foram SiO<sub>2</sub> (28,3%) e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (10,5%).

Tabela V.95 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra foscorito silicificado (FST).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio (%)				Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 1.500G	17,2	13,0	7,0	9,6	2,1	71,0	0,4	2,3	...	1,38	7,5	7,7	40,7	4,3	5,2	5,5	32,9	3,1
Mag 6.500G	21,8	16,5	18,0	24,0	10,6	31,9	1,7	0,6	4,4	1,34	24,7	24,6	23,2	21,8	17,1	17,4	18,7	16,0
REE-ROLL mag 1	16,7	12,6	13,2	17,5	18,5	29,6	3,2	1,0	6,5	1,33	13,8	13,7	16,4	31,7	9,6	9,7	13,3	23,3
REE-ROLL mag 2	8,2	6,2	14,0	18,5	20,0	26,0	3,4	0,8	7,1	1,32	7,2	7,1	7,1	16,3	5,0	5,0	5,7	12,0
REE-ROLL NMAG	36,1	27,3	20,6	27,8	28,3	10,5	1,2	0,2	4,2	1,35	46,8	46,9	12,6	26,0	32,5	33,2	10,2	19,1
Total	100,0	75,6	15,9	21,3	17,6	30,0	1,7	0,8	4,1	1,34	100,0	100,0	100,0	100,0	69,5	70,7	80,8	73,5
Rejeito Magnético	% massa ensaio	% massa amostra	Teores (%)							CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio (%)							
total	63,9	48,3	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>				
s/1500G	46,7	35,3	13,3	17,7	11,6	41,1	2,0	1,2	4,1	1,34	46,0	46,0	80,3	57,7				
			15,6	20,7	15,1	30,1	2,5	0,8	5,6	1,33	45,7	45,4	46,7	69,7				

O rejeito magnético apresentou um teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 13,3%, representando 48,3% da amostra. Esse produto, porém, sem o produto magnético de 1500 Gauss, apresentou um teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 15,6%.

Na figura 5.42 tem-se a curva de separabilidade magnética para a amostra foscorito silicificado (FST), onde verifica-se que o teor máximo atingido no produto não magnético foi igual a 20,6%, com uma recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 46,8%, sendo que nos dois estágios iniciais, seu valor ficou praticamente constante, próximo a 18,0%; o

teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  mínimo atingido no produto não magnético foi igual a 10,5%. Isso mostra claramente a ineficiência da separação magnética a seco na purificação do produto não magnético, devido à composição mineralógica dessa amostra, que não possibilitou ganhos significativos na obtenção de produto do teor elevado de  $\text{P}_2\text{O}_5$ .

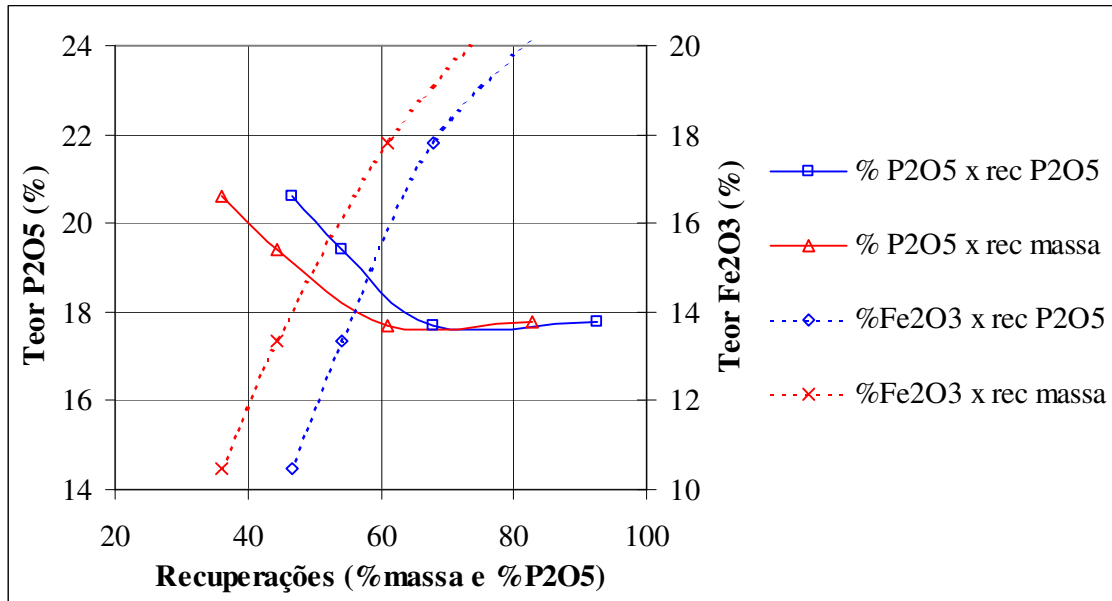


Figura 5.42 – Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito silicificado (FST), com valores acumulados para o produto não magnético.

#### 5.7.1.4 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

A separação magnética a seco, mostrou-se pouco eficaz na obtenção de um produto não magnético com teor próximo a 36,0% de  $\text{P}_2\text{O}_5$ . O teor máximo alcançado para essa amostra, no produto não magnético, foi igual a 27,0%, o que mostra um pequeno enriquecimento em relação à alimentação, com um aumento no teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  de 20,7% (alimentação) para 27,0% (produto não magnético), tabela V.96.

Tabela V.96 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra zona de mistura (ZMT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio (%)				Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 1.500G	10,4	7,4	6,9	10,5	4,5	63,7	1,5	1,8	1,3	1,52	3,5	3,8	31,1	7,1	2,6	3,0	21,4	4,5
Mag 6.500G	17,9	12,8	16,7	23,0	12,0	26,7	3,4	2,0	6,0	1,37	14,5	14,5	22,4	26,7	11,1	11,2	15,4	16,9
REE-ROLL mag 1	12,4	8,8	14,5	19,4	10,9	29,8	3,2	2,6	5,8	1,34	8,7	8,4	17,3	17,5	6,6	6,5	11,9	11,0
REE-ROLL mag 2	7,2	5,1	15,5	21,0	12,7	24,6	3,5	3,4	8,1	1,36	5,4	5,3	8,3	11,1	4,1	4,1	5,7	7,0
REE-ROLL NMAG	52,1	37,2	27,0	37,0	12,9	8,6	1,6	1,8	4,5	1,37	68,0	67,9	21,0	37,6	51,9	52,5	14,4	23,7
Total	100,0	71,4	20,7	28,4	11,6	21,3	2,2	2,0	4,8	1,37	100,0	100,0	100,0	100,0	76,3	77,3	68,9	63,1

Rejeito Magnético	% massa		Teores (%)							CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio (%)			
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
total	47,9	34,2	13,8	19,0	10,2	35,2	2,9	2,3	5,2	1,38	32,0	32,1	79,0	62,4
s/1500G	37,5	26,8	15,7	21,4	11,8	27,3	3,3	2,5	6,3	1,36	28,5	28,2	47,9	55,3

Além disso, nota-se que a recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no produto não magnético final (Ree-Roll Nmag, tabela V.96) foi de 68,0% (no ensaio) e 51,9% (na amostra). Ou seja, a perda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> nos produtos magnéticos (rejeito magnética) foi de 47,9%, com um teor de 13,8%.

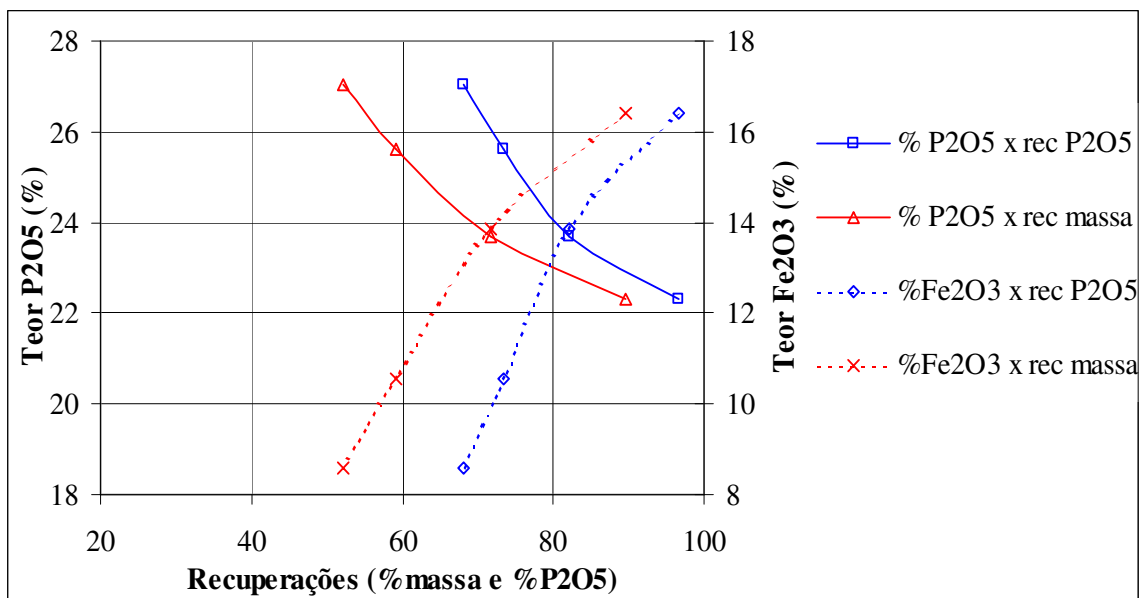


Figura 5.43 - Curva de separabilidade magnética da amostra zona de mistura (ZMT), com valores acumulados para o produto não magnético.

A curva de separabilidade magnética para a amostra zona de mistura (ZMT), figura 5.43, ilustra os resultados apresentados na tabela V.96, onde se verifica o baixo desempenho dessa operação na obtenção de um produto não magnético com teor de  $P_2O_5$  próximo das especificações de concentrado (36,0%). Nota-se, nessa figura, que os valores de recuperação (em massa e de  $P_2O_5$ ) diminuíram com a elevação do teor de  $P_2O_5$  no produto não magnético. No caso do teor de  $Fe_2O_3$ , a redução em seu valor implicou em uma redução nos valores de recuperação, em massa e de  $P_2O_5$ .

Essa baixa performance da separação magnética a seco, em rolos de terras raras, deveu-se a assembléia mineralógica dessa amostra, a qual, como mostrou a tabela V.32, possui uma ampla composição mineralógica que inclui, além da apatita, quartzo, óxido de ferro, magnetita, ilmentita, argilominerais, anatásio, carbonatos e barita, sendo que muitos desses minerais não susceptíveis à separação magnética de baixo e médio campo, daí não ocorrer à concentração desejada em relação ao teor de  $P_2O_5$ .

#### **5.7.1.5 – Amostra Piroxenito (PT).**

No caso dessa amostra, os resultados também mostraram que a separação magnética a seco não apresentou bons resultados, quando se nota que o enriquecimento, após as etapas de separação, foi 5,7 pontos percentuais no teor de  $P_2O_5$ . Ou seja, o teor de  $P_2O_5$  no produto passou de 11,2% (alimentação) para 16,9% (não magnético). A recuperação de  $P_2O_5$  no produto não magnético foi de 68,9%, no ensaio e, 54,2% na amostra, como mostra a tabela V.97.

Tabela V.97 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra piroxenito (PT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)				Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 1.500G	14,6	10,6	2,7	5,9	3,6	72,7	0,6	3,7	0,1	2,16	3,6	3,8	54,2	3,9	2,8	3,0	40,1	2,7
Mag 6.500G	17,2	12,4	9,0	20,8	23,0	17,9	2,3	10,9	8,4	2,30	13,9	15,8	15,7	18,1	10,9	12,3	11,6	12,7
REE-ROLL mag 1	16,9	12,2	7,2	18,1	27,7	14,1	3,2	13,5	9,0	2,52	10,8	13,5	12,1	24,7	8,5	10,5	9,0	17,3
REE-ROLL mag 2	5,4	3,9	5,9	15,7	30,5	13,2	4,0	15,6	10,7	2,65	2,9	3,8	3,7	10,0	2,3	2,9	2,7	7,0
REE-ROLL NMAG	45,8	33,1	16,9	31,1	22,6	6,2	2,1	8,3	8,6	1,85	68,9	63,0	14,4	43,4	54,2	48,8	10,6	30,5
Total	100,0	72,3	11,2	22,6	21,2	19,6	2,2	9,4	7,5	2,02	100,0	100,0	100,0	100,0	78,7	77,5	74,1	70,2
Rejeito Magnético	% massa	% massa	Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)							
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
total	54,2	39,2	6,4	15,4	20,0	31,0	2,3	10,2	6,6	2,40	28,3	33,2	82,0	46,7				
s/1500G	39,6	28,6	7,8	18,9	26,1	15,6	2,9	12,7	9,0	2,43	27,6	33,2	31,5	52,7				

Na tabela acima, o rejeito magnético foi separado em dois tipos. Um refere-se ao rejeito total, composto por todos os produtos magnéticos, onde se tem teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 6,4%, representando 39,2% da amostra; o outro rejeito, denominado s/1500G, constituído pelos produtos magnéticos Mag 6500G, Ree-Roll mag1 e Ree-Roll mag 2, apresentou teor de 7,8% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e representou 28,6% da amostra.

Sob o ponto de vista mineralógico, observa-se que essa amostra possui uma assembléia mineralógica bastante ampla, além de apatita, minerais silicatados, argilominerais e carbonatos; o percentual de magnetita estimado para essa amostra foi de 10,0%, como mostra tabela V.28. Logo, é esperado que tais minerais, com exceção da magnetita, possuem uma baixa susceptibilidade magnética, o que implica numa baixa eficiência de separação dessa técnica.

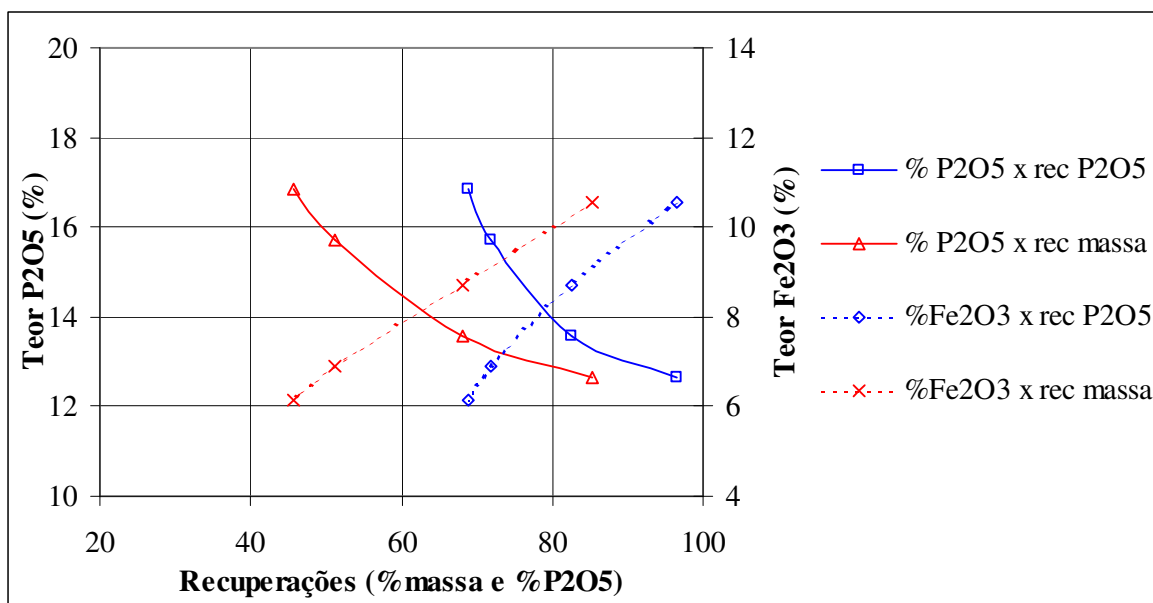


Figura 5.44 – Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito (PT), com valores acumulados para o produto não magnético.

A figura 5.44 mostra a curva de separabilidade magnética para a amostra piroxenito (PT), onde se nota claramente que as diferentes etapas de separação magnética a seco, em rolos de terras raras, foram insuficientes para a obtenção de um produto não magnético com teor de  $P_2O_5$  compatível com concentrado.

#### 5.7.1.6 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).

Comparada à amostra de piroxenito (PT), cujos resultados de separação magnética a seco em rolos de terras raras foram apresentados anteriormente, a amostra de piroxenito intemperizado (PIT) apresentou uma performance ligeiramente superior; o teor de  $P_2O_5$  no produto não magnético final foi igual a 23,2%, com uma recuperação na amostra igual a 41,4%, como mostra a tabela V.98. Por sua vez, os teores de  $P_2O_5$  nos produtos magnéticos foram relativamente elevados, variando de entre 10,9% a 13,6%, com exceção para o produto magnético Mag 1500G.

O rejeito magnético (total) apresentou teor de  $P_2O_5$  igual a 9,2%, representando 51,1% da amostra. Ou seja, esse rejeito apresenta um conteúdo de  $P_2O_5$  bastante considerável e, portanto, deverá ser submetido a outros processos de concentração.

Tabela V.98 - Resultados da separação magnética em rolos de terras raras a seco da amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ $P_2O_5$	Distribuição no ensaio (%)				Distribuição na amostra (%)			
	ensaio	amostra	$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	P.F.	$P_2O_5$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$
Mag 1.500G	23,0	17,5	3,0	4,5	2,4	74,5	1,1	3,1	0,0	1,51	4,9	5,3	54,9	8,1	3,7	4,0	43,5	5,7
Mag 6.500G	23,5	18,0	13,6	18,9	16,9	26,3	4,3	2,9	6,5	1,38	23,2	22,8	19,9	32,8	17,4	17,5	15,7	23,0
REE-ROLL mag 1	14,5	11,0	11,3	15,8	18,1	24,3	4,8	3,7	7,7	1,40	11,8	11,8	11,3	22,6	8,9	9,0	8,9	15,8
REE-ROLL mag 2	6,1	4,7	10,9	15,6	19,0	25,3	5,2	4,0	8,3	1,44	4,8	4,9	5,0	10,3	3,6	3,8	3,9	7,2
REE-ROLL NMAG	32,9	25,1	23,2	32,6	18,0	8,5	2,5	2,2	5,3	1,41	55,2	55,2	8,9	26,3	41,4	42,2	7,1	18,4
Total	100,0	76,3	13,8	19,4	14,2	31,1	3,1	2,9	4,9	1,41	100,0	100,0	100,0	100,0	75,0	76,4	79,2	70,1

Rejeito Magnético	% massa ensaio	% massa amostra	Teores (%)							CaO/ $P_2O_5$	Distribuição no ensaio (%)			
			$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	P.F.	$P_2O_5$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$
total	67,1	51,1	9,2	13,0	12,4	42,3	3,4	3,2	4,7	1,41	40,0	39,9	86,1	63,4
s/1500G	44,1	33,6	12,5	17,4	17,6	25,5	4,6	3,3	7,1	1,39	39,9	39,5	36,1	65,7

A figura 5.45 apresenta a curva de separabilidade magnética para a amostra piroxenito intemperizado (PIT), onde se observa o baixo desempenho da separação magnética a seco na obtenção de um produto com teor de  $P_2O_5$  superior a 23,2% de  $P_2O_5$ .

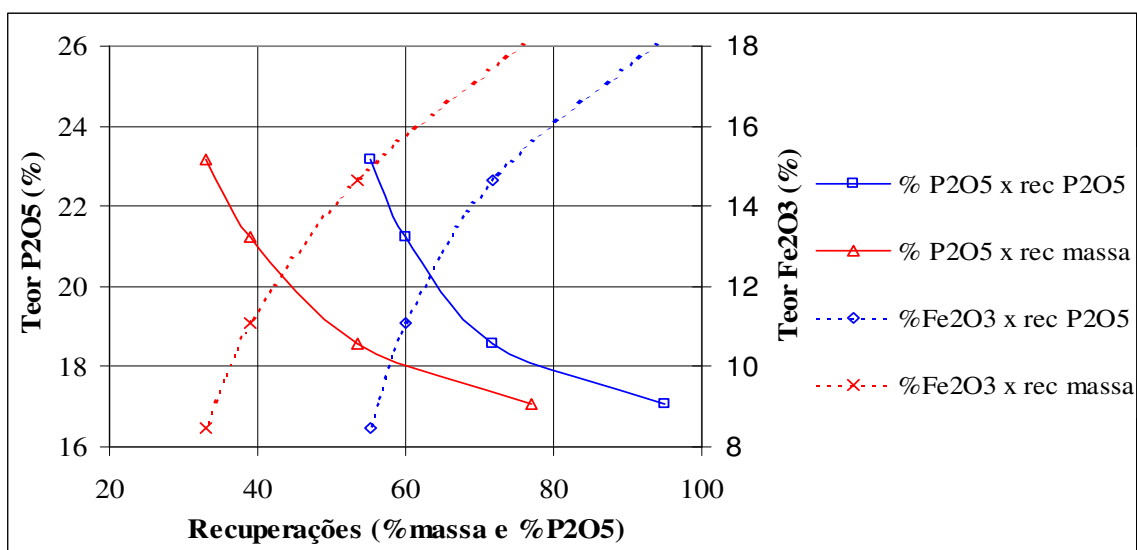


Figura 5.45 - Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito intemperizado (PIT), com valores acumulados para o produto não magnético.

### **5.7.2 – Separação magnética de alta intensidade.**

Nesse tópico serão apresentados os resultados de separação magnética de alta intensidade para a fração -0,150 mm e os rejeitos magnéticos provenientes da separação magnética a seco, em rolos de terras raras, para as amostras apatitito (APAT) e foscorito intemperizado (FIT). Deve-se ressaltar que tal operação somente foi viável para essas duas amostras, pois os teores de  $P_2O_5$  obtidos nos produtos não magnéticos foram próximos a 36,0%, o que sinalizava para uma possível aplicação dessa técnica para obtenção de um concentrado final.

Já, as demais amostras, como mostraram os resultados anteriores, não apresentaram enriquecimentos significativos nos teores de  $P_2O_5$  que justificassem o uso dessa técnica na concentração ou pré-concentração do mineral apatita.

Neste tópico, procurou-se verificar o comportamento frente aos separadores magnéticos de alta intensidade, a úmido (Whims), considerando a utilização de um campo magnético na faixa de 12.000 e 14.000 Gauss.

Este processamento foi escolhido por apresentar uma fácil operação e aplicação industrial consagrada para a separação de apatitas.

#### **5.7.2.1 – Amostra Apatitito (APAT).**

Os resultados da separação magnética de alta intensidade a úmido para a amostra apatitito (APAT) mostraram um enriquecimento no teor de  $P_2O_5$ , como ilustrado na tabela V.99 e figura 5.46. Verifica-se que após o ensaio de separação magnética de alta intensidade, a úmido, o teor de  $P_2O_5$  passou de 32,6% para 35,5%, com uma distribuição no ensaio de 82,6% e, na amostra, de 43,1%. Ainda, na tabela V.99, nota-se uma perda bastante expressiva de  $P_2O_5$  nos produtos magnéticos, principalmente, para o caso do campo magnético obtido em 4 A, o que pode ter como principal causa o baixo



grau de liberação, em especial, da amostra magnética proveniente do ensaio de separação magnética a seco.

A figura 5.46 apresenta os resultados da tabela V.99 na forma de gráfico, onde se têm os teores de  $P_2O_5$  e  $Fe_2O_3$  em função dos valores de recuperação (% em massa e %  $P_2O_5$ ). Verifica-se que o teor de  $Fe_2O_3$  no produto não magnético ainda foi relativamente alto, igual a 5,6%; para um teor de 35,5% de  $P_2O_5$ , o valor da recuperação de  $P_2O_5$ , no ensaio, foi igual a 82,6%.

Tabela V.99 – Resultados de separação magnética a úmido dos produtos magnéticos a seco obtidos no Ree-Roll e fração finos (-0,150 mm), amostra apatitito (APAT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ $P_2O_5$	Distribuição ensaio (%)				Distr. amostra (%)		
	ensaio	amostra	$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	P.F.		$P_2O_5$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	$P_2O_5$	CaO
Mag imã perm.	3,9	2,0	8,2	11,9	0,5	72,7	0,3	1,7	0,8	1,45	1,0	1,0	23,3	2,1	0,5	0,5	10,1
Mag 4A	15,3	7,8	26,4	36,6	1,5	25,2	0,6	0,4	5,1	1,39	12,3	12,5	31,8	16,6	6,4	6,5	13,8
Mag 10A	3,0	1,5	26,0	35,8	1,9	23,8	0,7	0,5	6,1	1,38	2,4	2,4	5,9	4,2	1,2	1,2	2,5
Mag 15A	2,1	1,1	27,1	37,0	2,1	21,0	0,9	0,5	6,4	1,37	1,7	1,7	3,7	3,6	0,9	0,9	1,6
Não Magn 15A	75,8	38,9	35,5	48,6	1,7	5,6	0,5	0,2	3,9	1,37	82,6	82,4	35,4	73,5	43,1	42,9	15,3
Total	100,0	51,3	32,6	44,7	1,6	12,1	0,5	0,3	4,1	1,37	100,0	100,0	100,0	100,0	52,2	52,1	43,4

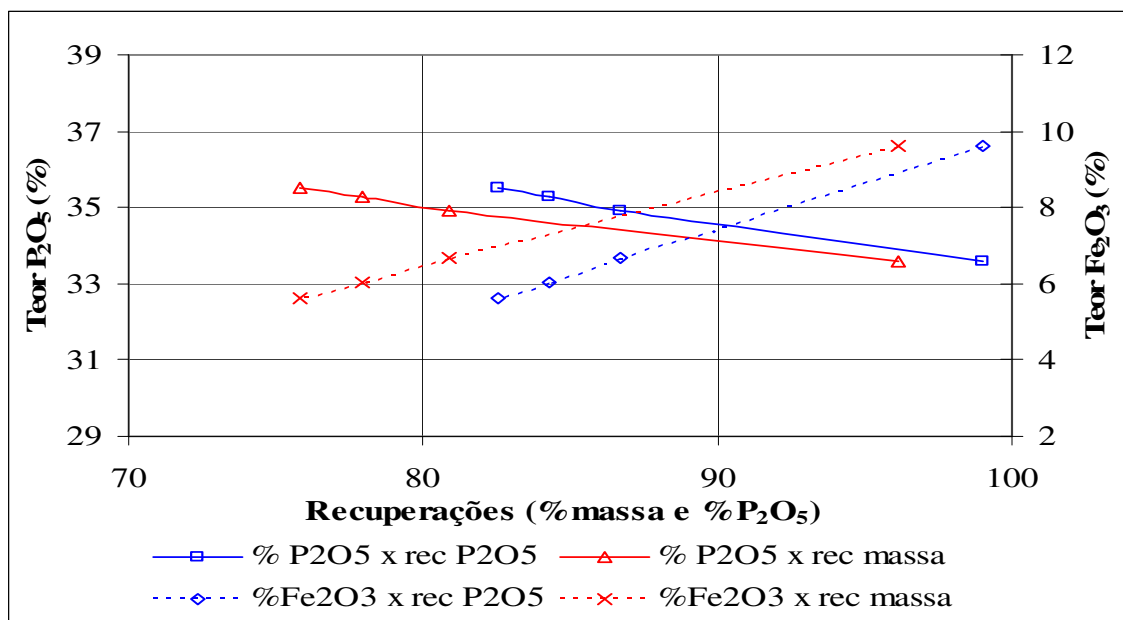


Figura 5.46 – Curva de separabilidade magnética da amostra apatitito (APAT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

Na tabela V.100 tem-se um sumário dos resultados de separação magnética, tanto a seco (rolos de terras raras), quanto a úmido (alta intensidade, Whims), onde se observa que o produto final não magnético, após a etapa de separação magnética em rolos de terras raras (Ree-Roll) e alta intensidade (Whims), representou 75,9% em massa da amostra, com um teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 35,5%; o teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> foi igual a 5,3%. Já o produto magnético (soma dos produtos magnéticos Ree-Roll e Whims) representou 24,1%, com teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 18,9%.

Tabela V.100 – Sumário dos resultados de separação magnética, envolvendo os produtos da separação magnética a seco em rolos de terras raras (Ree-Roll) e separação magnética de alta intensidade (Whims), para a amostra apatítico (APAT).

AMOSTRA	Fração (mm)	% Massa	Teores (%)							CaO/P2O5	Distribuição (%)			
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
APATITICO (APAT)	NMAG REE	37,0	35,5	48,4	3,1	5,0	0,4	0,3	3,7	1,36	41,8	41,5	12,4	
	NMAG WHIMS	38,9	35,5	48,6	1,7	5,6	0,5	0,2	3,9	1,37	43,8	43,7	14,7	
	TOTAL NMAG	75,9	35,5	48,5	2,4	5,3	0,4	0,2	3,8	1,37	85,6	85,2	27,1	
	MAG REE	11,7	13,9	20,1	0,6	59,0	0,3	1,8	2,6	1,44	5,1	5,4	46,1	
	MAG WHIMS	12,4	23,5	32,6	1,4	32,2	0,6	0,6	4,6	1,39	9,3	9,4	26,8	
	TOTAL MAGN	24,1	18,9	26,5	1,0	45,2	0,4	1,2	3,6	1,41	14,4	14,8	72,9	
	TOTAL CALCUL.	100,0	31,5	43,2	2,1	14,9	0,4	0,5	3,7	1,37	100,0	100,0	100,0	
	TOTAL CALC. SECO			30,9	42,3	2,3	15,4	0,5	0,5	4,2				

Logo, para essa amostra, os resultados de separação magnética, sumariados na tabela V.100, mostraram que é possível a obtenção de um concentrado com um teor de 35,5% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, com uma recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 85,6%. Por sua vez, o produto magnético apresentou um teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> igual a 18,9%, representando 24,1%, em massa.

### 5.7.2.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).

No caso da amostra foscorito intemperizado (FIT), os ensaios de separação magnética de alta intensidade (Whims), em diferentes intensidades de campo magnético,

mostraram que houve um enriquecimento no teor de  $P_2O_5$ , o qual passou de 22,8% para 28,7% (produto não magnético), como mostra a tabela V.101; a recuperação de  $P_2O_5$  no ensaio foi igual a 87,1%. No entanto, o teor de  $Fe_2O_3$  ainda foi elevado, na ordem de 19,7%.

Comparado à amostra Apatitito, verifica-se que o produto não magnético em 15 A (Whims) apresentou um teor de  $P_2O_5$  inferior ao valor característico de um concentrado fosfático, além disso, o teor de  $Fe_2O_3$  foi bastante elevado.

Na figura 5.47 tem-se o gráfico de teores de  $P_2O_5$  e  $Fe_2O_3$  em função dos valores de recuperação em massa e de  $P_2O_5$ . Observa-se claramente que o teor de  $P_2O_5$  máximo obtido foi igual a 28,7%, com um teor de  $Fe_2O_3$  igual a 19,7%.

Tabela V.101 - Resultados de separação magnética a úmido dos produtos magnéticos a seco obtidos no Ree-Roll e fração finos (-0,150 mm), amostra foscorito intemperizado (FIT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ $P_2O_5$	Distribuição ensaio (%)				Distr. amostra (%)		
	ensaio	amostra	$P_2O_5$	CaO	SiO <sub>2</sub>	$Fe_2O_3$	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$
Mag imã perm.	3,7	1,7	4,2	5,4	0,7	78,9	0,5	1,7	2,2	1,28	0,7	0,7	9,5	1,1	0,4	0,4	2,9
Mag 4A	16,4	7,4	9,3	10,1	1,9	56,3	2,7	0,4	10,2	1,09	6,7	5,7	29,5	23,9	3,7	3,1	9,1
Mag 10A	5,6	2,5	11,6	12,5	1,9	51,2	2,9	0,3	10,4	1,08	2,8	2,4	9,1	8,7	1,5	1,3	2,8
Mag 15A	5,1	2,3	12,0	13,0	1,8	50,5	2,8	0,2	10,5	1,08	2,7	2,3	8,2	7,7	1,5	1,2	2,5
Não Magn 15A	69,3	31,2	28,7	37,1	2,0	19,7	1,6	0,1	5,5	1,29	87,1	88,9	43,7	58,6	47,7	47,7	13,4
Total	100,0	45,0	22,8	28,9	1,9	31,2	1,9	0,2	6,6	1,27	100,0	100,0	100,0	100,0	54,7	53,7	30,7

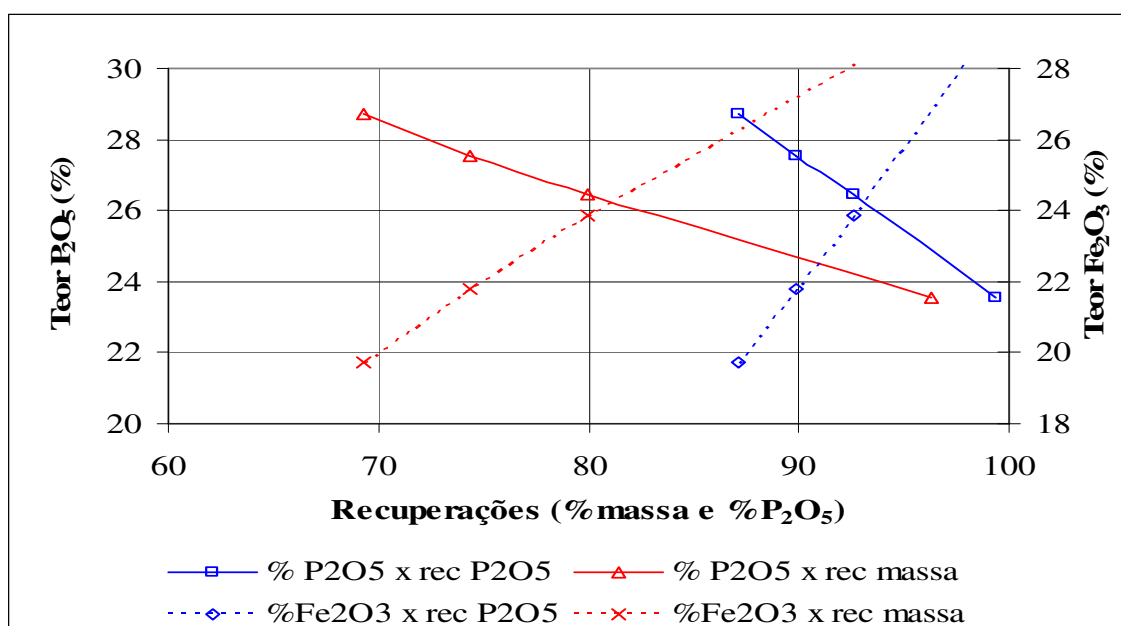


Figura 5.47 - Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito intemperizado (FIT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

Um sumário dos resultados de separação magnética, em rolos de terras raras (Ree-Roll) e alta intensidade a úmido (Whims), é apresentado na tabela V.102. Nessa tabela, nota-se que o teor final de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, resultante da composição do não magnético proveniente dos rolos terras raras (Nmag Ree-Roll) com os produtos não magnéticos, provenientes da etapa de alta intensidade (Nmag Whims), foi igual a 32,4%, com um teor relativamente elevado de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; esse produto representou 55,2% em massa.

Tabela V.102 - Sumário dos resultados de separação magnética, envolvendo os produtos da separação magnética a seco em rolos de terras raras (Ree-Roll) e separação magnética de alta intensidade (Whims), para a amostra foscorito intemperizado (FIT).

AMOSTRA	Fração (mm)	% Massa	Teores (%)							CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição (%)			
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
FOSCORITO INTEMPERIZADO (FIT)	NMAG REE	24,0	37,2	48,6	1,5	5,0	0,5	0,1	0,1	1,31	44,9	45,6	2,9	
	NMAG WHIMS	31,2	28,7	37,1	2,0	19,7	1,6	0,1	5,5	1,29	44,9	45,2	14,9	
	TOTAL NMAG	55,2	32,4	42,1	1,7	13,3	1,1	0,1	3,1	1,30	89,8	90,8	17,8	
	MAG REE	31,0	2,3	2,9	0,2	84,0	0,5	3,9	...	1,27	3,6	3,5	63,0	
	MAG WHIMS	13,8	9,5	10,4	1,7	57,2	2,5	0,5	9,3	1,09	6,6	5,6	19,2	
	TOTAL MAGN	44,8	4,5	5,2	0,6	75,7	1,1	2,8	2,9	1,16	10,2	9,2	82,2	
	TOTAL CALCUL	100,0	19,9	25,6	1,2	41,3	1,1	1,3	...	1,29	100,0	100,0	100,0	
	TOTAL CALC. SECO			21,3	27,2	1,0	39,3	0,9	1,4	...				

### **5.7.3 – Separação magnética de alta intensidade (Whims) com o produto alimentação da flotação (AN3).**

Nessa seção serão apresentados os resultados de separação magnética de alta intensidade (Whims) para o produto alimentação da flotação (AN3) das diferentes tipologias, obtidos seguindo fluxograma anteriormente apresentado. Este estudo visa o conhecimento da resposta ao processo de separação, com relação a um produto moído e deslamado, com distribuição granulométrica compatível com as faixas de trabalho de operações industriais. Assim, permitirá um melhor conhecimento do processo de concentração associado às respostas das diferentes mineralogias presentes nas amostras estudadas. Para este caso, essas amostras foram cominuídas até a malha de moagem, tradicionalmente usada, e compatível com um grau de liberação superior a 90,0%, suficiente para garantir a liberação das apatitas e, submetidas ao processo de deslamagem em micro ciclones, para obtenção de um corte granulométrico na faixa de 0,020 mm, após a etapa de separação magnética de baixa intensidade. Decorrendo disso, a maioria do mineral apatita encontra-se liberado, como mostrou a tabela V.33. Ou seja, os minerais presentes nessa amostra se encontram, em condições de serem separados por algum meio possível de concentração.

Na tabela V.103, têm-se os valores de partição em massa dos produtos AN3, assim como os teores de  $P_2O_5$  e demais elementos. Nessa tabela verifica-se que os teores de  $P_2O_5$  nas amostras apatitito (APAT) e foscorito intemperizado (FIT) foram, respectivamente, 36,3% e 33,8%. As demais amostras apresentaram teores de  $P_2O_5$  inferiores a 24,8%.

O objetivo desses ensaios foi avaliar a aplicação da separação magnética de alta intensidade na obtenção de um concentrado fosfático com teor próximo a 36,0% como um método de concentração direto, de forma a simplificar os possíveis processos industriais. Contudo, há de se frisar que os resultados apresentados são base para o conhecimento global das amostras estudadas, subsidiando outras linhas de atuação.

### 5.7.3.1 – Amostra Apatitito (APAT).

A amostra apatitito (APAT) já se encontrava com teor de  $P_2O_5$  em 36,3%, porém, com teor de  $Fe_2O_3$  igual a 6,26%, tabela V.103. Após as diversas etapas de separação magnética em diferentes intensidades de campo magnético, controlado pela intensidade da corrente elétrica do aparelho, medidas em 4, 10 e 15 A, o teor de  $P_2O_5$  elevou-se para 38,1% e o percentual de  $Fe_2O_3$  caiu para 3,02%, uma redução na ordem de 50%. A recuperação de  $P_2O_5$ , no produto não magnético, foi igual a 91,7% no ensaio; em relação à amostra essa recuperação foi igual a 48,9%, como mostra a tabela V.104.

Tabela V.103 – Resultados dos valores de partição em massa dos produtos AN3, com os resultados de análises químicas e distribuição dos elementos, nos produtos AN3, Mag+lamas e ROM.

AMOSTRA	Fração (mm)	% Massa	Teores (%)							CaO/ $P_2O_5$	Distribuição (%)		
			$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	$P_2O_5$		CaO	$Fe_2O_3$	
Apatitito (APAT)	AN3	48,4	36,3	48,6	2,4	6,3	0,3	0,3	1,34	53,3	53,5	26,2	
	Mag + Lamas	51,6	29,9	39,6	...	16,5	...	0,9	1,33	46,7	46,5	73,8	
	ROM dosado	100,0	33,0	44,0	...	11,5	...	0,6	1,33	100,0	100,0	100,0	
Foscorito Intemperizado (FIT)	AN3	38,6	33,8	45,6	1,2	10,7	0,6	0,2	1,35	47,6	52,1	13,6	
	Mag + Lamas	61,4	23,4	26,4	...	43,0	...	0,7	1,13	52,4	47,9	86,4	
	ROM dosado	100,0	27,5	33,8	...	30,5	...	0,5	1,23	100,0	100,0	100,0	
Foscorito Silicificado (FST)	AN3	40,7	24,2	32,5	14,1	15,3	0,5	...	1,34	60,6	60,3	26,0	
	Mag + Lamas	59,3	10,8	14,7	...	29,8	...	...	1,36	39,4	39,7	74,0	
	ROM dosado	100,0	16,3	21,9	...	23,9	...	0,9	1,35	100,0	100,0	100,0	
Zona de Mistura (ZMT)	AN3	39,2	24,8	34,7	13,6	10,1	1,1	1,9	1,40	52,6	39,4	17,9	
	Mag + Lamas	60,8	14,4	34,4	...	30,0	...	2,7	2,38	47,4	60,6	82,1	
	ROM dosado	100,0	18,5	34,5	5,1	22,2	3,1	2,4	1,86	100,0	100,0	100,0	
Piroxenito (PT)	AN3	51,0	13,7	27,4	23,0	8,2	2,2	9,8	1,99	76,4	65,4	25,5	
	Mag + Lamas	49,0	4,4	15,1	...	24,9	...	19,2	3,40	23,6	34,6	74,5	
	ROM dosado	100,0	9,2	21,4	...	16,4	...	14,4	2,33	100,0	100,0	100,0	
Piroxenito Intemperizado (PIT)	AN3	40,6	21,8	30,8	13,5	11,9	1,6	2,6	1,41	60,7	62,3	20,4	
	Mag + Lamas	59,4	9,7	12,7	...	31,8	...	4,2	1,32	39,3	37,7	79,6	
	ROM dosado	100,0	14,6	20,1	...	23,8	...	3,5	1,37	100,0	100,0	100,0	

Tabela V.104 – Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra apatitito (APAT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ $P_2O_5$	Distribuição no ensaio (%)				Distr. amostra (%)		
	ensaio	amostra	$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	P.F.		$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	$P_2O_5$	CaO	$Fe_2O_3$
Mag 4A	9,7	4,7	23,2	32,5	2,0	30,8	0,6	0,7	5,1	1,40	6,2	6,5	47,5	19,9	3,3	3,5	12,5
Mag 10A	1,6	0,8	24,9	34,5	3,0	23,8	0,8	0,8	7,3	1,39	1,1	1,1	6,1	4,8	0,6	0,6	1,6
Mag 15A	1,4	0,7	26,8	37,1	3,4	19,5	0,9	0,9	6,8	1,38	1,0	1,0	4,2	4,4	0,5	0,6	1,1
Não Magn 15A	87,4	42,3	38,1	50,8	2,4	3,0	0,2	0,2	3,8	1,33	91,7	91,4	42,2	70,9	48,9	48,9	11,1
Total	100,0	48,4	36,3	48,6	2,4	6,3	0,3	0,3	4,0	1,34	100,0	100,0	100,0	100,0	53,3	53,5	26,2

A figura 5.48 mostra a curva de separabilidade magnética para a amostra apatitito (APAT), onde se observa de forma clara o efeito da separação magnética de alta intensidade sobre a redução do teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ; também nota-se que a retirada de minerais portadores de ferro causou um enriquecimento no teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$ , que subiu de 36,3% para 38,1%, como conseqüência, houve uma redução nos valores de recuperação em massa e de  $\text{P}_2\text{O}_5$ .

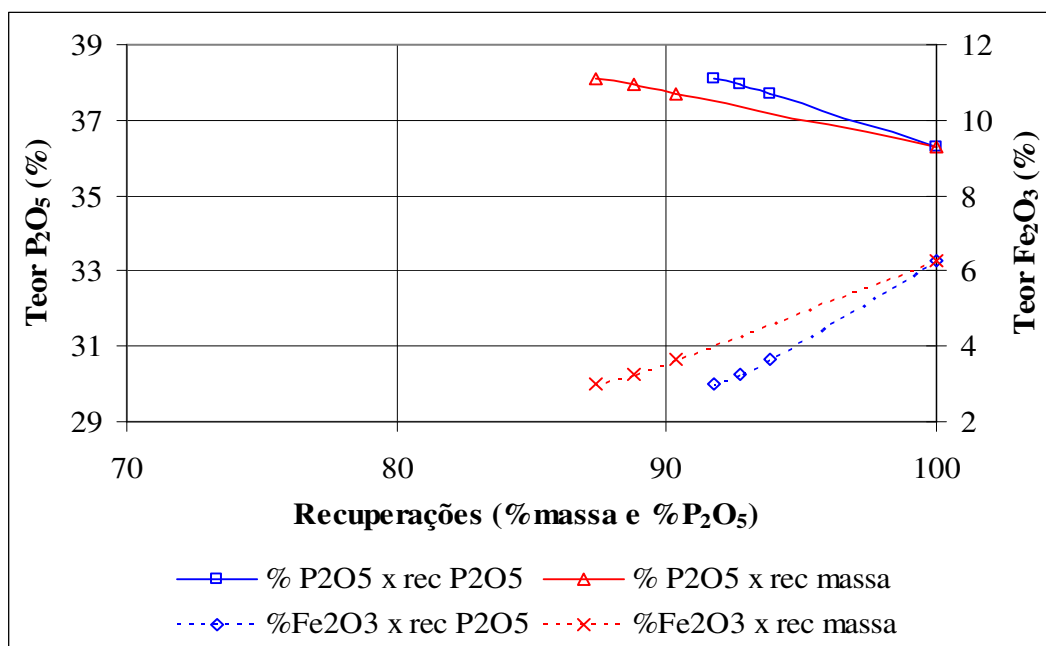


Figura 5.48 – Curva de separabilidade magnética da amostra apatitito (APAT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

### 5.7.3.2 – Amostra Foscorito Intemperizado (FIT).

Os resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) mostraram uma redução significativa no teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , reduzindo de 10,7% para 2,9%, como mostra a tabela V.105.

Nessa tabela, nota-se que o enriquecimento no teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  foi de 4,3 pontos percentuais, ou seja, o teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  passou de 33,8% para 38,1%. A recuperação de

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, no ensaio, foi de 94,8%; e, na amostra, considerando todas as etapas de preparação, a recuperação final foi igual a 45,1%.

Tabela V.105 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra foscorito intemperizado (FIT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio (%)				Distr. amostra (%)		
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 4A	10,4	4,0	9,4	10,6	1,9	56,6	2,1	0,7	8,1	1,13	2,9	2,4	55,0	35,6	1,4	1,3	7,5
Mag 10A	3,0	1,1	13,8	15,8	2,0	46,0	2,6	0,4	9,1	1,14	1,2	1,0	12,6	12,5	0,6	0,5	1,7
Mag 15A	2,4	0,9	15,1	17,6	2,1	42,6	2,6	0,3	9,9	1,17	1,1	0,9	9,4	10,1	0,5	0,5	1,3
Não Magn 15A	84,3	32,5	38,1	51,8	1,0	2,9	0,3	0,1	1,6	1,36	94,8	95,6	23,1	41,9	45,1	49,8	3,1
Total	100,0	38,6	33,8	45,6	1,2	10,7	0,6	0,2	2,7	1,35	100,0	100,0	100,0	100,0	47,6	52,1	13,6

A figura 5.49 apresenta a curva de separabilidade magnética para a amostra foscorito intemperizado (FIT), onde se têm as variações nos valores de recuperação, em massa e de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> em função dos teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, no produto não magnético. Verifica-se que os valores de recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e massa diminuíram com o aumento do teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no produto não magnético. Ou seja, a redução do teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> implicou na retirada de minerais portadores de ferro, implicando na perda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> nos produtos magnéticos das diversas etapas de separação magnética.



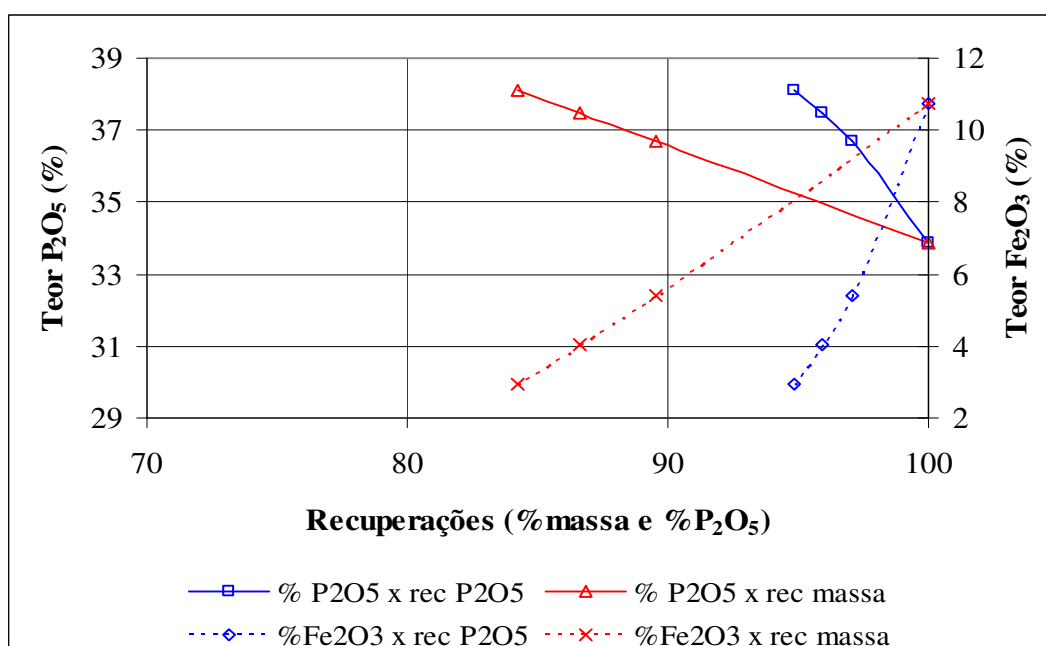


Figura 5.49 - Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito intemperizado (FIT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

As observações dos resultados dessas duas amostras refletem as diferenças de comportamento frente a esse processo, face às diferentes mineralogias presentes.

### 5.7.3.3 – Amostra Foscorito Silicificado (FST).

No caso da amostra foscorito silicificado (FST), os ensaios de separação magnética de alta intensidade mostraram-se insuficiente para aumentar o teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> a nível superior a 29,4%. A tabela V.106 mostra os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no produto não magnético e na alimentação, onde se verifica que o enriquecimento foi somente de 5,2 pontos percentuais.

Ou seja, apesar da redução nos teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> de 15,3% para 4,7% (figura 5.50), a retirada de minerais portadores de ferro não foi suficiente para a obtenção de teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> elevado no produto não magnético. Isso se deveu às características mineralógicas dessa amostra, a qual apresenta quantidade significativa de minerais silicatados,

principalmente quartzo, como mostra a tabela V.30. Por sua vez, esse mineral apresenta baixa susceptibilidade magnética, portanto, sua retirada não é possibilitada através de separação magnética estudada e para as faixas dos campos magnéticos testados. O teor de SiO<sub>2</sub> manteve-se na mesma ordem de grandeza, com um pequeno enriquecimento, como mostra a tabela V.106. Isso demonstra a necessidade da realização de uma outra etapa de concentração, a exemplo, uma etapa por flotação, para a obtenção de um maior enriquecimento do teor de fósforo, compatível com as especificações tradicionais, para estes tipos de concentrados fosfáticos, compatível com as especificações de mercado.

Tabela V.106 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra foscorito silicificado (FST).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)				Distr. amostra (%)		
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 4A	16,4	6,7	4,2	4,8	4,7	60,3	0,8	1,6	3,6	1,14	2,8	2,4	64,5	24,8	1,7	1,5	16,8
Mag 10A	2,5	1,0	8,9	10,0	12,0	36,3	1,5	0,9	7,1	1,12	0,9	0,8	6,0	7,0	0,6	0,5	1,6
Mag 15A	2,1	0,9	7,1	10,7	8,6	34,4	2,2	4,7	8,0	1,50	0,6	0,7	4,8	8,7	0,4	0,4	1,3
Não Magn 15A	78,1	31,8	29,4	39,6	16,3	4,7	0,4	<0,10	2,3	1,35	94,7	95,2	23,8	58,6	57,4	57,4	6,2
Total	99,1	40,7	24,2	32,5	14,1	15,3	0,5	...	2,8	1,34	99,1	99,1	99,1	99,1	60,6	60,3	26,0

A figura 5.50 ilustra a curva de separabilidade magnética para a amostra foscorito silicificado (FST), onde se têm os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> em função dos valores de recuperação (em massa e de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) no produto não magnético. Nota-se que os valores de recuperação em massa (rendimento) e de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> diminuíram com o aumento no teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no produto não magnético, no entanto, o teor máximo alcançado foi de 29,4%; por sua vez, os valores de recuperação diminuíram com a redução do teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, atingindo um teor mínimo de 4,7%.

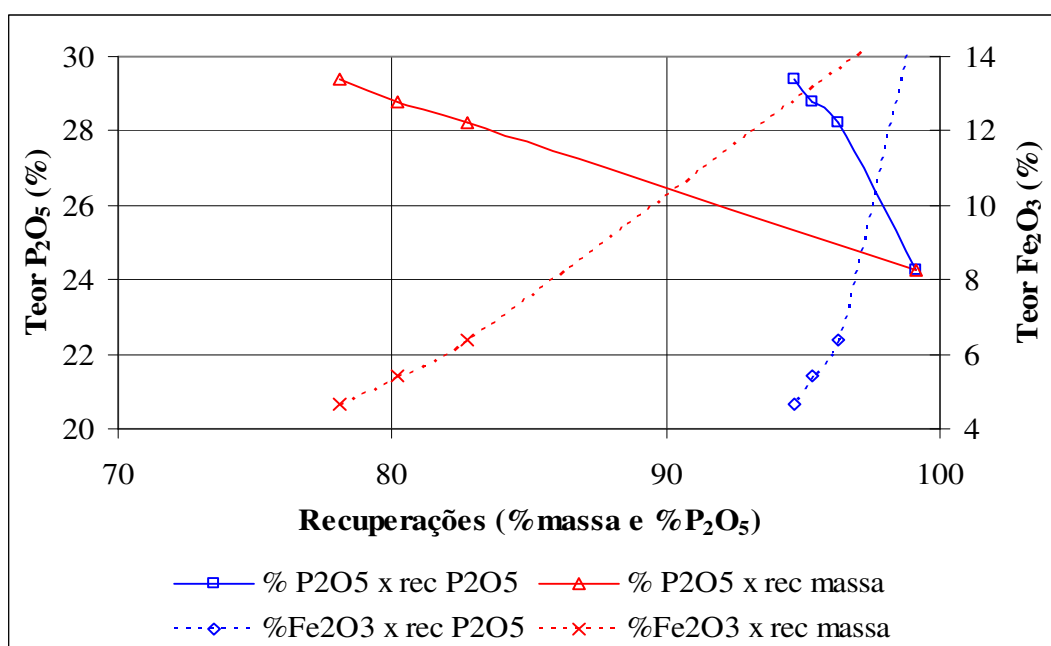


Figura 5.50 - Curva de separabilidade magnética da amostra foscorito silicificado (FST), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

Mais uma vez, fica demonstrado o efeito da mineralogia nos resultados da concentração mineral estudada, nessa operação unitária.

#### 5.7.3.4 – Amostra Zona de Mistura (ZMT).

Os ensaios de separação magnética de alta intensidade em diferentes intensidades de campo magnético, a partir do produto AN3, para esta amostra, mostraram um comportamento bastante semelhante à amostra anterior, onde se tem que o teor máximo de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no produto não magnético (Não Magn 15 A) foi de 28,5%; o teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> mínimo nesse produto foi de 4,1%, tabela V.107.

Nessa tabela, observa-se que os teores dos demais óxidos (SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e MgO), provenientes dos minerais contaminantes, praticamente, não sofreram alteração em relação aos seus valores de alimentação.

Tabela V.107 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra zona de mistura (ZMT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)				Distr.amostra (%)		
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 4A	11,7	4,6	4,8	7,4	4,9	43,8	1,4	4,0	3,5	1,55	2,3	2,5	50,7	14,2	1,2	1,0	9,1
Mag 10A	3,1	1,2	10,4	11,7	14,0	32,2	1,6	0,5	7,4	1,13	1,3	1,0	9,8	4,5	0,7	0,4	1,8
Mag 15A	1,8	0,7	9,3	13,6	11,5	30,9	2,7	5,0	9,6	1,46	0,7	0,7	5,4	4,3	0,4	0,3	1,0
Não Magn 15A	83,4	32,7	28,5	39,8	14,9	4,1	1,0	1,6	3,2	1,40	95,8	95,8	34,0	77,0	50,4	37,7	6,1
Total	100,0	39,2	24,8	34,7	13,6	10,1	1,1	1,9	3,5	1,40	100,0	100,0	100,0	100,0	52,6	39,4	17,9

Os valores de perda de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> nas diferentes etapas de separação magnética foram relativamente pequenos, com uma recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, no ensaio, igual a 95,8%; na amostra essa recuperação foi de 50,4%, porém, com teor de 28,5% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. A figura 5.51 mostra a curva de separabilidade magnética para a amostra zona de mistura (ZMT), onde se têm os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> em função dos valores de recuperação (em massa e de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>). Como exposto anteriormente, nessa figura nota-se a limitação dessa operação em atingir valores de teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> maiores que 28,5%.

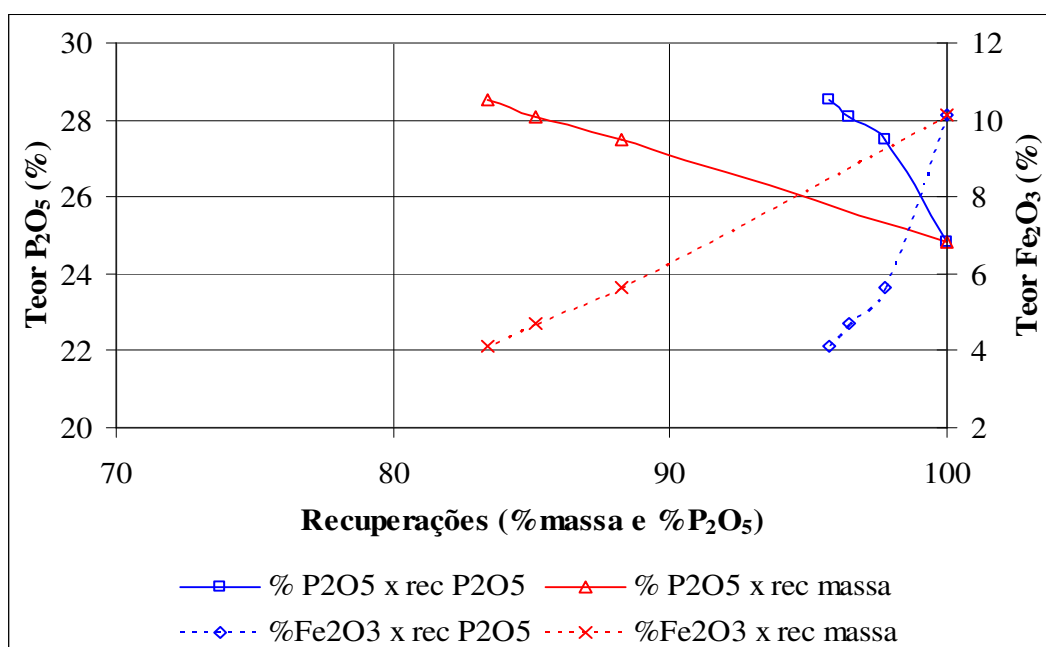


Figura 5.51 - Curva de separabilidade magnética da amostra zona de mistura (ZMT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

Correlacionando o desempenho da separação magnética de alta intensidade com a composição mineralógica dessa amostra, tabela V.32, observa-se que a composição mineralógica é composta por minerais silicatados, argilominerais, ilmenita e carbonatos, entre outros. Dentre esses, verifica-se que os minerais silicatados, argilominerais e carbonatos possuem baixa ou nenhuma susceptibilidade magnética, portanto, esses não são passíveis de serem retirados da amostra via separação magnética. Isso explica a impossibilidade de se obter um produto não magnético com teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> acima de 28,5%.

### 5.7.3.5 – Amostra Piroxenito (PT).

Para a amostra piroxenito (PT), os ensaios de separação magnética de alta intensidade para o produto AN3 apresentam baixa eficiência para essa amostra, com um enriquecimento muito pequeno, passando de 13,7% (alimentação) para 15,8%, produto não magnético (Não Magn 15 A), tabela V.108.

Tabela V.108 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra piroxenito (PT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio (%)				Distr. amostra (%)		
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P.F.		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Mag 4A	12,0	6,1	2,7	10,0	19,4	27,4	1,8	11,8	5,7	3,74	2,3	4,4	40,0	9,8	1,8	2,9	10,2
Mag 10A	2,3	1,2	3,4	11,1	27,1	18,7	3,3	15,5	11,0	3,31	0,6	0,9	5,2	3,3	0,4	0,6	1,3
Mag 15A	1,8	0,9	4,3	13,0	28,9	16,0	3,5	15,5	11,9	3,04	0,5	0,8	3,4	2,7	0,4	0,5	0,9
Não Magn 15A	84,0	42,9	15,8	30,6	23,3	5,0	2,2	9,3	8,6	1,94	96,6	93,9	51,4	84,2	73,8	61,4	13,1
Total	100,0	51,0	13,7	27,4	23,0	8,2	2,2	9,8	8,4	1,99	100,0	100,0	100,0	100,0	76,4	65,4	25,5

O teor de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> foi reduzido de 8,2% para 5,0%; já os teores de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e MgO mantiveram-se constantes, ou seja, os minerais portadores desses óxidos não foram retirados no produto magnético, para as diversas intensidades de campo magnético, avaliadas neste estudo.

Os valores de recuperação de  $P_2O_5$  no produto não magnético, tanto em massa, quanto em  $P_2O_5$  foram, respectivamente, 96,6% e 73,8%; porém, com teor muito baixo de  $P_2O_5$  (15,8%), como mostram a figura 5.52 e a tabela V.108.

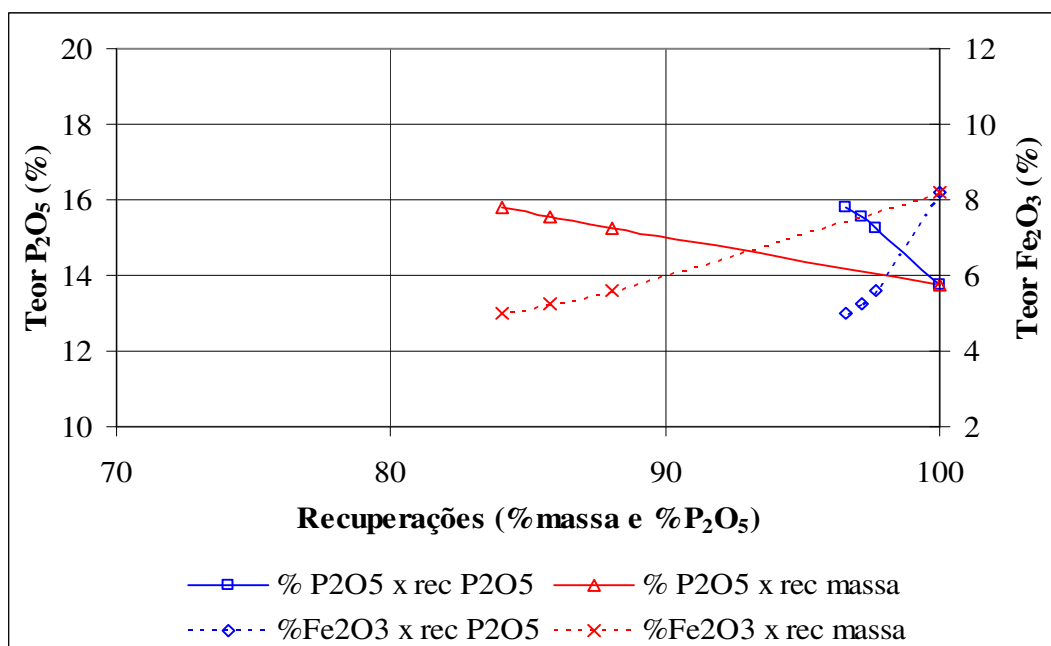


Figura 5.52 - Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito (PT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

Do ponto de vista mineralógico, tabela V.28, essa amostra, também, possui uma assembléia mineralógica bastante ampla, com a presença de minerais silicatados, argilominerais, piroxênios e carbonatos. Dentre esses, os minerais silicatados e carbonatos possuem baixa susceptibilidade magnética, logo, esses minerais permanecerão no produto não magnético (Não Magn 15 A), não permitindo a elevação do teor de  $P_2O_5$ .

### 5.7.3.6 – Amostra Piroxenito Intemperizado (PIT).

Para essa amostra, os ensaios de separação magnética de alta intensidade também não apresentaram resultados satisfatórios. O acréscimo no teor de  $P_2O_5$  foi de 5,3 pontos

percentuais, sendo que o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  reduziu de 11,9% para 3,9%; as perdas de  $\text{P}_2\text{O}_5$  no ensaio foram relativamente pequenas, com valor de recuperação igual a 93,5%, para um teor de 27,1%, como mostra a tabela V.109. Nessa tabela, nota-se que houve um aumento no teor de  $\text{SiO}_2$ , de 13,5% para 15,3% e, para os óxidos  $\text{SiO}_2$  e  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , houve uma pequena redução em seus valores, após as diversas etapas de separação magnética, em diferentes intensidades de campo magnético.

Tabela V.109 - Resultados de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims) do AN3 da amostra piroxenito intemperizado (PIT).

Produto mm	% Massa		Teores (%)							CaO/	Distribuição no ensaio (%)				Distr. amostra (%)		
	ensaio	amostra	$\text{P}_2\text{O}_5$	CaO	$\text{SiO}_2$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	MgO	P.F.	$\text{P}_2\text{O}_5$	$\text{P}_2\text{O}_5$	CaO	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{P}_2\text{O}_5$	CaO	$\text{Fe}_2\text{O}_3$
Mag 4A	18,2	7,4	5,1	7,4	7,2	39,3	2,0	5,1	3,0	1,46	4,2	4,4	60,0	21,9	2,6	2,7	12,2
Mag 10A	4,1	1,6	7,1	10,9	10,2	30,1	2,8	4,9	6,0	1,53	1,3	1,4	10,2	7,0	0,8	0,9	2,1
Mag 15A	2,4	1,0	8,5	13,0	12,2	26,4	3,3	4,4	4,4	1,53	0,9	1,0	5,3	4,9	0,6	0,6	1,1
Não Magn 15A	75,3	30,6	27,1	38,1	15,3	3,9	1,4	1,8	3,0	1,41	93,5	93,2	24,4	66,2	56,8	58,1	5,0
Total	100,0	40,6	21,8	30,8	13,5	11,9	1,6	2,6	3,2	1,41	100,0	100,0	100,0	100,0	60,7	62,3	20,4

A curva de separabilidade magnética dessa amostra ilustra claramente o teor máximo de  $\text{P}_2\text{O}_5$  e o teor mínimo de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  alcançados, no produto não magnético, em função da recuperação – em massa e de  $\text{P}_2\text{O}_5$  – figura 5.53.

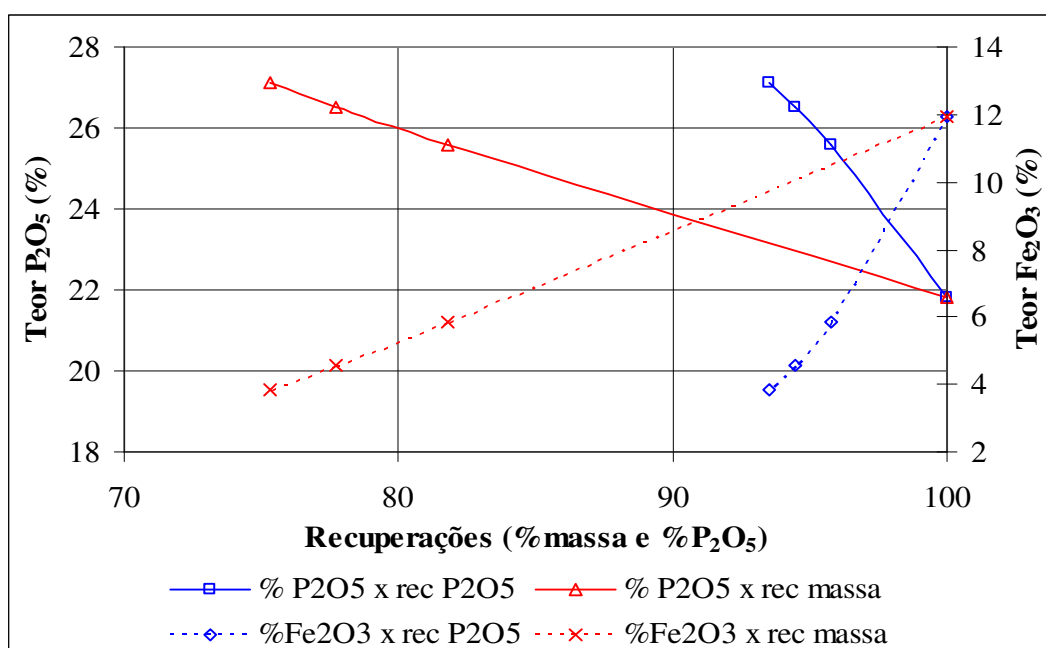


Figura 5.53 - Curva de separabilidade magnética da amostra piroxenito intemperizado (PIT), com valores acumulados para os produtos não magnéticos, obtidos através de separação magnética de alta intensidade a úmido (Whims).

#### 5.7.4 – Considerações gerais sobre os estudos de alternativas não convencionais com o uso de separação magnética.

Os resultados obtidos com os ensaios de separação magnética a seco, em rolos de terras raras, mostraram que tais operações somente foram eficientes para dois tipos de tipologias, a amostra apatitito (APAT) e a amostra foscorito intemperizado (FIT). Para essas duas amostras foram possíveis a obtenção de um produto não magnético com teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> acima de 35,5% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Mesmo assim, os teores e distribuição de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no produto rejeito magnético foram relativamente altos, com teores acima de 27,9% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e distribuição acima de 42,5%, como é o caso da amostra apatitito (APAT), (tabela V.93). Esses valores relativamente elevados de teor e distribuição de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> mostraram, assim, a necessidade de etapas subsequentes de concentração para esse produto magnético, bem como, para a fração granulométrica -0,150 mm, retirada para uma melhor eficiência dessa operação.



Para as demais tipologias de minério, esse tipo de separação magnética não apresentou resultados satisfatórios, não sendo capaz de separar o mineral **apatita** dos demais minerais de ganga, em um grau mínimo desejado, para um processo industrial. Isso se deve à composição mineralógica dos minerais de ganga dessas amostras, os quais se apresentam constituídos por silicatos, argilominerais e carbonatos, entre outros.

No caso da separação magnética de alta intensidade a úmido, para os rejeitos magnéticos e, para a fração -0,150 mm, das amostras apatitito (APAT) e foscorito intemperizado (FIT), os resultados apresentados nas tabelas V.99 e V.102 mostraram que somente para a amostra apatitito (APAT) foi possível a obtenção de um produto final com teor de 35,5%, utilizando, para isso, somente as operações conjugadas de separação magnética a seco, rolos de terras raras e separação magnética de alta intensidade a úmido.

A aplicação da separação magnética de alta intensidade (Whims) na obtenção de um concentrado fosfático, a partir da amostra AN3, produtos moídos, deslamados, para as diversas tipologias, somente mostrou viável, do ponto de vista técnico, para as amostras apatitito (APAT) e foscorito intemperizado (FIT). Para essas duas amostras foi possível a obtenção de um produto final com teor de  $P_2O_5$  acima de 38,0%, porém, os valores de distribuição (recuperação) de  $P_2O_5$  na amostra foram baixos, não ultrapassando 49,0%.

### **5.8 – Ensaio de fragmentação.**

Como o objetivo desse estudo é o de conhecimento tecnológico do minério, procurou-se avaliar seus aspectos quanto a fragmentação.

Os estudos de fragmentação visaram o conhecimento do comportamento das amostras de materiais compactos (principalmente das tipologias foscoríticas), frente ao processo de fragmentação, por se tratar da porção compacta do minério.

A razão deste estudo se deve à necessidade dessa operação de fragmentação, para qualquer alternativa de aproveitamento, representando elevados custos operacionais, além do que, em escala industrial, necessita ser realizada de forma controlada, visando menor produção de partículas ultrafinas (lamas).

Conhecer as distribuições granulométricas dos produtos fragmentados, verificando possíveis mudanças de distribuições mineralógicas, possibilita a realização de análises técnicas e de engenharia, quando da necessidades de elaboração de projetos industriais e de definições de equipamentos de processo, para uma unidade operacional.

Os resultados destes estudos apresentam diferentes respostas face às diferentes mineralogias.

#### **5.8.1 – Teste de britabilidade.**

Estes testes foram realizados para fornecer informações que permitam escalonar/definir/escolher os tipos de máquinas de fragmentação.

O ensaio de britabilidade tem como objetivo obter dados técnicos, que permitem a especificação, orientam na escolha e dimensionamento de equipamentos de britagem, tendo como resultado destes índices técnicos, alguns selecionados e citados, como: índice de abrasão, "work index"- índice de trabalho, densidade aparente, índice de capacidade, índice de resistência, lamelaridade e teste de compressão. Estes índices foram obtidos através de ensaios específicos comparativos com outros tipos de amostras de minérios, previamente conhecidos, de forma a possibilitar a comparação dos resultados com outros minérios conhecidos, bem como permitir um melhor "scale up", nos trabalhos de engenharia, sendo que esses valores são apresentados na tabela V.110.

Tabela V.110 – Resultados dos ensaios de britabilidade.

Teste de Britabilidade		
Parâmetros	Amostra	
	Foscorito	Piroxenito
Índice de Abrasão	0,10 / 0,15	0,05 / 0,10
Work Index (kwh/st)	12,0	10,5
Densidade Aparente (t/m <sup>3</sup> )	1,5	
Lameralidade (%)	25,0	
Índice de Compressão (Mpa)	50 / 60	

Estes ensaios foram realizados segundo os ensaios laboratoriais “padrão” de uma empresa tradicional nesta área, cujos resultados, em trabalhos semelhantes realizados para algumas empresas de mineração têm sido extremamente utilizados, com resultados positivos, em inúmeros projetos/estudos de engenharia. Assim, optou-se por sua realização, pois apresentam características tecnológicas próprias dos minérios em estudo.

O índice de abrasão avalia o desgaste causado pelo material testado, em palhetas de um tambor rotativo, após um tempo de trabalho de uma hora de operação. Esse valor é referenciado em termos de peso em grama desgastados das palhetas citadas. Nesse caso, esse índice foi avaliado para a tipologia foscorito e piroxenito, como é apresentado na tabela V.110. Verifica-se que esses valores apresentam-se baixos, pois, comparativamente, têm-se como referência de índice de abrasão, considerado como índice baixo, o calcário, com um valor de 0,09 e, com uma abrasividade média, tem-se como padrão, o basalto, com valor igual a 0,20.

Este índice reflete e influi diretamente nas especificações de engenharia, para materiais utilizados em manuseio de minérios.

Com relação aos valores de “Work Index”, a tipologia foscorítica apresenta um valor relativamente superior ao piroxenito, 12,0 kwh/t, para o foscorito e 10,5 kwh/t, para o piroxenito.

A lameralidade é avaliada através do percentual de partículas possuindo como a dimensão do tamanho das partículas – o comprimento, um valor de três vezes aquele apresentado pela espessura, determinando, assim a lameralidade, que, de acordo com a tabela V.110, para essa amostra de material compacto estudada, a lameralidade foi igual a 25,0%, comparativamente ao padrão estabelecido. Isto indica que o índice de lameralidade é baixo.

Este índice permite com que se possa estimar distribuições granulométricas de produtos de fragmentação, facilitando a ação e o trabalho dos engenheiros de processo, nos seus trabalhos “dia a dia”.

Em relação ao índice de compressão, este se refere à energia necessária para iniciar a fragmentação das partículas minerais, sendo que os resultados dos testes apresentaram valores situados entre 50 e 60 Mpa (mega pascal). De acordo com as referências padrão, tem-se que, para um material friável, o valor da compressão máxima é igual a 10 MPa e, entre 20 e 80 MPa, o material apresenta uma dureza mediana e, acima de 80 MPa, esse material deve ser considerado como duro.

(Obs: as unidades a que se referem os ensaios de compressão são dadas em Mega Pascal).

### **5.8.2 – Ensaio de britagem em britador de impacto.**

A figura 5.54 apresenta as curvas de distribuição granulométrica para a alimentação e produtos das etapas de fragmentação utilizando um britador de impacto. Verifica-se que a capacidade de redução desse tipo de britador foi bastante expressiva, considerando a aplicação estudada. O valor do grau de redução (R) das amostras ensaiadas, relação entre  $F_{80}$  (valor da abertura com 80% do material passante da alimentação) e  $P_{80}$  (valor da abertura com 80% do material passante após a britagem) foram de 12,9%.

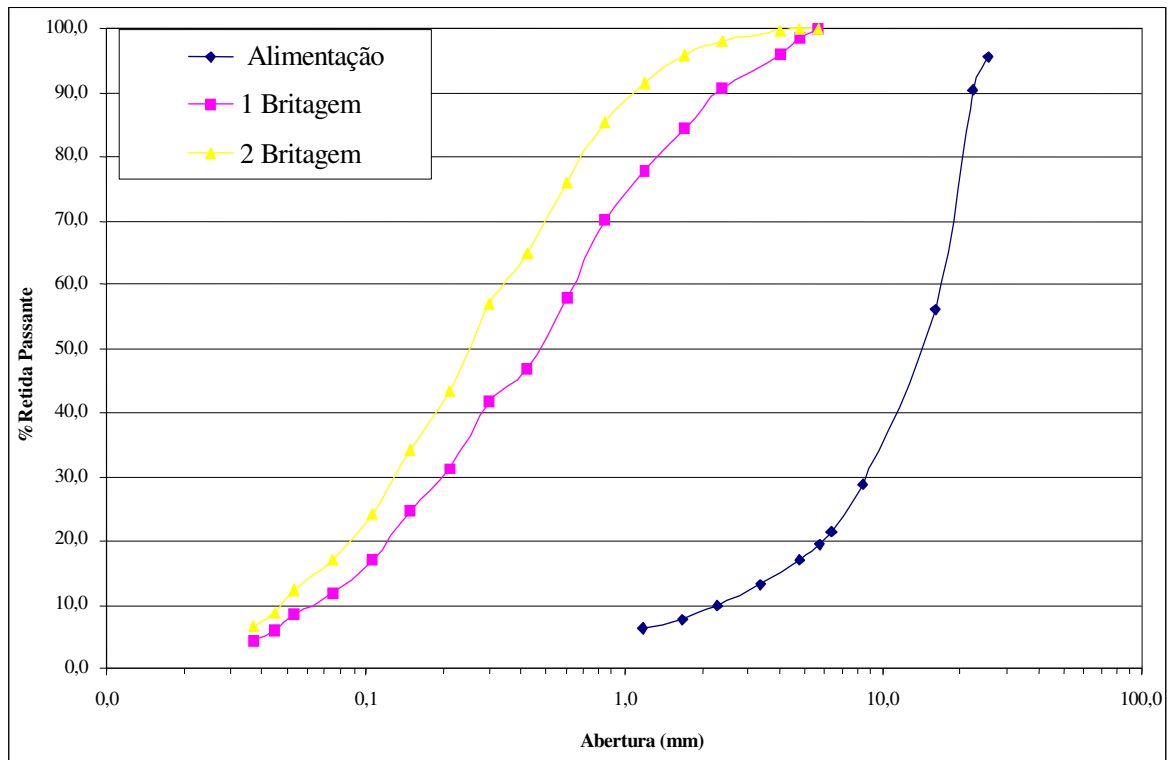


Figura 5.54 – Curvas de distribuição granulométrica, alimentação e produtos das etapas de britagem (1ª e 2ª britagem) da amostra compacta (foscorito).

Os ensaios de fragmentação foram direcionados para a utilização de máquinas de impactos. A razão dessa escolha se deve ao elevado grau de redução possível, com a utilização desse tipo de equipamento, que associado ao material duro “foscorito”, pode levar a uma redução tal que compense os gastos mais elevados, ocorrentes na operação desse tipo de máquina.

Os ensaios de fragmentação mostraram a necessidade de um maior consumo energético e um elevado consumo de metais. Porém, com a redução da distribuição granulométrica obtida, nos ensaios, pode-se reduzir o consumo energético global e o custo de metais na moagem, de tal forma a compensar aqueles realizados na britagem, viabilizando a aplicação.

Tais fatos e comportamentos semelhantes são comprovados na prática industrial, nos Complexos de Mineração de Tapira e Catalão. Assim, considerando os resultados

obtidos nos ensaios descritos, nesse estudos com os dados industriais, pode-se estabelecer uma comparação técnica, que permite considerar uma opção técnica viável para esta rota tecnológica.

### 5.9 – Distribuição dos tipos litológicos na reserva mineral.

Para que se possa elaborar um plano de aproveitamento técnico e econômico, para a reserva mineral, tem-se que avaliar a distribuição dos seus tipos litológicos, em função de sua quantidade, distribuição espacial e sua recuperação metalúrgica, considerando as especificações mínimas para os produtos. Assim, elaboraram-se secções geológicas, a partir das descrições dos testemunhos de sondagens, estudaram-se os resultados das análises químicas e analisaram-se resultados das caracterizações tecnológicas realizadas.

A partir dos trabalhos citados, elaborou-se a tabela abaixo, contendo a distribuição das tipologias de minérios para a reserva mineral.

Tabela V.111 - Distribuição dos tipos litológicos na reserva mineral.

		% Reserva	Teores (%)				
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	SiO <sub>2</sub>
Apatitito		7	30 / 32	11 / 13	0,5 / 0,8	42 / 45	3 / 5
Foscorito	Intemperizado	14	24 / 26	28 / 30	0,4 / 0,6	32 / 34	1 / 3
	Silicificado	10	16 / 18	23 / 25	0,7 / 1,0	22 / 25	14 / 18
Zona de Mistura		15	16 / 20	18 / 20	3 / 5	24 / 26	12 / 14
Piroxenito	Intemperizado	50	12 / 15	22 / 25	3 / 5	18 / 22	10 / 18
	Piroxenito	4	8 / 12	20 / 30	3 / 9	13 / 24	12 / 24

A tipologia piroxenítica representa a metade da reserva e, como tal, deverá ter a participação nos futuros “blending” minerais a serem planejados, para a lavra da mina.

#### **5.10 – Caracterização das amostras S1 Global 01 e S1 Global 10.**

Considerando que as tipologias minerais, como citadas até aqui, foram estudadas de forma isolada, procurou-se, neste capítulo, verificar o comportamento das mesmas quando em mistura, entre elas, como será em uma operação industrial. Assim sendo, para que se pudesse avaliar o grau e percentual de mistura entre os tipos, estabeleceu-se um planejamento mineral para uma futura lavra da mina, considerando alguns dados básicos de produção, para uma operação futura, levando-se em conta as técnicas conhecidas de geostatística e de planejamento de lavra.

Para a elaboração do planejamento de lavra, para um período de longo prazo – 20 anos, realizaram-se planos de lavra de 1, 5 e 10 anos, considerando um modelamento econômico, segundo metodologias específicas e critérios técnicos compatíveis com o estado da arte.

Os trabalhos indicaram uma área específica, para se iniciar a futura lavra da mina, onde se localizou, em um plano de lavra, para esse primeiro ano e, também, para os nove anos seguintes. Após isso, selecionaram-se os furos correspondentes realizados nessa área prevista para a futura lavra, para permitir a seleção de intervalos/furos visando a composição de uma amostra representativa do minério contido nessas áreas escolhidas.

Dessa forma, a amostra denominada S1 Global 01 foi composta pelos furos que localizavam dentro da área de um plano de lavra do primeiro ano; já a amostra S1 Global 10 foi composta a partir dos furos que situavam-se dentro da área de um plano de lavra, para os nove anos seguintes.

Considerando que, com os critérios citados poder-se-ia ter uma amostra representativa para os períodos considerados, poderíamos realizar os mesmos trabalhos de

caracterização, já realizados para as tipologias individuais e a obtenção dos resultados técnicos.

Antes, procurou-se, através de análise estatística, verificar os resultados dessa mistura de furos/intervalos/tipologias, analisando os resultados químicos obtidos como resultado das análises, características geológicas, características mineralógicas, etc; chegando-se à conclusão de que os conceitos adotados permitiram obter uma boa representatividade das amostras escolhidas, para as composições desejadas.

A realização da caracterização dessas duas amostras, utilizando-se da mesma metodologia e procedimentos de ensaios realizados para as tipologias estudadas, permitiu confirmar os resultados anteriores, conhecer os efeitos positivos e negativos das misturas e das proporções relativas de cada tipologia nas misturas, face ao seu potencial na reserva mineral, conforme definido pelo planejamento da lavra. Caracterizava-se, assim, um futuro minério para alimentação de uma usina de concentração.

#### 5.10.1 – Composição química das amostras.

Na amostra S1 Global 01 o teor de  $P_2O_5$  total é mais elevado do que na S1 Global 10; essa amostra tem, no entanto, relação de  $CaO/P_2O_5$  inferior (1,29 contra 1,52 na S1 Global 10); a amostra S1 Global 01 apresenta ainda teores mais elevados de  $Al_2O_3$ ,  $Fe_2O_3$ , enquanto que a S1 Global 10 mostra maiores concentrações de  $SiO_2$ ,  $MgO$  e  $PF$ ; ambas as amostras têm teores semelhantes de  $TiO_2$  e de  $BaO$ , tabela V.112.

Tabela V.112 – Composição química das amostras S1 Global 01 e S1 Global 10.

Amostra	Teores (%)									$CaO/P_2O_5$
	$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Al_2O_3$	$Fe_2O_3$	MgO	TiO2	BaO	PF	
S1 Global 01	14,4	18,6	8,1	4,9	40,1	2,1	4,6	0,6	5,0	1,29
S1 Global 10	12,6	19,2	14,9	3,2	31,0	5,0	4,4	0,6	7,0	1,52



Pode-se verificar, na tabela acima, uma amostra mais rica, na fase inicial da lavra, que será um fator preponderante, na escolha da área inicial a ser lavrada e uma diferença nos níveis de elementos contaminantes, caracterizando diferenças mineralógicas significativas, que, sem sombra de dúvida, influenciarão no processo de beneficiamento.

### **5.10.2 – Amostra S1 Global 01.**

Esta amostra representa o minério que, segundo o plano de lavra elaborado, poderá alimentar a unidade industrial, a ser implantada em Salitre, durante o primeiro ano de operação da usina.

A sua caracterização mineralógica será apresentada a seguir.

#### **5.10.2.1 – Distribuição de teores por fração granulométrica.**

A distribuição de teores por faixa granulométrica para a amostra S1 Global 01 está exposta na tabela V.113. A análise granulométrica indica que 39,3% em massa da amostra estão retidos em 0,297 mm e aproximadamente 20,8% em massa constituem material passante em 0,020 mm.

Os teores de  $P_2O_5$ , ao longo do intervalo granulométrico, variam entre 6,3% e 25,1%, elevando-se para os finos até a fração -0,210+0,149 mm, decrescendo a seguir abaixo dessa fração; abaixo de 0,020 mm estão contidos 13,5% do  $P_2O_5$  total da amostra.

Os teores de CaO apresentam o mesmo comportamento evidenciado pelo  $P_2O_5$ , variando entre 9,0 e 33,1%; as relações CaO/ $P_2O_5$  acima de 0,037 mm estão compreendidas entre 1,30 e 1,42, diminuindo para os finos; na fração -0,020 mm essa relação diminui para 1,00.

Tabela V.113 – Distribuição dos teores por fração granulométrica para amostra S1 Global 01.

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	acum. abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	12,4	87,6	6,3	9,0	5,6	3,8	63,8	2,9	6,4	0,6	3,1	1,42	5,4	6,0	8,6	9,8	19,7	17,7
-1,68+0,84	11,2	76,4	8,0	10,9	4,2	2,7	63,9	3,0	5,4	0,6	2,7	1,36	6,2	6,6	5,8	6,2	17,8	16,1
-0,84+0,297	15,7	60,7	11,5	15,8	6,6	3,9	50,7	2,6	5,6	0,5	3,5	1,37	12,5	13,3	12,8	12,7	19,8	19,6
-0,297+0,210	7,9	52,8	22,4	29,8	5,6	2,9	28,0	1,7	3,8	0,4	1,0	1,33	12,2	12,6	5,4	4,6	5,5	6,4
-0,210+0,149	7,7	45,0	25,1	33,1	4,9	2,5	24,3	1,5	3,4	0,4	2,8	1,32	13,4	13,8	4,7	4,0	4,7	5,4
-0,149+0,074	10,0	35,0	24,3	32,0	5,3	2,7	25,0	1,6	3,6	0,4	3,0	1,32	16,8	17,2	6,5	5,6	6,2	7,8
-0,074+0,037	11,3	23,7	20,6	26,7	7,7	3,9	26,7	1,8	4,5	0,5	4,8	1,30	16,1	16,2	10,8	9,0	7,5	10,1
-0,037+0,020	2,9	20,8	18,5	23,5	9,8	4,9	25,0	1,7	4,6	0,7	7,1	1,27	3,8	3,7	3,5	3,0	1,8	2,4
-0,020	20,8	-	9,4	9,4	16,3	10,5	32,4	1,4	3,4	1,0	11,6	1,00	13,5	10,5	41,8	45,1	16,8	14,5
Total calcul.	100,0		14,4	18,6	8,1	4,8	40,1	2,1	4,5	0,6	5,0	1,29	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Os teores de SiO<sub>2</sub> acima de 0,074 mm variam entre 4,2 e 6,6%, sem tendência definida; abaixo dessa fração elevam-se para os finos, atingindo 16,3% na fração -0,020 mm (41,8% do total de SiO<sub>2</sub> da amostra).

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> apresentam o mesmo comportamento que os de SiO<sub>2</sub>, oscilando entre 2,5% (-0,210+0,149 mm) e 4,9% (-0,037+0,020 mm), elevando-se 10,5% abaixo de 0,020 mm, onde estão contidos 45,1% do Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> total da amostra.

Nas frações acima de 0,297 mm os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> são substancialmente mais elevados do que no restante do intervalo analisado, variando entre 50,7 e 63,9%, o que corresponde a cerca de 57,4% do Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> total da amostra; abaixo dessa fração, os teores variam entre 24,3 e 32,4%, com crescimento para os finos, sendo a fração -0,020 mm responsável por cerca de 16,8% do total de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da amostra.

Os teores de MgO têm comportamento análogo ao Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, com teores mais elevados nas frações acima de 0,297 mm, onde variam entre 2,6 e 2,9%; abaixo dessa fração os teores estão compreendidos entre 1,4 e 1,8%, sendo que na fração -0,020 mm estão contidos 14,5% do MgO total da amostra.

Teores de TiO<sub>2</sub> são igualmente mais elevados acima de 0,297 mm (teores oscilando entre 5,4 e 6,4%); nas frações abaixo de 0,297 mm esses teores estão entre 3,4 e 4,6%.

### 5.10.2.2 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto da moagem.

A tabela V.114 traz a distribuição de teores por fração granulométrica para o produto resultante da moagem da fração retida em 0,297 mm a 100,0% passante em 0,297 mm. A análise granulométrica indica que 15,9% em massa do produto resultante da moagem abaixo de 0,297 mm estão retidos em 0,210 mm e 13,1% em massa constituem o material passante em 0,020 mm.

Tabela V.114 - Distribuição dos teores por fração granulométrica para amostra S1Global 01 – produto da moagem.

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)										CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no produto da moagem (%)						Distribuição na amostra (%)					
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	
-0,297+0,210	15,9	6,3	8,6	12,1	6,0	3,0	57,2	3,2	5,5	0,6	4,8	1,41	15,5	15,6	16,3	13,2	15,9	18,2	3,7	4,1	4,4	3,8	9,1	9,7	
-0,210+0,149	16,6	6,5	8,3	11,8	4,9	2,7	61,6	2,9	5,5	0,5	2,7	1,42	15,7	15,9	13,8	12,3	17,8	17,1	3,8	4,1	3,8	3,5	10,2	9,1	
-0,149+0,074	29,3	11,5	8,6	12,1	5,0	2,8	61,0	2,8	5,7	0,5	2,2	1,41	28,6	28,8	25,1	23,2	31,2	29,8	6,9	7,5	6,8	6,7	17,9	15,9	
-0,074+0,037	17,6	6,9	8,8	12,3	5,4	3,2	58,4	2,8	6,0	0,6	3,0	1,40	17,6	17,6	16,2	16,0	17,9	17,5	4,3	4,6	4,4	4,6	10,3	9,3	
-0,037+0,020	7,4	2,9	9,3	12,9	6,4	4,0	54,1	2,6	6,3	0,6	3,5	1,39	7,8	7,7	7,9	8,2	6,9	6,9	1,9	2,0	2,2	2,4	4,0	3,7	
-0,020	13,1	5,2	9,9	13,3	9,3	7,3	44,5	2,2	6,3	0,6	5,6	1,34	14,8	14,2	20,7	26,9	10,2	10,5	3,6	3,7	5,6	7,7	5,9	5,6	
Total calculado	100,0	39,3	8,8	12,3	5,9	3,6	57,4	2,8	5,8	0,6	3,4	1,40	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	24,2	26,0	27,2	28,7	57,4	53,3	

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> são muito próximos a 8,5%, mas tendem a aumentar nos finos chegando a quase 9,9% na fração menor que 0,020 mm; as relações CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> diminuem para os finos (de 1,41 para 1,34).

Os teores de SiO<sub>2</sub> atingem 9,3% abaixo de 0,020 mm (o que corresponde a 5,6% do total contido na amostra), entretanto, os teores nas demais frações variam entre 4,9 e 6,4%; os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> têm comportamento análogo ao SiO<sub>2</sub> chegando ao teor de 7,3% abaixo de 0,020 mm (7,7% do total da amostra) e teores entre 2,7 e 4,0% nas frações superiores. Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, coerentemente com os teores apresentados nas frações acima de 0,297 mm do tal qual, são elevados, oscilando entre 54,1 e 61,6% para o intervalo -0,297+0,020 mm; a fração -0,020 mm, com teor de 44,5% de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, contém 5,9% do total presente na amostra.

### 5.10.2.3 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto composto (finos naturais + produto da moagem).

A tabela V.115 traz a distribuição de teores por faixa granulométrica relativa à composição dos finos naturais com o produto moído. A análise granulométrica indica que 68,2% em massa estão retidos em 0,037 mm e 26,0% em massa são menores que 0,020 mm.

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> acima de 0,037 mm situam-se entre 15,9 e 17,4%; essa fração contém 77,3% do total de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> da amostra; abaixo de 0,037 mm, esses teores diminuem e estão compreendidos entre 9,5 e 13,9%, com tendência a diminuição para os finos; a fração - 0,020 mm é responsável por 17,1% do total de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> da amostra.

Tabela V.115 - Distribuição dos teores por fração granulométrica para amostra S1 Global 01 – produto composto (finos naturais + produto da moagem).

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	acum. abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	14,1	85,9	16,3	22,0	5,8	2,9	41,0	2,3	4,6	0,5	2,7	1,35	15,9	16,7	9,9	8,4	14,6	16,0
-0,210+0,149	14,3	71,6	17,4	23,3	4,9	2,6	41,4	2,1	4,4	0,4	2,8	1,34	17,3	17,9	8,5	7,6	14,9	14,6
-0,149+0,074	21,5	50,1	15,9	21,3	5,2	2,8	44,3	2,3	4,7	0,5	2,6	1,34	23,7	24,6	13,5	12,3	24,0	23,6
-0,074+0,037	18,3	31,8	16,1	21,2	6,8	3,6	38,7	2,2	5,0	0,6	4,1	1,32	20,4	20,9	15,2	13,6	17,9	19,5
-0,037+0,020	5,8	26,0	13,9	18,2	8,1	4,4	39,4	2,1	5,4	0,6	5,3	1,31	5,6	5,7	5,7	5,3	5,8	6,1
-0,020	26,0	-	9,5	10,2	14,9	9,9	34,8	1,6	4,0	0,9	10,4	1,08	17,1	14,3	47,1	52,8	22,8	20,2
Total calcul.	100,0		14,4	18,6	8,2	4,9	39,6	2,1	4,5	0,6	5,1	1,29	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

As relações CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> acima de 0,020 mm variam entre 1,31 e 1,35; abaixo dessa fração essa relação diminui para 1,08.

Os teores de SiO<sub>2</sub>, acima de 0,020 mm, estão compreendidos entre 4,9 e 8,1%, elevando-se para 14,9% abaixo dessa fração, o que corresponde a 47,1% do total de SiO<sub>2</sub> da amostra. Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 34,8 e 44,3%, com tendência à diminuição para os finos abaixo de 0,074 mm; a fração -0,020 mm é responsável por 22,8% do total de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da amostra.

#### **5.10.2.4 – Separações de minerais no produto composto – finos naturais e produto da moagem.**

Os resultados das separações minerais efetuadas na composição dos finos naturais com o produto da moagem estão expostos na tabela V.116.

O produto flutuado total +0,037 mm representa 10,4% em massa (7,1% em relação à amostra); é constituído essencialmente por  $\text{SiO}_2$  (37,5%) e subordinadamente por  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (ambos da ordem de 15,3 e 15,0% respectivamente). O teor médio de  $\text{P}_2\text{O}_5$  associado a esse produto é de 3,1%, o que corresponde a 1,8% do total contido no ensaio (1,5 em relação à amostra). Junto a este produto as relações  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  são baixas (valor médio de 0,89). O produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 30,0% em massa no ensaio (20,5% em massa da amostra); é composto basicamente por  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 96,3% em média (74,3% do total do ensaio; 53,2% em relação ao total da amostra), com quantidades menores de  $\text{TiO}_2$  e  $\text{MgO}$  (ambos com 3,3 e 3,7% respectivamente).

O teor de  $\text{P}_2\text{O}_5$  associado a esse produto é de 0,4%, o que corresponde a 0,6% do total do ensaio (0,5% do total da amostra); a relação  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  é elevada para todo o intervalo granulométrico (média de 3,64).

O produto afundado fortemente magnético total +0,037 mm representa 17,4% em massa e tem teor de 7,5% de  $\text{P}_2\text{O}_5$ , o que corresponde a 7,6% do total contido no ensaio (5,9% do total da amostra); a relação  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  média para esse produto é de 1,27.

O teor médio de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  associado a esse produto é de 43,7%, o que corresponde a 19,4% do total contido no ensaio (13,9% do total da amostra); o teor de  $\text{TiO}_2$  é de 12,7%, enquanto que os teores de  $\text{SiO}_2$  e de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  são de 6,0 e 5,6%, respectivamente.

O produto afundado fracamente magnético total +0,037 mm representa 3,8% em massa (2,6% em relação à amostra inicial); apresenta teor médio de  $\text{P}_2\text{O}_5$  de 15,8% o que corresponde a 3,5% do total contido no ensaio (2,7% em relação ao total da amostra); a relação  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  média para este produto é de 1,41. Este produto apresenta teores

elevados de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (17,0%) e de  $\text{TiO}_2$  (16,4%), enquanto que o de  $\text{SiO}_2$  é de 8,1% e o de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  é de 5,4%.

Tabela V.116 – Distribuição de teores por fração nos produtos de separação mineral – amostra S1Global 01 (finos naturais + produto moagem).

Fração (mm)	Produto	% Massa		Teores (%)									CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio(%)						Distribuição na amostra (%)					
		ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	Flutuado	11,1	1,56	2,89	2,48	35,1	15,5	13,7	5,55	4,70	0,11	18,8	0,86	1,8	1,1	74,2	58,7	4,0	30,6	0,3	0,2	7,3	5,0	0,6	4,9
	Afund. Mag 0,0A	29,3	4,14	0,31	1,33	0,30	0,43	97,5	3,65	3,46	0,48	...	4,29	0,5	1,6	1,7	4,3	75,1	53,3	0,1	0,3	0,2	0,4	11,0	8,6
	Afund. FTM 0,25A	17,8	2,51	9,11	12,3	5,65	5,40	42,0	1,36	12,1	0,94	7,22	1,35	9,0	9,0	19,2	32,9	19,6	12,1	1,4	1,5	1,9	2,8	2,9	1,9
	Afund. FRM 0,40A	2,51	0,35	18,7	27,8	6,84	3,22	9,06	1,59	17,5	0,60	...	1,49	2,6	2,9	3,3	2,8	0,6	2,0	0,4	0,5	0,3	0,2	0,1	0,3
	Afund. NMAG 0,40A	39,4	5,57	39,4	52,6	0,22	0,10	0,61	0,10	0,73	0,21	1,35	1,34	86,1	85,4	1,7	1,3	0,6	2,0	13,7	14,2	0,2	0,1	0,1	0,3
	Total dosado				16,3	22,0	5,79	2,90	41,0	2,33	4,56	0,47	2,68												
-0,210+0,149	Flutuado	8,46	1,21	3,23	2,34	36,9	15,8	14,2	4,25	4,85	0,14	17,0	0,72	1,4	0,8	64,0	50,2	3,3	20,2	0,2	0,1	5,4	3,8	0,5	2,9
	Afund. Mag 0,0A	30,2	4,31	0,69	1,77	1,89	1,38	93,0	3,64	3,27	0,49	...	2,57	1,1	2,1	11,7	15,7	76,5	61,6	0,2	0,4	1,0	1,2	11,4	9,0
	Afund. FTM 0,25A	13,7	1,96	8,41	11,2	4,64	4,6	45,4	1,50	12,3	0,96	6,44	1,33	5,9	5,9	13,0	23,7	17,0	11,5	1,0	1,1	1,1	1,8	2,5	1,7
	Afund. FRM 0,40A	4,16	0,59	13,1	18,8	8,22	5,62	22,4	1,83	17,1	0,92	6,20	1,44	2,8	3,0	7,0	8,8	2,5	4,3	0,5	0,5	0,6	0,7	0,4	0,6
	Afund. NMAG 0,40A	43,5	6,21	39,7	52,4	0,48	0,10	0,62	0,10	0,86	0,19	1,42	1,32	88,8	88,2	4,3	1,6	0,7	2,4	15,3	15,8	0,4	0,1	0,1	0,4
	Total dosado				17,4	23,3	4,90	2,57	41,4	2,10	4,38	0,44	2,76												
-0,149+0,074	Flutuado	9,79	2,10	4,26	3,51	36,2	14,5	15,4	3,66	4,64	0,14	15,8	0,82	2,4	1,5	75,4	55,5	3,7	18,7	0,6	0,4	10,0	6,8	0,9	4,4
	Afund. Mag 0,0A	31,5	6,77	0,10	0,88	0,13	0,4	98,6	3,73	3,11	0,50	...	8,80	0,2	1,2	0,9	4,9	76,1	61,3	0,0	0,3	0,1	0,6	18,4	14,5
	Afund. FTM 0,25A	15,8	3,39	7,44	9,44	4,42	4,62	45,7	1,66	13,5	1,03	6,90	1,27	6,6	6,4	14,8	28,5	17,7	13,7	1,6	1,6	2,0	3,5	4,3	3,2
	Afund. FRM 0,40A	4,34	0,93	15,6	22,1	7,90	5,25	17,7	1,89	16,8	0,85	5,99	1,42	3,8	4,1	7,3	8,9	1,9	4,3	0,9	1,0	1,0	1,1	0,5	1,0
	Afund. NMAG 0,40A	38,6	8,31	39,8	52,3	0,19	0,14	0,62	0,1	0,68	0,19	1,34	1,31	87,0	86,8	1,6	2,1	0,6	2,0	20,6	21,4	0,2	0,3	0,1	0,5
	Total dosado				15,9	21,3	5,16	2,78	44,3	2,26	4,73	0,46	2,59												
-0,074+0,037	Flutuado	12,1	2,22	1,91	2,28	40,8	15,5	15,9	3,20	3,57	0,47	16,1	1,19	1,5	1,4	64,5	46,6	4,9	19,7	0,3	0,3	9,8	6,3	0,9	3,8
	Afund. Mag 0,0A	28,7	5,25	0,41	1,28	0,97	1,04	95,2	3,59	3,44	0,52	...	3,12	0,8	1,8	3,6	7,4	69,3	52,2	0,2	0,4	0,6	1,0	12,4	10,2
	Afund. FTM 0,25A	21,8	3,99	6,18	7,23	8,36	7,06	42,3	2,07	12,7	1,21	10,0	1,17	8,9	7,8	23,7	38,1	23,4	22,9	1,8	1,6	3,6	5,2	4,2	4,5
	Afund. FRM 0,40A	3,96	0,73	16,7	22,2	8,98	6,35	15,6	1,71	14,7	0,88	6,67	1,33	4,4	4,4	4,6	6,2	1,6	3,4	0,9	0,9	0,7	0,8	0,3	0,7
	Afund. NMAG 0,40A	33,4	6,11	38,1	51,2	0,82	0,21	0,95	0,10	1,20	0,12	1,66	1,34	84,3	84,6	3,6	1,7	0,8	1,7	17,2	17,7	0,5	0,2	0,1	0,3
	Total dosado				16,1	21,2	6,84	3,62	38,7	2,19	5,04	0,55	4,12												
-0,037+0,020	Flutuado	13,5	0,79	3,3	2,61	38,5	14,4	15,8	4,62	3,96	0,14	14,8	0,79	3,5	2,1	66,6	44,4	5,3	28,8	0,2	0,1	3,8	2,4	0,3	1,8
	Afundado	86,5	5,04	14,2	18,9	3,02	2,82	44,3	1,78	5,92	0,71	3,62	1,33	96,5	97,9	33,4	55,6	94,7	71,2	5,4	5,6	1,9	3,0	5,5	4,3
	Total dosado				13,9	18,2	8,08	4,44	39,4	2,14	5,41	0,63	5,29												
TOTAL +0,037	Flutuado	10,4	7,10	3,05	2,70	37,5	15,3	15,0	4,03	4,35	0,24	16,8	0,89	1,8	1,2	69,5	52,3	4,0	21,9	1,4	1,0	32,6	21,9	2,8	16,1
	Afund. Mag 0,0A	30,0	20,5	0,35	1,26	0,75	0,78	96,3	3,66	3,30	0,50	...	3,64	0,6	1,6	3,9	7,5	74,3	57,2	0,5	1,3	1,8	3,2	53,2	42,3
	Afund. FTM 0,25A	17,4	11,9	7,53	9,59	6,04	5,60	43,7	1,71	12,7	1,06	7,94	1,27	7,6	7,2	18,3	31,6	19,4	15,3	5,9	5,8	8,6	13,3	13,9	11,3
	Afund. FRM 0,40A	3,82	2,61	15,8	22,2	8,13	5,36	17,0	1,79	16,4	0,84	...	1,41	3,5	3,7	5,5	6,8	1,7	3,6	2,7	2,9	2,6	2,8	1,2	2,6
	Afund. NMAG 0,40A	38,4	26,2	39,3	52,1	0,41	0,14	0,69	0,10	0,85	0,18	1,44	1,33	86,5	86,3	2,7	1,8	0,7	2,0	66,9	69,1	1,3	0,7	0,5	1,5
	Total calculado	100,0	68,2	17,4	23,2	5,65	3,05	39,0	1,92	4,61	0,46	...	1,33	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	77,3	80,1	46,8	41,9	71,5	73,8

O produto afundado não magnético total +0,037 mm, por sua vez, representa 38,4% em massa (26,2% em relação à amostra inicial); apresenta teor médio de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 39,3% o que corresponde a 86,5% do total contido no ensaio (66,9% em relação ao total da amostra); a relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> média para este produto é de 1,33. Este produto apresenta teores residuais de TiO<sub>2</sub> (0,9%), de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (0,7%) e de SiO<sub>2</sub> de 0,4%.

### 5.10.2.5 – Composição mineralógica e características da apatita.

A estimativa da composição mineralógica da amostra S1 Global 01 estudada está exposta na tabela V.117.

Tabela V.117 – Estimativa da composição mineralógica – amostra S1 Global 01 (finos naturais + produto moagem).

S1 Global 1	Fração (mm)					Total calculado
	-0,210+0,149	-0,149+0,074	-0,149+0,074	-0,074+0,037	-0,037+0,02	
apatita	45	48	43	38	32	42
quartzo	4	4	4	7	6	5
hematita + goethita	11	10	11	14	24	12
magnetita	29	28	31	28	23	29
ilmenita	4	3	4	4	3	4
micáceos	5	4	4	4	6	4
anatásio	3	3	3	3	4	3
fosfatos secundários	1	1	1	0	2	1
calcita	tr	tr	tr	tr	tr	tr
dolomita	tr	tr	tr	tr	tr	tr
piroxênio e anfibólio	tr	tr	tr	tr	tr	tr
feldspatos	tr	tr	tr	tr	tr	tr

Esta amostra é constituída principalmente por apatita (fluorapatita; cerca de 42,0% em massa) e magnetita (~29,0% em massa), com quantidades menores de hematita+goethita (12,0%), além de quartzo (5,0%), ilmenita e micáceos (4,0% cada) e anatásio (3,0%), além de fosfatos secundários (1,0%) e traços de carbonatos (calcita e dolomita), piroxênio e/ou anfibólio e feldspato.



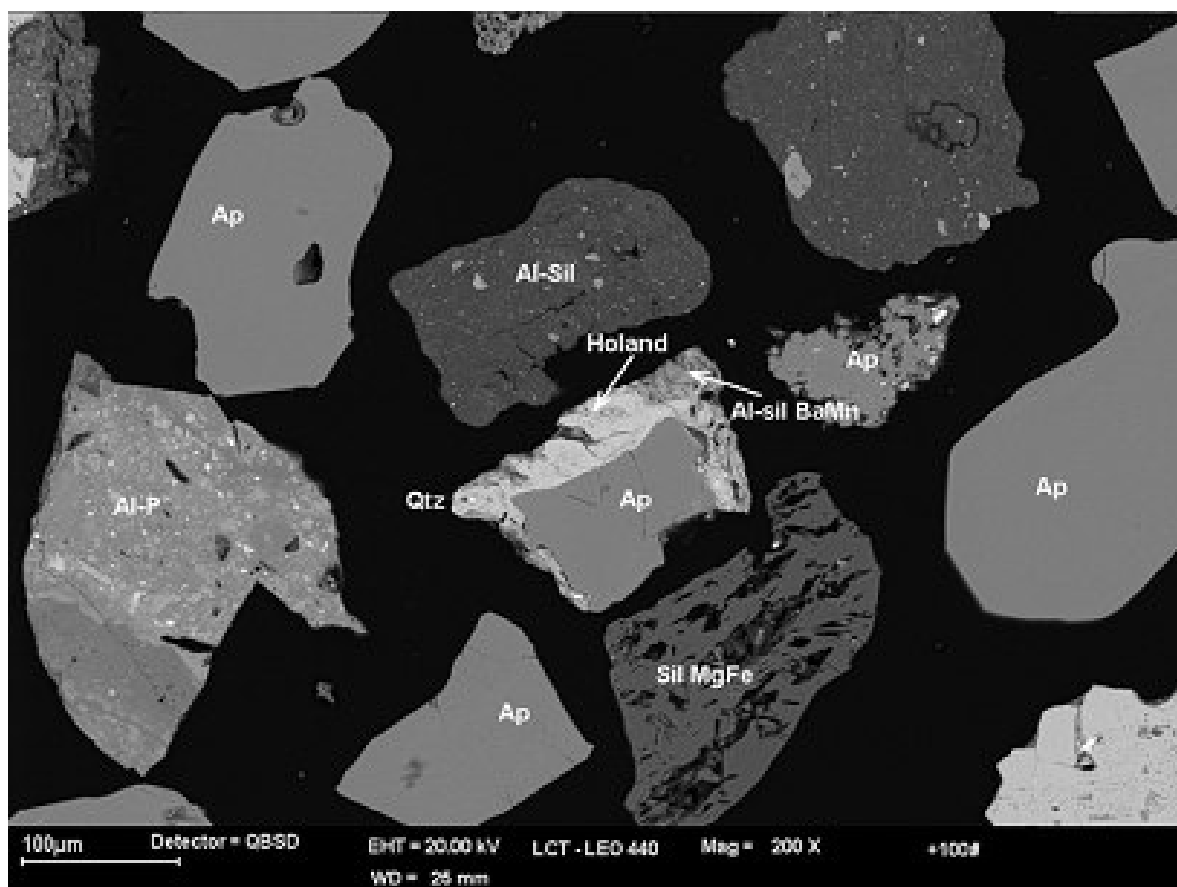
A proporção de apatita acima de 0,074 mm varia entre 43,0 e 48,0%, diminuindo para os finos abaixo dessa fração, atingindo 32,0% em massa na fração -0,037+0,020 mm.

O conteúdo de magnetita até 0,037 mm varia entre 28,0 e 31,0%, diminuindo para 23,0% abaixo dessa fração; a proporção dos demais óxi-hidróxidos de ferro (hematita+goethita) permanece praticamente constante (e da ordem de 10,0 e 11,0%) acima de 0,074 mm; abaixo desse intervalo eleva-se progressivamente para os finos atingindo 24,0% na fração -0,037+0,020 mm; a ilmenita permanece praticamente constante por todo o intervalo analisado (3,0 e 4,0% em massa).

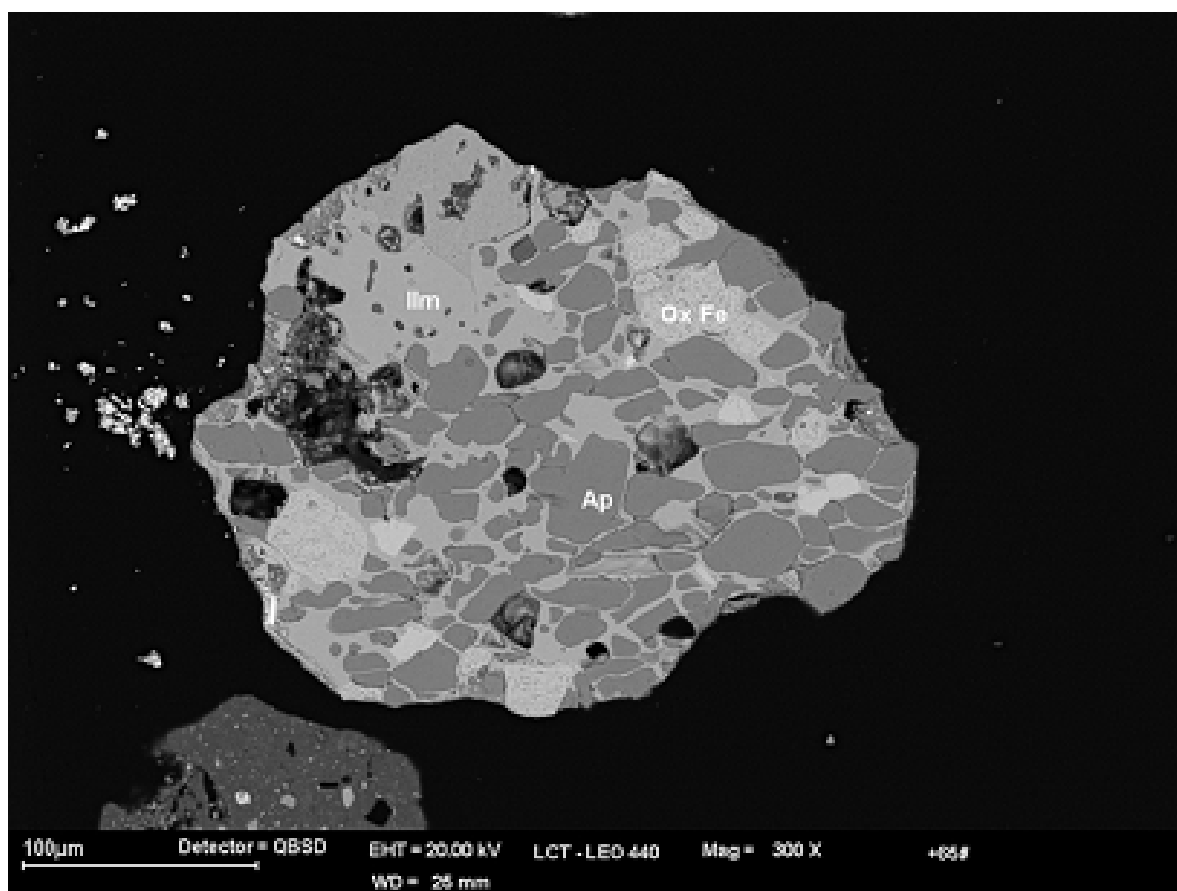
A quantidade de quartzo permanece constante e da ordem de 4,0% acima de 0,074 mm, elevando-se para 6,0 e 7,0% abaixo dessa fração; mesmo comportamento é evidenciado pelos fosfatos secundários, representativos do conjunto de goyazita e/ou gorceixita, que até 0,074 mm representam cerca de 1,0% em massa do material.

Como minerais traço observou-se, nas análises por microscopia eletrônica de varredura (MEV), a presença de perovskita, pirocloro, minerais de manganês e fosfatos de terras-raras, dentre outros.

A apatita ocorre predominantemente como grãos livres; forma ainda grãos mistos típicos principalmente com os óxidos de ferro e com silicatos (fotomicrografia 5.41). Apresenta, por vezes, graus variados de recobrimento superficial por películas argilo-limoníticas. A apatita altamente impregnada ou mista com os oxi-hidróxidos de ferro, (fotomicrografia 5.42), associa-se preferencialmente aos produtos magnéticos e representa de 11,0 a 12,0% do total contido. A proporção de apatita livre ou ligeiramente impregnada é de 86,5%.



Fotomicrografia 5.41 - Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, amostra S1Global 01. Observam-se partículas de apatita em sua maioria liberadas; ocorre ainda mista com quartzo, holandita e alumino silicato de bário e manganês (ao centro).



Fotomicrografia 5.42 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, amostra S1 Global 01. Observam-se partícula mista de apatita, ilmenita e óxi-hidróxidos de ferro.

### **5.10.3 – Amostra S1Global 10.**

#### **5.10.3.1 – Distribuição dos teores por fração granulométrica.**

A análise granulométrica indica que 40,1% em massa da amostra estão retidos em 0,297 mm e 20,3% em massa constituem material passante em 0,020 mm, como mostra a tabela V.118.

Tabela V.118 – Distribuição de teores por fração granulométrica – amostra S1 Global 10.

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/ P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição na amostra (%)					
	reído	acum. abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-3,36+1,68	13,7	86,3	11,9	19,4	13,8	1,1	39,3	4,1	3,6	0,6	5,3	1,63	12,9	13,8	12,7	4,6	17,4	11,2
-1,68+0,84	10,9	75,4	9,4	16,7	11,4	1,4	45,7	4,6	4,5	0,5	5,2	1,77	8,2	9,5	8,4	4,7	16,1	10,0
-0,84+0,297	15,5	59,9	12,0	20,4	13,2	1,8	34,5	5,0	5,1	0,6	5,8	1,70	14,8	16,4	13,8	9,0	17,3	15,4
-0,297+0,210	6,4	53,5	16,1	25,1	13,4	2,2	24,1	5,2	4,4	0,5	6,6	1,56	8,2	8,3	5,8	4,4	5,0	6,7
-0,210+0,149	7,9	45,5	19,0	28,4	11,9	1,8	21,0	4,5	4,3	0,5	6,0	1,49	12,0	11,7	6,3	4,6	5,4	7,1
-0,149+0,074	12,3	33,2	18,4	27,1	13,2	2,2	20,1	5,2	4,6	0,5	6,0	1,47	18,0	17,3	10,9	8,7	8,0	12,8
-0,074+0,037	9,1	24,1	14,9	22,1	16,3	2,9	21,4	6,1	5,5	0,6	7,6	1,48	10,8	10,5	10,0	8,3	6,3	11,1
-0,037+0,020	3,8	20,3	11,3	16,5	19,6	4,3	23,3	6,6	5,2	0,8	9,9	1,46	3,4	3,3	5,1	5,2	2,9	5,0
-0,020	20,3	-	7,3	8,7	19,8	7,8	33,1	5,1	3,6	0,9	10,5	1,19	11,8	9,2	27,0	50,5	21,7	20,6
Total calcul.	100,0		12,6	19,2	14,9	3,2	31,0	5,0	4,4	0,6	7,0	1,53	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, acima de 0,020 mm, estão compreendidos entre 9,4 e 19,0%, aumentando para os finos até 0,149 mm e decrescendo novamente abaixo dessa fração; a fração -0,020 mm, cujo teor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> é de 7,3%, contém 11,8% do total da amostra.

Os teores de CaO têm comportamento análogo ao P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, com valores compreendidos entre 16,5 e 28,4% (acima de 0,020 mm); a fração -0,020 mm, com teor de 8,7% de CaO, é responsável por 9,2% do total presente na amostra. As relações CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> acima de 0,020 mm estão compreendidas entre 1,46 e 1,77, com tendência a diminuição para os finos; abaixo de 0,020 mm a relação é de 1,19.

Os teores de SiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 11,4 e 13,8% nas frações acima de 0,074 mm; abaixo dessa fração eles se apresentam mais elevados com valores entre 16,3 e 19,8%.

Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> até 0,037 mm estão compreendidos entre 1,1 e 2,9%, elevando-se abaixo dessa fração; abaixo de 0,020 mm estão contidos 50,5% do Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> total da amostra.

Até 0,297 mm os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 34,5 e 45,7%, o que corresponde para este intervalo a 50,7% do Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> total da amostra; no intervalo -0,297+0,020 mm esses teores oscilam entre 20,1 e 24,1%, atingindo 33,1% abaixo de 0,020 mm, o que representa 21,7% do Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da amostra.

Os teores de MgO pouco variam em toda amostra, compreendendo valores entre 4,1 e 6,6%; os teores de TiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 3,6 e 5,5%.

### 5.10.3.2 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto da moagem.

A tabela V.119 traz a distribuição de teores por faixa granulométrica do produto da moagem abaixo de 0,297 mm.

Tabela V.119 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto da moagem.

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição no produto da moagem (%)						Distribuição na amostra (%)					
	ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
-0,297+0,210	20,4	8,2	10,4	17,9	15,6	1,7	39,0	4,5	4,2	0,6	5,1	1,72	18,5	29,7	54,1	9,6	13,9	33,1	6,6	7,4	7,7	3,3	11,3	7,4
-0,210+0,149	17,3	6,9	11,0	18,8	14,1	1,6	38,5	4,3	4,3	0,5	5,2	1,71	21,7	26,5	41,4	7,8	11,6	26,8	5,9	6,6	5,9	2,7	9,4	6,0
-0,149+0,074	22,9	9,2	11,4	19,5	13,3	1,6	38,4	4,4	4,5	0,6	5,1	1,71	29,7	36,3	51,6	9,9	15,3	36,0	8,1	9,1	7,3	3,4	12,4	8,0
-0,074+0,037	15,0	6,0	11,5	19,6	13,7	1,6	36,7	4,4	4,7	0,6	5,4	1,70	19,6	23,9	34,8	6,5	9,6	23,9	5,4	6,0	4,9	2,2	7,8	5,4
-0,037+0,020	7,3	2,9	11,7	19,9	14,9	2,0	32,7	4,6	4,5	0,7	6,9	1,70	9,7	11,8	18,4	4,2	4,2	12,1	2,7	2,9	2,6	1,4	3,4	2,7
-0,020	17,0	6,8	13,4	22,2	15,8	3,3	26,6	5,2	3,9	0,6	7,3	1,66	25,9	30,7	45,5	15,6	7,9	31,7	7,1	7,6	6,4	5,3	6,4	7,1
Total calculado	100,0	40,1	11,5	19,6	14,5	1,9	35,9	4,5	4,3	0,6	5,7	1,70	125,0	150,9	245,9	53,6	62,5	163,5	35,8	39,7	34,8	18,4	50,6	36,5

A análise granulométrica indica que 20,4% em massa do produto de moagem estão retidos em 0,210 mm e aproximadamente 17,0% em massa constituem o material passante em 0,020 mm.

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, para todo o intervalo granulométrico, situam-se entre 10,4 e 11,7%, à exceção da fração -0,020 mm onde atinge 13,4% (7,1% do total contido na amostra). As relações CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variam entre 1,66 e 1,72, decrescendo para os finos.

Os teores de SiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 13,3 e 15,8%; os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 1,6 e 2,0% nas frações maiores que 0,020 mm, elevando-se para 3,3% abaixo dessa fração, o que representa 5,3% do Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> total da amostra. Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> decrescem para os finos e estão compreendidos entre 26,6 e 39,0%. Teores de MgO variam pouco em todo o intervalo, situando-se entre 4,3 e 5,2% (na fração -0,020 mm), enquanto que os de TiO<sub>2</sub> oscilam entre 3,9% (fração -0,020 mm) e 4,7%.

### 5.10.3.3 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto composto.

A tabela V.120 traz a distribuição de teores por faixa granulométrica relativa à composição dos finos naturais com o produto moído.

Tabela V.120 – Distribuição de teores por fração granulométrica – produto composto.

Fração (mm)	% Massa		Teores (%)									CaO/	Distribuição na amostra (%)					
	retido	acum. abaixo	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
-0,297+0,210	14,6	85,4	12,9	21,1	14,6	1,9	32,5	4,8	4,3	0,6	5,8	1,64	14,8	15,8	13,8	8,3	16,0	14,1
-0,210+0,149	14,9	70,5	15,3	23,9	12,9	1,7	29,2	4,4	4,3	0,5	5,6	1,56	18,0	18,3	12,4	7,7	14,7	13,1
-0,149+0,074	21,5	49,0	15,4	23,9	13,2	1,9	27,9	4,9	4,5	0,5	5,6	1,55	26,1	26,4	18,3	12,4	20,2	20,9
-0,074+0,037	15,2	33,8	13,5	21,1	15,3	2,3	27,5	5,4	5,2	0,6	6,7	1,56	16,2	16,5	15,0	10,6	14,1	16,5
-0,037+0,020	6,7	27,1	11,5	18,0	17,6	3,3	27,4	5,8	4,9	0,7	8,6	1,57	6,1	6,2	7,7	6,7	6,2	7,8
-0,020	27,1	-	8,8	12,1	18,8	6,7	31,5	5,1	3,7	0,8	9,7	1,37	18,9	16,8	32,9	54,3	28,8	27,7
Total calcul.	100,0		12,7	19,5	15,5	3,3	29,6	5,0	4,3	0,6	7,1	1,53	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

A análise granulométrica indica que 14,6% em massa estão retidos em 0,210 mm e 27,1% em massa constituem os finos menores que 0,020 mm.

Os teores de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> acima de 0,020 mm situam-se entre 11,5 e 15,4%, decrescendo para 8,8% abaixo dessa fração; aí estão contidos 18,9% do total de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> da amostra.

As relações CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> acima de 0,020 mm são elevadas e variam entre 1,55 e 1,63; na fração -0,020 mm esse valor diminui para 1,37.

Até 0,037 mm os teores de SiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 12,9 e 15,3%; abaixo desse intervalo esses teores elevam-se atingindo 18,8% no material a -0,020 mm (33,5% do total contido na amostra). Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, até 0,020 mm, variam entre 1,7 e 3,3%, elevando-se para 6,7% abaixo dessa fração, o que corresponde a 55,8% do total de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> da amostra.

Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 27,4 a 32,5%, estando os maiores valores associados às frações extremas; abaixo de 0,020 mm estão contidos 28,1% do Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> total da amostra.

Teores de MgO oscilam entre 4,4 e 5,8% e os de TiO<sub>2</sub> entre 4,3 e 5,2%, ambos com tendência à elevação para os finos (até 0,020 mm, no caso do MgO e até 0,037 mm, para o TiO<sub>2</sub>).

#### **5.10.3.4 – Ensaio de separações minerais.**

Os resultados das separações minerais efetuadas na composição dos finos naturais com o produto da moagem estão expostos na tabela V.121. O produto flutuado total +0,037 mm representa 22,2% em massa (14,7% em relação à amostra); é constituído essencialmente por SiO<sub>2</sub> (45,3%; 42,3% do total contido na amostra) e subordinadamente por MgO (11,2%; 32,9% do total da amostra), CaO (10,7%; 7,9% do total da amostra), Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (8,7%; 4,8% do total da amostra) e Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (5,1%; 21,8% do total presente na amostra). O teor médio de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> associado a este produto é de 1,1%, o que corresponde a 1,6% do total contido no ensaio (1,2% do total contido na amostra). Junto a este produto as relações CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> são muito elevadas (valor médio de 10,2).

O produto afundado magnético total +0,037 mm corresponde a 17,9% em massa no ensaio (11,8% em massa da amostra); é composto basicamente por Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (86,8%; 38,1% do total presente na amostra), com quantidades menores de TiO<sub>2</sub> e MgO (ambos ao redor de 3,8%). O teor médio de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> associado a este produto é de 0,4%, o que corresponde a 0,3% do total contido na amostra; a relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> é elevada para todo o intervalo granulométrico (média de 4,32).

O produto afundado fortemente magnético total +0,037 mm representa 17,6% em massa (11,6% em relação à amostra); tem teor médio de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 5,9% o que corresponde a 7,0% do total contido no ensaio (5,3% do total contido na amostra); a relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> média para este produto é de 1,70. Este produto apresenta teores elevados de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (44,9%; 29,6% do total contido no ensaio; 19,4% em relação à amostra) e de TiO<sub>2</sub> (12,1%), enquanto que o de SiO<sub>2</sub> é de 8,3% e o de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> é de 2,7%.

Tabela V.121 – Distribuição de teores por fração nos produtos de separação mineral (finos naturais + produto moagem) – amostra S1 Global 10.

Fração (mm)	Produto	% Massa		Teores (%)										CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Distribuição no ensaio(%)						Distribuição na amostra (%)					
		ensaio	amostra	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	BaO	PF	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	
-0,297+0,210	Flutuado	22,4	3,27	1,40	11,3	46,9	4,76	7,97	9,91	1,10	0,36	17,6	8,07	2,39	11,95	73,2	58,1	5,84	46,81	0,35	1,88	9,82	4,46	0,95	6,58	
	Afund. Mag 0,0A	24,1	3,51	0,59	1,98	0,73	0,40	85,3	3,92	4,04	0,45	...	3,36	1,08	2,25	1,22	5,25	67,2	19,9	0,16	0,35	0,16	0,40	10,9	2,8	
	Afund. FTM 0,25A	16,2	2,36	7,91	13,5	8,72	2,49	41,5	4,33	10,5	0,83	7,26	1,71	9,75	10,33	9,8	22,0	22,0	14,8	1,44	1,63	1,32	1,69	3,58	2,08	
	Afund. FRM 0,40A	6,39	0,93	9,51	18,2	18,3	2,89	16,5	7,81	11,4	0,87	8,66	1,91	4,63	5,49	8,15	10,07	3,45	10,53	0,68	0,87	1,09	0,77	0,56	1,48	
	Afund. NMAG 0,40A	30,9	4,51	34,9	47,9	3,52	0,27	1,46	1,22	1,82	0,45	2,65	1,37	82,2	70,0	7,59	4,55	1,48	7,96	12,2	11,0	1,02	0,35	0,24	1,12	
	Total calculado	100,0	14,6	13,1	21,2	14,3	1,83	30,5	4,74	4,21	0,52	...	1,61	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	14,8	15,8	13,42	7,67	16,3	14,1	
-0,210+0,149	Flutuado	18,8	2,79	1,05	12,0	45,9	4,56	7,56	9,99	1,05	0,33	18,8	11,4	1,23	9,10	69,0	51,8	5,18	44,2	0,22	1,67	8,43	3,76	0,77	5,80	
	Afund. Mag 0,0A	17,2	2,55	0,37	1,62	0,51	0,39	85,3	3,83	3,72	0,46	2,20	4,38	0,40	1,12	0,70	4,05	53,4	15,5	0,07	0,21	0,09	0,29	7,91	2,03	
	Afund. FTM 0,25A	20,7	3,07	5,97	10,5	7,78	2,41	50,0	4,15	10,6	0,85	5,46	1,76	7,68	8,75	12,9	30,1	37,6	20,2	1,37	1,60	1,57	2,18	5,58	2,65	
	Afund. FRM 0,40A	5,35	0,80	9,77	19,1	20,5	2,86	10,9	9,07	11,2	0,72	8,85	1,95	3,25	4,12	8,77	9,25	2,12	11,4	0,58	0,75	1,07	0,67	0,31	1,50	
	Afund. NMAG 0,40A	38,0	5,66	36,9	50,1	2,84	0,21	1,22	0,97	1,67	0,36	2,59	1,36	87,4	76,9	8,65	4,83	1,69	8,69	15,7	14,1	1,06	0,35	0,25	1,14	
	Total calculado	100,0	14,9	16,1	24,8	12,5	1,65	27,4	4,25	4,26	0,49	...	1,54	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	17,9	18,3	12,2	7,3	14,8	13,1	
-0,149+0,074	Flutuado	20,9	4,50	0,98	10,8	44,8	5,30	8,77	11,9	1,05	0,36	17,1	11,0	1,23	8,98	70,2	59,2	7,44	51,4	0,32	2,37	12,83	7,15	1,52	10,7	
	Afund. Mag 0,0A	17,2	3,69	0,33	1,57	0,54	0,18	88,0	3,83	3,91	0,50	...	4,76	0,34	1,07	0,69	1,65	61,2	13,6	0,09	0,28	0,13	0,20	12,5	2,84	
	Afund. FTM 0,25A	16,6	3,58	5,63	9,73	9,41	3,00	40,8	4,53	13,2	0,98	6,90	1,73	5,63	6,42	11,7	26,6	27,5	15,5	1,47	1,70	2,14	3,21	5,62	3,25	
	Afund. FRM 0,40A	5,20	1,12	9,45	18,6	23,3	3,08	9,75	10,9	12,0	0,85	4,38	1,97	2,95	3,84	9,07	8,54	2,05	11,7	0,77	1,01	1,66	1,03	0,42	2,44	
	Afund. NMAG 0,40A	40,1	8,62	37,3	50,1	2,76	0,19	1,12	0,94	1,86	0,26	1,28	1,34	89,8	79,7	8,28	4,06	1,82	7,77	23,5	21,1	1,51	0,49	0,37	1,62	
	Total dosado			15,4	23,9	13,2	1,93	27,9	4,86	4,51	0,52	...														
-0,074+0,037	Flutuado	27,3	4,14	0,84	9,19	44,0	5,57	9,96	12,1	0,95	0,35	18,9	10,9	1,73	12,0	75,3	60,8	10,8	59,5	0,28	1,98	11,3	6,39	1,53	9,8	
	Afund. Mag 0,0A	13,6	2,06	0,10	1,12	0,29	0,28	89,0	3,53	3,42	0,46	...	11,2	0,10	0,73	0,25	1,52	48,1	8,63	0,02	0,12	0,04	0,16	6,79	1,42	
	Afund. FTM 0,25A	17,3	2,62	4,60	7,16	6,94	2,83	47,8	3,83	13,9	1,08	7,77	1,56	5,98	5,93	7,52	19,5	32,9	11,9	0,97	0,98	1,12	2,06	4,64	1,96	
	Afund. FRM 0,40A	8,40	1,27	8,59	13,7	17,8	4,06	18,6	8,33	11,5	1,13	8,42	1,59	5,43	5,52	9,37	13,63	6,22	12,6	0,88	0,91	1,40	1,43	0,88	2,08	
	Afund. NMAG 0,40A	33,5	5,08	34,4	47,2	3,60	0,34	1,49	1,21	2,98	0,42	3,79	1,37	86,8	75,8	7,56	4,55	1,99	7,31	14,1	12,5	1,13	0,48	0,28	1,20	
	Total dosado			13,5	21,1	15,27	2,34	27,5	5,44	5,17	0,62	...														
-0,037+0,020	Flutuado	42,9	2,89	2,90	9,66	38,6	6,00	12,8	11,3	1,19	0,46	18,0	3,33	12,4	25,6	84,6	70,4	21,5	75,1	0,75	1,59	6,48	4,67	1,34	5,83	
	Afund.	57,1	3,85	15,4	21,1	5,27	1,90	35,0	2,81	7,01	0,91	...	1,37	87,6	74,4	15,4	29,6	78,5	24,9	5,33	4,63	1,18	1,97	4,90	1,93	
	Total dosado			11,5	18,0	17,57	3,32	27,4	5,76	4,90	0,73	8,59														
TOTAL +0,037	Flutuado	22,2	14,7	1,05	10,7	45,3	5,12	8,70	11,2	1,03	0,35	18,0	10,2	1,57	10,3	71,9	58,0	7,26	51,0	1,17	7,90	42,3	21,8	4,77	32,9	
	Afund. Mag 0,0A	17,9	11,8	0,38	1,62	0,55	0,31	86,8	3,80	3,82	0,47	...	4,32	0,45	1,25	0,70	2,81	58,1	14,1	0,34	0,96	0,41	1,06	38,1	9,09	
	Afund. FTM 0,25A	17,6	11,6	5,95	10,1	8,28	2,70	44,9	4,23	12,1	0,94	6,79	1,70	7,01	7,67	10,5	24,4	29,6	15,4	5,26	5,90	6,16	9,14	19,4	9,9	
	Afund. FRM 0,40A	6,23	4,12	9,26	17,1	19,9	3,30	14,2	9,05	11,6	0,92	7,46	1,85	3,89	4,60	8,88	10,4	3,31	11,6	2,92	3,54	5,22	3,91	2,17	7,50	
	Afund. NMAG 0,40A	36,1	23,9	36,1	49,1	3,10	0,24	1,29	1,06	2,05	0,35	2,38	1,36	87,1	76,2	8,02	4,45	1,74	7,88	65,3	58,7	4,72	1,67	1,14	5,09	
	Total calculado	100,0	66,1	15,0	23,2	14,0	1,96	26,7	4,85	4,50	0,51	...	1,55	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	75,0	77,0	58,9	37,5	65,6	64,6	



O produto afundado fracamente magnético total +0,037 mm representa 6,2% em massa (4,1% em relação à amostra inicial); apresenta teor médio de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 9,3% o que corresponde a 3,9% do total contido no ensaio (2,9% em relação ao total da amostra); a relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> média para este produto é de 1,85. Este produto apresenta teores elevados de SiO<sub>2</sub> (19,9%), Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (14,2%) e de TiO<sub>2</sub> (11,6%), enquanto que o de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> é de 3,3%.

O produto afundado não magnético total +0,037 mm, por sua vez, representa 36,1% em massa (23,9% em relação à amostra inicial); apresenta teor médio de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 36,1% o que corresponde a 87,1% do total contido no ensaio (65,3% em relação ao total da amostra); a relação CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> média para este produto é de 1,36, mantendo-se entre 1,34 e 1,37 para todo o intervalo considerado. Os maiores diluentes deste produto são os teores residuais de SiO<sub>2</sub> (3,1%), de TiO<sub>2</sub> (2,1%), de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (1,3%) e de MgO (1,1%).

#### 5.10.3.5 – Composição mineralógica e características da apatita.

A estimativa da composição mineralógica dos finos naturais da amostra S1 Global 10 estudada está exposta na tabela V.122.

Tabela V.122 – Estimativa da composição mineralógica – amostra S1 Global 10.

S1 Global 10	Fração (mm)					Total calculado
	-0,21+0,149	-0,149+0,074	-0,149+0,074	-0,074+0,037	-0,037+0,02	
apatita	31	38	39	31	22	34
quartzo	10	9	9	10	12	10
hematita + goethita	13	15	11	14	17	14
magnetita	16	12	12	10	7	12
ilmenita	4	4	4	4	4	4
micáceos	9	8	9	12	19	10
calcita	3	3	2	2	3	2
dolomita	5	4	5	7	6	5
piroxênio e anfibólio	4	4	4	4	4	4
fosfatos secundários	1	1	1	2	3	2
anatásio	2	2	2	3	3	3
feldspatos	1	1	1	1	2	1

Esta amostra é constituída principalmente por apatita (fluorapatita; cerca de 34,0% em massa), hematita+goethita (14,0%), magnetita (~12,0% em massa), quartzo e micáceos (10,0% cada), carbonatos (7,0%, principalmente dolomita, e calcita), além de piroxênio e/ou anfibólio (4,0%), ilmenita (4,0%), anatásio (3,0%) e feldspato (1,0%).

A proporção de apatita acima de 0,037 mm varia entre 31,0 e 39,0%, diminuindo para os finos abaixo dessa fração, onde atinge 22,0% em massa na fração -0,037+0,020 mm.

O conteúdo de magnetita varia entre 7,0% (-0,020 mm) e 16,0%, diminuindo para os finos; a proporção dos demais óxi-hidróxidos de ferro (hematita + goethita) oscila entre 11,0 e 17,0% (sem tendência muito definida); a ilmenita permanece constante por todo o intervalo analisado (e da ordem de 4,0% em massa), o mesmo ocorrendo com o conteúdo de piroxênio + anfibólio.

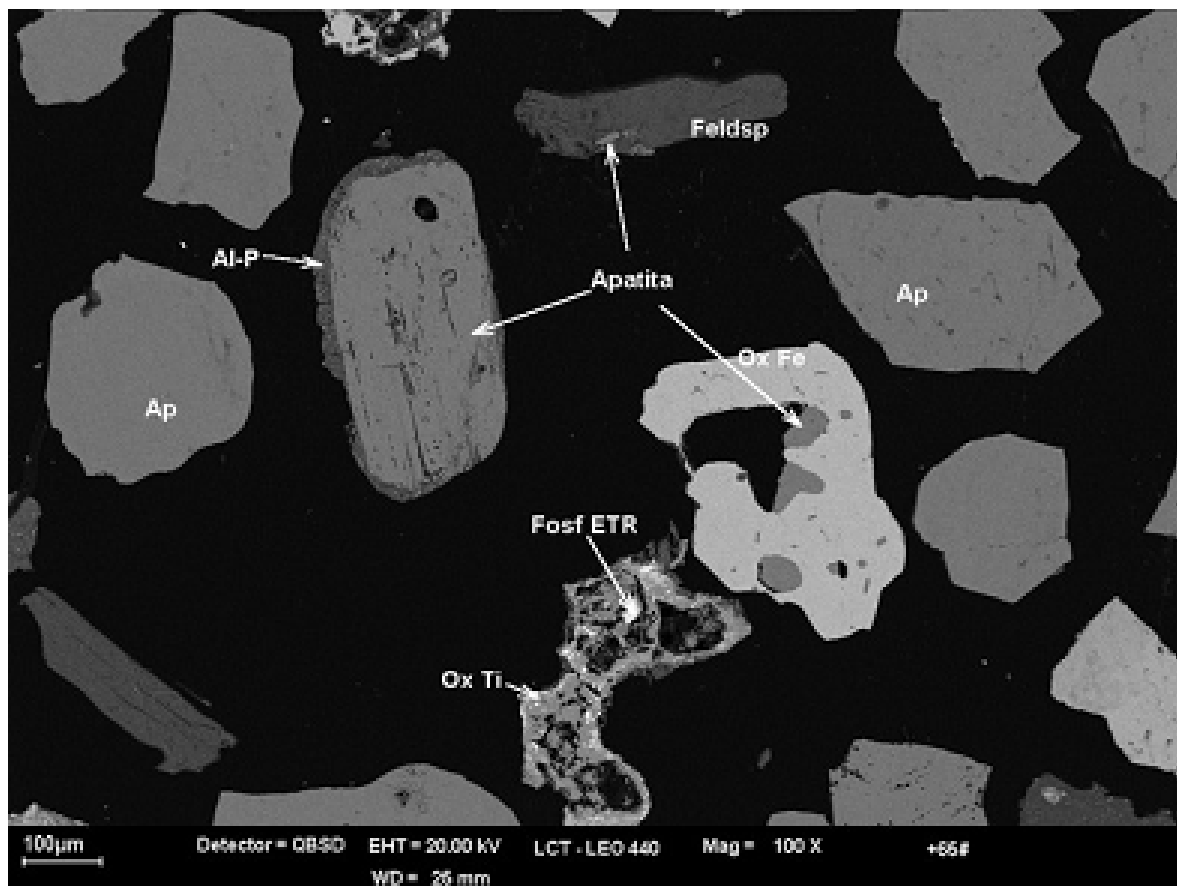
A quantidade de quartzo permanece constante e da ordem de 9,0 e 10,0% acima de 0,037 mm, elevando-se para 12,0% abaixo dessa fração; a proporção de micáceos acima de 0,074 mm varia entre 8,0 e 9,0%, elevando-se progressivamente para 19,0% abaixo dessa fração.

O conteúdo global de carbonatos (sempre com predominância de dolomita) oscila entre 7,0 e 9,0%, estando os maiores conteúdos associados ao material passante em 0,074 mm. A proporção de fosfatos secundários, representativos do conjunto de goyazita e/ou gorceixita, aumenta para os finos, situando-se entre 1,0 e 3,0%.

Como minerais traço foram observadas em microscopia eletrônicas de varredura (MEV) as presenças de perovskita, pirocloro, minerais de manganês e fosfatos de terras raras, dentre outros.

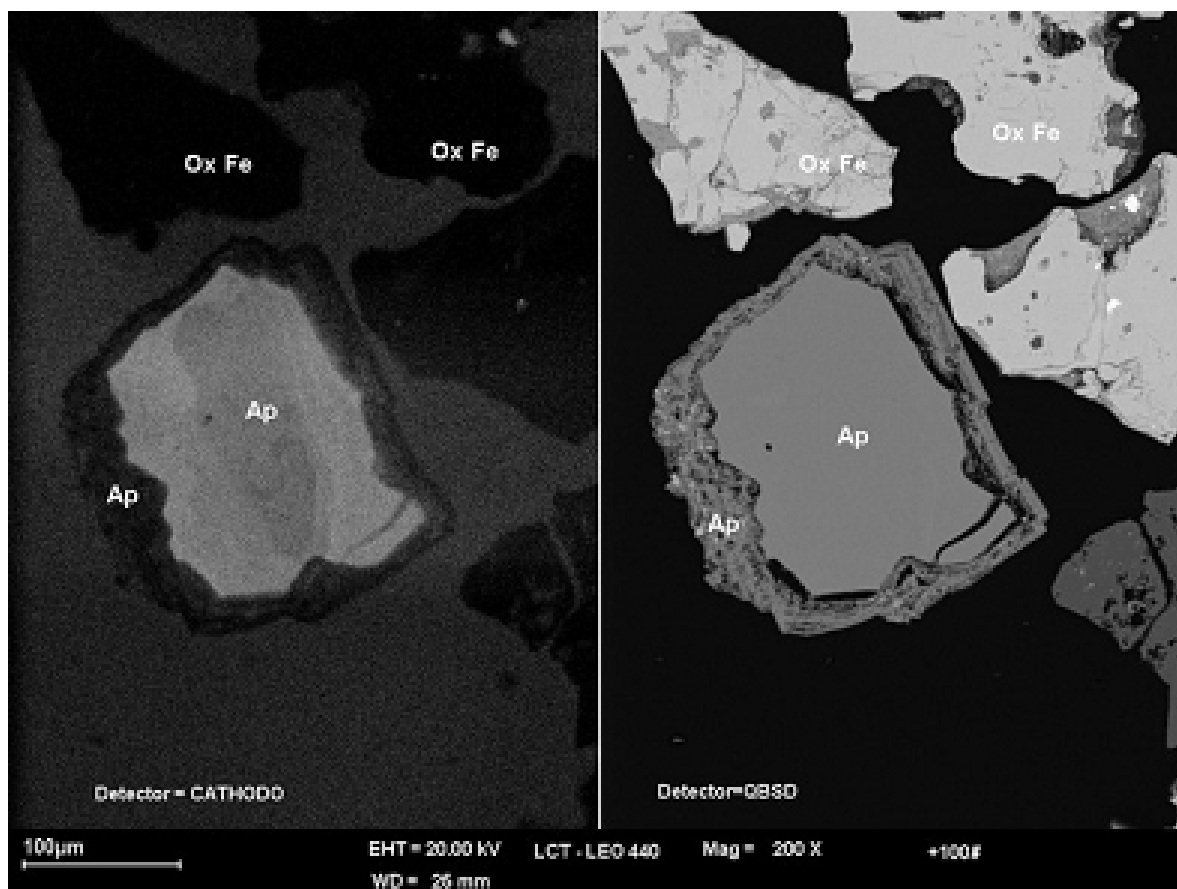
A apatita ocorre predominantemente na forma de grãos livres; forma ainda grãos mistos típicos principalmente com os óxidos de ferro e com silicatos, (fotomicrografia 5.43). Apresenta por vezes graus variados de recobrimento superficial por películas argilo-limoníticas. A apatita altamente impregnada ou mista com os oxi-hidróxidos de ferro

associa-se preferencialmente aos produtos magnéticos e representa de 11,0 a 12,0 % do total contido. A proporção de apatita livre ou ligeiramente impregnada é de 87,1%.



Fotomicrografia 5.43 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, eletro retroespalhado. Nota-se apatita na forma de grãos livres ou envolta por alumino-fosfatos; ocorre ainda em pequenas proporções associadas a feldspato e a óxidos-hidróxidos de ferro.

A fotomicrografia 5.44 apresenta as variações na composição da apatita evidenciadas pelas mudanças nos tons de cinza (à esquerda, com sensor de catodoluminescência); observa-se ainda, nessa mesma foto, a existência de duas gerações distintas de apatita. A apatita primária forma toda a parte central do grão (em tons de cinza claro e médio) e a apatita secundária (de coloração escura, quase extinta) ocorrem envolvendo esse núcleo primário. A apatita primária, na imagem à direita (com elétrons retroespalhados), corresponde a toda parte central do grão bem cristalizada, enquanto que a apatita secundária constitui a parcela que circunda esse núcleo, com aspecto de agregado.



Fotomicrografia 5.44 – Fotomicrografia obtida através de microscopia eletrônica de varredura, eletro retroespalhado (imagem à direita), amostra S1 Global 10; à esquerda com sensor de catodoluminescência.

#### 5.10.4 – Considerações sobre a comparação entre as amostras.

O sumário dos principais resultados obtidos na caracterização das duas amostras estudadas é apresentado comparativamente na tabela V.123.

Na amostra S1 Global 01 o teor de  $P_2O_5$  total é mais elevado, embora esta apresente relação  $CaO/P_2O_5$  inferior à da S1 Global 10 (1,29 e 1,53, respectivamente); a amostra S1 Global 01 tem ainda teores mais elevados de  $Al_2O_3$ ,  $Fe_2O_3$ , enquanto que a S1 Global 10 mostra maiores concentrações de  $SiO_2$ ,  $MgO$  e  $PF$ ; ambas as amostras têm teores semelhantes de  $TiO_2$  e de  $BaO$ .

Os minerais presentes em ambas são essencialmente os mesmos, apenas variando suas proporções relativas. O principal constituinte das amostras é a apatita (fluorapatita), com proporções maiores na amostra S1 Global 01, cerca de 42,0%, em relação à amostra S1 Global 10, que por sua vez apresenta valor de 34,0%. Em consequência, o quartzo e os minerais micáceos ocorrem em maior proporção na amostra S1 Global 10, atingindo respectivamente 10,0 e 11,0%, enquanto que na outra amostra os valores são de 5,0 e 4,0%, respectivamente.

Oxi-hidróxidos de ferro (hematita e goethita) apresentam proporções semelhantes em ambas as amostras (12,0 e 14,0%), o mesmo ocorrendo com a ilmenita (4,0% para as duas amostras) e o anatásio (1,0% em ambas). A magnetita atinge maiores concentrações na S1 Global 01 (cerca de 29,0% contra 12,0% em massa na amostra S1 Global 10). Na amostra S1 Global 01 não ocorrem carbonatos, minerais estes que correspondem a cerca de 7,0% em massa na S1 Global 10 (aproximadamente o dobro de dolomita em relação à calcita), o mesmo ocorrendo com o piroxênio + anfibólio (inexistentes na S1 Global 01).

Os fosfatos secundários, representativos do conjunto, constituídos de goyazita e/ou gorceixita, significam 2% em massa para a amostra S1 Global 10 e cerca de 1% para a S1 Global 01.

Tabela V.123 – Comparação entre as principais características das amostras.

<b>AMOSTRA</b>		
<b>Composição química (%)</b>	<b>S1 GLOBAL 01</b>	<b>S1 GLOBAL 10</b>
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	14,4	12,7
CaO	18,6	19,4
SiO <sub>2</sub>	8,2	15,5
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,9	3,3
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	39,6	29,6
MgO	2,1	5,0
TiO <sub>2</sub>	4,6	4,3
BaO	0,6	0,6
PF	5,1	7,1
CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,29	1,53
<b>Parcela de fósforo apatítico acima de 0,037 mm (%)</b>	99,0	97,0
<b>Composição mineralógica (%)</b>		
<b>Apatita</b>	42,0	34,0
<b>Quartzo</b>	5,0	10,0
<b>Hematita-Goethita</b>	12,0	14,0
<b>Magnetita</b>	29,0	12,0
<b>Ilmenita</b>	4,0	4,0
<b>Micáceos</b>	4,0	11,0
<b>Calcita</b>	0,0	2,0
<b>Dolomita</b>	0,0	5,0
<b>Piroxênio</b>	0,0	4,0
<b>Feldspatos</b>	0,0	1,0
<b>Fosfatos Secundários</b>	3,0	2,0
<b>Anatásio</b>	1,0	1,0
<b>Características da apatita para fins de concentração por flotação (liberação superior a 85,0%)</b>		
Malha de liberação	-0,297 mm	-0,297 mm
Apatita altamente impregnada	8,5%	7,0%
Recuperação potencial na flotação	85,0 a 90,0%	85,0 a 90,0%

Como minerais traços foram observados, em ambas as amostras, perovskita, pirocloro, minerais de manganês e fosfatos de terras raras, dentre outros.

A apatita nas amostras estudadas mostra liberação superior a 86,0% para o material abaixo de 0,297 mm. A apatita mostra, predominantemente, superfície límpida à fracamente impregnada; a parcela altamente impregnada (não flotável) ou mista com óxi-hidróxidos de ferro é inferior a 9,0%, nas amostras estudadas.

Em função das características observadas não se prevê maiores problemas em termos de concentração da apatita, para as misturas de tipologias realizadas.

#### **5.10.5 - Caracterização tecnológica amostras de Salitre em escala piloto - S1 Global 01 e S1 Global 10 – separação magnética, deslamagem e flotação em bancada.**

Nesse tópico serão apresentados os resultados de caracterização tecnológica – separação magnética, deslamagem e flotação em bancada – para as amostras **S1 Global 01** e **S1 Global 10**. Estes trabalhos, conforme citado, foram realizados de acordo com a metodologia e procedimentos de ensaios realizados para as amostras individuais.

Para este estudo procurou-se realizar, na etapa de deslamagem, um corte granulométrico na faixa de 0,02 a 0,03 mm, de forma a garantir um produto mais isento possível de ultrafinos, para o circuito de flotação. Assim, poder-se-ia obter um melhor resultado técnico para esta fase associado a uma melhor qualidade do concentrado fosfático produzido. Salienta-se que esse foi o mesmo procedimento adotado, quando do estudo das amostras individualizadas.

Pelo exposto, com este procedimento citado, os percentuais de lamas de processo a serem descartadas, nesta operação, se apresentam elevados, face a esse corte granulométrico em faixas grossas. Contudo, não deverão ser analisados como “perdas de processo”, considerando que em uma operação industrial, a etapa de recuperação de fósforo, nas frações ultrafinas será implementada, permitindo a recuperação do fósforo

contido nessas lamas dessa etapa de concentração. Dessa forma, pode-se dizer que as perdas metalúrgicas, considerando esse aproveitamento conjunto (produção de concentrado fosfático convencional e ultrafino) serão menores, que para uma possível operação única de deslamagem, com corte granulométrico na faixa de 0,01 a 0,02 mm e a operação posterior de flotação.

#### **5.10.5.1 – Amostra S1 Global 01.**

Essa amostra apresentou um teor de  $P_2O_5$  igual a 16,4% no ROM, com relação  $CaO/P_2O_5$  igual a 1,25; o teor de  $Fe_2O_3$  nesse produto foi igual a 36,3%, com 4,9% de  $TiO_2$  e 5,7% de  $Al_2O_3$ , como mostra a tabela V.124. Esse teor relativamente elevado de  $P_2O_5$  deveu-se ao critério de composição dessa amostra, o qual envolveu a incorporação de um percentual relativamente alto da tipologia foscorítica.

Durante a etapa de preparação da amostra, nota-se que o percentual de magnetita foi igual a 31,9%, com teor de  $P_2O_5$  igual a 5,5%; o percentual de lama nessa amostra foi igual a 24,4%. Após as etapas de preparação, o produto AN3, alimentação da flotação, representou 43,7%, em massa, com teor de  $P_2O_5$  igual a 27,1%.

O processo de flotação mostrou um bom desempenho, com valores de recuperação variando entre 82,7% e 84,4%, para teores de  $P_2O_5$  no concentrado entre 36,3% a 38,7%; o teor de  $Fe_2O_3$  situou-se nesses concentrados entre 1,8% e 3,9%.

Para a produção de um concentrado fosfático, com teor de  $P_2O_5$  igual a 36,0%, os resultados de desempenho dessa amostra, tabela V.124, mostram que a recuperação de  $P_2O_5$  foi igual a 72,4% e uma recuperação na flotação igual a 84,9%. Em relação à alimentação, a recuperação de  $P_2O_5$  final foi igual a 61,5%, com um rendimento em massa (recuperação em massa) igual a 28,0%.

Como exposto anteriormente, como a lama – gerada e natural – dessa amostra apresentou-se rica em  $P_2O_5$ , nota-se na tabela V.124 que o teor de  $P_2O_5$  no produto



underflow foi de 16,6%, o que sinaliza para um possível aproveitamento dessa lama na produção de um concentrado ultrafino.

Tabela V.124 – Resultado da caracterização tecnológica da amostra S1 Global 01.

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE												
<i>1 - Identificação da Amostra</i>												
Amostra:	SIGLOBAL 01											
<i>2 - Balanço de Massa</i>												
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP		
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
ROM	36.920	100,0	16,4	36,3	1,6	20,5	4,9	5,7	8,1	1,25		
Magnetita	11.782	31,9	5,5	76,5	2,6	3,4	4,9	5,6	6,8			
Lama	9.000	24,4	11,3	29,6	1,8	17,0	4,6	10,3	12,2			
AN1	21.144											
AN2												
AN3	16.138											
AN Total		43,7	27,1	10,7	0,8	34,9	5,0	3,1	6,7	1,29		
<i>3 - Ensaios de Flotação em Bancada</i>												
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados							RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	
			Teores									
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>			
C1	1.200	580	38,7	1,8	0,2	49,9	0,7	0,2	1,0	1,29	82,7	
C2	1.800	630	36,3	3,9	0,3	48,3	1,7	0,5	1,2	1,33	84,4	
C3	1.600	600	37,8	2,3	0,2	49,2	0,9	0,3	1,0	1,30	83,6	
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>												
Para um concentrado de		36,0% em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação	72,4	%								Contaminantes		
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação	84,9	%								Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,1	%
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total	61,5	%								MgO	0,3	%
Recuperação em massa total	28,0	%								CaO	48,1	%
										RCP	1,34	
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>												
Lamas	Produtos	Massa (g)	% no ensaio	% Global	Teores							
					P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	
	Overflow	6.252	71,8	17,6	7,7	29,3	1,3	7,8	4,5	11,8	14,7	
	Underflow	2.456	28,2	6,9	16,6	21,5	1,3	20,5	6,4	6,3	11,3	
Total	8.708	100,0	-	10,2	27,1	1,3	11,4	5,1	10,3	13,8		
<i>5.1 - Estimativa de Desempenho do Processo de Concentração por Flotação do Ultrafino</i>												
Para um concentrado de		33,5% em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>										
Rendimento em Massa		22,4	%									
Recup. de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Flotação Ultrafinos		18,0	%									
Rendimento em Massa Global		1,5	%									
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>												
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)										
Concentrado Convencional	28,0	61,5										
Concentrado Ultrafino	1,5	3,1										
Total	29,5	64,6										

Para produção de um concentrado ultrafino com 33,5% de  $P_2O_5$ , estima-se um rendimento em massa no ultrafino de 22,4%, com uma recuperação de 18,0%  $P_2O_5$ . Em termos globais, isso representará 1,5%.

Em suma, o item 6 da tabela V.124 mostra que o rendimento em massa final será de 29,5%, com uma recuperação final de  $P_2O_5$  igual a 64,6%.

#### **5.10.5.2 – Amostra S1 Global 10.**

A amostra S1 Global 10 apresentou um teor de  $P_2O_5$  igual a 13,1%, valor esse, relativamente inferior, comparado à amostra anterior. Esse fato deveu-se à presença nessa amostra de um percentual acentuado da tipologia piroxenítica. Os teores de óxidos, provenientes das principais impurezas foram:  $Fe_2O_3$  igual a 28,6%;  $MgO$  igual a 5,2%;  $TiO_2$  igual a 4,5% e  $SiO_2$  igual a 13,7%, como mostra a tabela V.125.

Durante a etapa de preparação da amostra, o percentual de magnetita foi igual a 20,5%, com teor de  $P_2O_5$  igual a 5,2%. A quantidade de lama nessa amostra foi de 34,1%, com teor de  $P_2O_5$  igual a 9,7%. O produto AN3 – alimentação da flotação – representou 45,5%, com um teor de  $P_2O_5$  igual a 19,2%. Comparado à amostra S1 Global 01, o teor de  $P_2O_5$  nesse produto foi relativamente inferior devido à composição original da amostra, a qual envolveu a presença de furos de sonda com tipologia predominantemente piroxenítica.

Essa amostra, também, apresentou um bom desempenho na flotação em bancada, com valores de recuperação de  $P_2O_5$  na flotação variando de 69,2%, quando o teor no concentrado foi de 37,9%, até 81,1%, para um teor de  $P_2O_5$  no concentrado igual a 35,5%.

A tabela V.125 mostra a estimativa para a produção de um concentrado com 36,0% de  $P_2O_5$ , onde têm-se que o valor de recuperação de  $P_2O_5$  na preparação da amostra foi de

66,6% e, na flotação – para um teor de 36,0% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – a recuperação de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> foi igual a 80,7%.

Tabela V.125 - Resultado da caracterização tecnológica da amostra S1 Global 10.

CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DA JAZIDA DE SALITRE											
<i>1 - Identificação da Amostra</i>											
Amostra:	SIGLOBAL 10										
<i>2 - Balanço de Massa</i>											
Itens	Massa (g)	Massa (%)	Teores							RCP	
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
ROM	76.010	100,0	13,1	28,6	5,2	20,8	4,5	3,8	13,7	1,59	
Magnetita	15.551	20,5	5,2	65,8	4,1	7,5	4,4	1,8	6,3		
Lama	25.900	34,1	9,7	30,2	7,3	16,6	4,2	6,6	15,5		
AN1	43.751										
AN2											
AN3	30.988		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	RCP	
AN Total		45,5	19,2	10,7	4,2	30,0	4,9	2,6	15,8	1,57	
<i>3 - Ensaios de Flotação em Bancada</i>											
Produtos	Consumo de Coletor (g/t AN)	Massa (g)	Concentrados							RCP	Recup. P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)
			Teores								
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>		
C1	300	438	35,5	1,1	0,6	50,9	0,3	0,3	1,5	1,43	81,1
C2	200	410	36,8	0,8	0,5	51,3	0,2	0,2	1,2	1,39	78,6
C3	150	350	37,9	0,6	0,4	51,7	0,2	0,1	1,1	1,36	69,2
<i>4 - Resultados de Desempenho da Amostra</i>											
Para um concentrado de		36,0 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na preparação	66,6	%	Contaminantes								
			Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,0	%						
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> na flotação	80,7	%	MgO	0,6	%						
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> total	53,8	%	CaO	51,0	%						
Recuperação em massa total	19,5	%	RCP	1,42							
<i>5 - Estimativa de Produção de Concentrado Ultrafino</i>											
Lamas	Produtos	Massa (g)	% no ensaio	% Global	Teores						
					P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
	Overflow	14.292	59,6	20,3	7,5	28,2	5,1	9,9	3,5	6,8	15,7
	Underflow	9.696	40,4	13,8	13,6	18,8	4,8	19,6	5,8	3,5	16,1
	Total	23.988	100,0	-	10,0	24,4	5,0	13,8	4,4	5,5	15,8
<i>5.1 - Estimativa de Desempenho do Processo de Concentração por Flotação do Ultrafino</i>											
Para um concentrado de		33,5 % em P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>									
Rendimento em Massa	18,0	%									
Recup. de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Flotação Ultrafinos	17,8	%									
Rendimento em Massa Global	2,5	%									
<i>6 - Produção Final de Concentrados (Convencional e Ultrafinos)</i>											
Produtos	Rendimento em massa (%)	Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)									
Concentrado Convencional	19,5	53,8									
Concentrado Ultrafino	2,5	6,4									
Total	22,0	60,2									

Recuperação de  $P_2O_5$  total foi de 53,8%, com um rendimento em massa (recuperação em massa) igual a 19,5%.

O underflow da microdeslamagem representou 13,8% da amostra, com um teor de  $P_2O_5$  igual 13,6%. A partir desse valor, estima-se um desempenho na produção de ultrafino para essa amostra de 18,0% (rendimento em massa) e 17,8% (recuperação de  $P_2O_5$ ).

Isso implicará em um rendimento em massa global igual a 2,5%. Logo, a produção final de concentrados (convencional e ultrafino) implicará em um rendimento em massa de 22,0% e recuperação de  $P_2O_5$  igual a 60,2%, tabela V.125, item 6.

#### **5.10.5.3 – Considerações sobre a caracterização tecnológica.**

Comparando os resultados obtidos para as amostras, nota-se que a amostra S1Global 01 apresentou melhores desempenhos que a amostra S1 Global 10. Esse melhor desempenho deveu-se à predominância da tipologia foscóritica nessa amostra. A incorporação da tipologia piroxenítica implicou numa redução nos valores de  $P_2O_5$ , tanto no ROM, quanto no AN3 e, como consequência, houve um decréscimo nos valores de recuperação de  $P_2O_5$  e em massa.

#### **5.10.5.4 – Quadro Comparativo.**

Os resultados dos rendimentos do processo e os valores esperados para os elementos contaminantes do concentrado fosfático previsto são indicados nas tabelas V. 126 e V. 127, para as tipologias de minérios e amostras blendadas.

Tabela V.126 – Quadro resumo dos rendimentos em massa e recuperações em P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> para as tipologias de minérios.

	AMOSTRAS					
	Apatito	Foscorito Intemperizado	Foscorito Silicificado	Zona de Mistura	Piroxenito Intemperizado	Piroxenito
<b>Rendimento em massa (%)</b>						
Concentrado Convencional	48,2	35,2	24,6	24,9	22,4	4,5
Concentrado Ultrafino	8,2	2,2	3,8	6,3	1,8	0,3
Soma	56,4	37,4	28,4	31,2	24,2	4,8
<b>Recuperação em P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (%)</b>						
Concentrado Convencional	55,2	60,9	53,7	47,8	57,2	17,5
Concentrado Ultrafino	9,0	3,6	7,8	11,4	4,3	1,1
Soma	64,2	64,5	61,5	59,2	61,5	18,6
<b>Química Concentrado Convencional (%)</b>						
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	35,5	35,5	35,5	35,5	35,5	35,5
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,6	6,6	5,1	4,1	4,5	1,1
MgO	0,2	0,2	0,2	0,4	0,4	0,9
CaO	49,7	49,2	48,0	48,6	48,5	53,5

Tabela V.127 - Quadro resumo dos rendimentos em massa e recuperações em P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> para as amostras blendadas.

	AMOSTRAS	
	S1 Global 01	S1 Global 10
<b>Rendimento em massa (%)</b>		
Concentrado Convencional	28,0	19,5
Concentrado Ultrafino	1,5	2,5
Soma	29,5	22,0
<b>Recuperação em P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (%)</b>		
Concentrado Convencional	61,5	53,8
Concentrado Ultrafino	3,1	6,4
Soma	64,6	60,2
<b>Química Concentrado Convencional (%)</b>		
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	35,5	35,5
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,1	1,0
MgO	0,3	0,6
CaO	48,1	51,0

### **5.10.6 – Ensaio de solubilização dos concentrados obtidos a partir das amostras de Salitre.**

Nesta seção serão apresentados os resultados de solubilização de concentrados obtidos a partir das amostras com tipologia foscorito e piroxenito. Também, serão apresentados os resultados de solubilização dos concentrados S1 Global 01 e S1 Global 10.

Estes estudos tiveram o objetivo de obtenção de dados empíricos de solubilidade das rochas de Salitre (foscorito e piroxenito) em diversas soluções ácidas e compará-las aos dados de solubilização com concentrados fosfáticos provenientes de Tapira e Catalão.

O conhecimento da solubilidade de concentrados fosfáticos em várias soluções ácidas assim como correlações entre compostos químicos destas e suas solubilizações é de relevante importância para se obter uma escala de “qualidade” destas para seus diversos usos na indústria de fertilizantes.

#### **5.10.6.1 – Ensaio de solubilização de concentrados provenientes das amostras de Foscorito e Piroxenitos.**

Visando o conhecimento do comportamento das amostras de concentrados fosfáticos provenientes de Salitre, procurou-se verificar os comportamentos com respeito à solubilização química, que será um dos possíveis destinos e utilização destes concentrados.

Inicialmente, estudaram-se amostras de concentrados originários das litologias piroxeníticas e foscoríticas, com o objetivo de verificação dos comportamentos dos minerais contaminantes.

Estes testes foram realizados em escala laboratorial, sendo executados de formas comparativas a outros concentrados fosfáticos, notadamente, os provenientes de Tapira e Catalão.

Foram realizados os ensaios verificando a solubilidade em relação a:

- Citrato neutro de amônia;
- Acido cítrico;
- Acido fosfórico;
- Acido sulfúrico, que servem como padrões comparativos.

Os valores de solubilidade dos testes realizados com os concentrados provenientes de amostras foscorítica e piroxenítica serão apresentados, utilizando como padrão o concentrado fosfático de Tapira (CMT), onde seus valores de solubilidade serão valores de referência (utilizar-se-á o valor de 100) para comparação entre os resultados dos demais concentrados fosfáticos. Outrossim, foram testados diferentes faixas granulométricas. Os valores absolutos de solubilidade são apresentados nas tabelas V.128 e V.129, para a fração -150+200 malhas Tyler.

As amostras ensaiadas foram composições de concentrados obtidos na etapa cleaner de testes de flotação, cujas composições químicas apresentaram os seguintes valores:

Tabela V.128 – Solubilidade em Malha -150+200 malhas Tyler.

<b>Parâmetros</b>	<b>Tapira</b>	<b>Catalão</b>	<b>Foscorito</b>	<b>Piroxenito</b>
Solúvel em CNA	100	123	174	235
Solúvel em SAC	100	104	136	128
SSA	100	118	114	132

Tabela V.129 – Solubilidade em Malha -150+325 malhas Tyler.

<b>Parâmetros</b>	<b>Tapira</b>	<b>Catalão</b>	<b>Foscorito</b>	<b>Piroxenito</b>
Solúvel em CNA	100	81	147	129
Solúvel SAC	100	80	127	120
Solúvel em H <sub>3</sub> PO <sub>4</sub>	100	82	83	88
Solúvel em H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	100	52	70	83
SSA	100	121	113	110

No caso da solubilização em Citrato Neutro de Amônia, com a fração (-0,106+0,075 mm), tabela V.128, os resultados obtidos para as amostras foscorito e piroxenito foram superiores aos valores de solubilização das amostras de concentrados fosfáticos de Tapira.

Tabela V.130 – Solubilidade em malha 100% abaixo de 325 malhas Tyler.

<b>Parâmetros</b>	<b>Tapira</b>	<b>Catalão</b>	<b>Foscorito</b>	<b>Piroxenito</b>
Solúvel em CNA	100	72	94	119
Solúvel em SAC	100	72	95	109
SSA	100	90	145	102

Os valores de solubilidade dos concentrados, foscorito e piroxenito, com ácido fosfórico e ácido sulfúrico, são apresentados na tabela V.130. Observa-se que o concentrado Piroxenito apresentou uma performance na solubilização, com ácido fosfórico, superior à da amostra foscorito. No caso da solubilização com ácido sulfúrico, a amostra Piroxenito teve uma solubilização superior às amostras foscorito e Catalão (CMC), porém, em relação à amostra Tapira (CMT), seu valor de solubilização foi inferior.



### 5.10.6.2 - Ensaio de solubilização de concentrados provenientes das amostras de S1 Global 01 e S1 Global 10.

Os resultados de solubilização comparativos entre as amostras S1 Global 01, S1 Global 10, Catalão (CMC) e Tapira (CMT) são apresentados nas tabelas V. 131 a V.133. Nota-se que houve uma diferença de comportamento com relação ao verificado com as rochas anteriores (foscorito e piroxenito). Os concentrados S1 Global 01 e S1 Global 10 apresentaram boa solubilidade, porém inferiores às observadas na primeira avaliação.

Para este caso, trabalhou-se com amostras dos concentrados fosfáticos obtidos por flotação, e partir de amostras blendadas dos minerais (foscoritos e piroxenitos), tendo-se por base o planejamento de lavra da reserva mineral.

Os dois concentrados fosfáticos de Salitre apresentaram solubilidade em solução de ácido cítrico a 2,0% (SAC) inferiores aos concentrados fosfáticos, ao contrário do que foi verificado nos testes anteriores.

Tabela V.131 - Rocha passante na malha 150 e retido na malha 200 (-150+200), Tyler.

Parâmetro	Tapira (CMT)	Catalão (CMC)	Salitre Global 01	Salitre Global 10
Solúvel em CNA	0,7%	0,7%	0,8%	0,5%
Solúvel em SAC	2,1%	2,4%	2,2%	1,7%
SSA (cm <sup>2</sup> /g)	413	424	391	385

Tabela V.132 - Rocha passante na malha 150 e retido na malha 325 (-150+325), Tyler.

Parâmetro	Tapira (CMT)	Catalão (CMC)	Salitre Global 01	Salitre Global 10
Solúvel em CNA	1,0%	0,9%	1,1%	0,8%
Solúvel em SAC	2,7%	2,6%	2,4%	1,9%
SSA (cm <sup>2</sup> /g)	714	597	562	593

Tabela V.133 - Rocha passante na malha 325 (-325), Tyler.

Parâmetro	Tapira (CMT)	Catalão (CMC)	Salitre Global 01	Salitre Global 10
Solúvel em CNA	1,9%	3,4%	1,9%	1,2%
Solúvel em SAC	3,3%	4,0%	3,2%	2,1%
SSA (cm <sup>2</sup> /g)	1464	1712	1066	1192

Somente o concentrado fosfático Salitre Global 01 apresentou solubilidade em solução de citrato neutro de amônio a 2,0% (CNA) superior aos demais concentrados fosfáticos nacionais.

Os dois concentrados fosfáticos de Salitre apresentaram solubilidades em H<sub>3</sub>PO<sub>4</sub> inferiores à do concentrado de Tapira, porém superiores à do concentrado de Catalão. O mesmo comportamento foi verificado na solubilização com H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>. Já no teste anterior, as solubilidades em H<sub>3</sub>PO<sub>4</sub> tinham-se mostrado bem próximas às obtidas com aos concentrados nacionais, enquanto que nessa avaliação os resultados mostraram-se superiores.

O concentrado Salitre Global 01 e Salitre Global 10, com perspectivas de planejamento de lavras de 1 e 10 anos, respectivamente, apresentaram composições químicas bastante divergentes, mais notadamente quanto aos teores de Ferro e de Carbonatos (CO<sub>2</sub>).

O concentrado Salitre Global 10 gerou mais espumas durante os testes em bancada, provavelmente devido à maior quantidade de carbonatos, indicada pelo maior teor de CO<sub>2</sub> observado em análise no laboratório.

A rocha de Salitre 01 gerou maior depósito de material “preto” no fundo do béquer, provavelmente devido à presença de Ferro na forma de Magnetita (Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>) na composição da mesma. Os resultados de análises indicaram a presença de 3,6% de Ferro expresso na forma de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, enquanto que nos concentrados de Tapira e Salitre Global 10, os teores foram respectivamente 1,8% e 1,4%.

A proximidade dos resultados de solubilidade com os concentrados de Catalão e Tapira indicam que o concentrado Salitre apresenta potencial para a produção de ácido fosfórico e de fertilizantes fosfatados convencionais, tais como superfosfato triplo pó (TSP) e superfosfatos simples pó (SSP).

#### **5.10.6.3 – Elementos menores.**

Objetivando conhecer, com maior profundidade, as características químicas dos concentrados da flotação aniônica, procurou-se analisar os elementos menores constituintes desses concentrados.

Para a realização dessas determinações utilizaram-se de amostras dos concentrados dos testes de flotação e a obtenção de uma amostra por mistura de produtos considerando:

- amostras cujos resultados químicos médios dentro da faixa usual das especificações químicas.
- amostras com teores de fósforo em faixa inferior às especificações, obtidas pelos testes de flotação em que se utilizou elevada dosagem de reagente coletor.
- amostras com teores em faixa superior, obtidos por sua vez com menores dosagens deste mesmo coletor.

Assim, teve-se a possibilidade de se obter toda a faixa possível de minerais associados à apatita, para representar as associações possíveis e, por consequência, apresentar os elencos de elementos químicos menores constituintes.

As análises químicas destas amostras foram realizadas nos laboratórios do CNEN – Comissão Nacional de Energia Nuclear, em Poços de Caldas, MG.

Os métodos de análise utilizados para as determinações químicas foram:

Metodologia	Elementos
Espectrometria por fluorescência de raios-X	Sr
Espectrometria de absorção atômica	Co, Cu, Ni, K e Na
Espectrofotometria	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> e F
Gravimetria	SiO <sub>2</sub>
Volumetria	CaO, Cl
Potenciometria	F
Volumetria com nitrato de mercúrio	Cl
Espectrofotometria com arsenazo	U e Th
Espectrometria por plasma – ICP	demais determinações

Os resultados das análises são mostrados na tabela V.134:

Tabela V.134 – Análises químicas dos concentrados fosfáticos.

Determinação	Amostra					
	Apatitito	Foscorito Intemperizado	Foscorito Silicificado	Zona de Mistura	Piroxenito Intemperizado	Piroxenito
	APAT	FIT	FST	ZMT	PIT	PT
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	38,9 ± 0,3	36,9 ± 0,3	37,1 ± 0,4	38,6 ± 0,4	38,0 ± 0,3	37,4 ± 0,3
CaO (%)	50,2 ± 0,5	51,1 ± 0,6	48,8 ± 0,5	50,4 ± 0,6	50,0 ± 1,0	51,0 ± 0,4
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	2,7 ± 0,08	1,8 ± 0,01	3,5 ± 0,08	4,1 ± 0,05	2,5 ± 0,1	1,7 ± 0,01
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	0,3 ± 0,02	0,2 ± 0,02	0,4 ± 0,05	0,2 ± 0,04	0,2 ± 0,03	0,1 ± 0,04
MgO (%)	0,3 ± 0,06	0,3 ± 0,07	0,2 ± 0,07	0,1 ± 0,01	0,3 ± 0,02	0,6 ± 0,01
TiO <sub>2</sub> (%)	1,2 ± 0,05	1,1 ± 0,01	1,7 ± 0,01	0,2 ± 0,03	2,2 ± 0,1	1,2 ± 0,1
BaO (%)	0,2 ± 0,03	0,7 ± 0,01	0,3 ± 0,02	0,1 ± 0,01	0,1 ± 0,01	0,1 ± 0,01
SiO <sub>2</sub> (%)	1,2 ± 0,05	1,4 ± 0,04	1,1 ± 0,09	1,1 ± 0,2	1,2 ± 0,1	1,3 ± 0,06
MnO <sub>2</sub> (%)	0,2 ± 0,001	0,1 ± 0,001	0,3 ± 0,008	0,3 ± 0,001	0,2 ± 0,006	0,1 ± 0,01
Cr (mg kg <sup>-1</sup> )	56 ± 1	57 ± 2	63 ± 2	55 ± 3	61 ± 1	53 ± 1
Pb (mg kg <sup>-1</sup> )	81 ± 1	70 ± 2	147 ± 3	89 ± 1	85 ± 1	67 ± 1
Zn (mg kg <sup>-1</sup> )	99 ± 5	70 ± 2	152 ± 2	111 ± 1	86 ± 4	46 ± 1
V (mg kg <sup>-1</sup> )	124 ± 1	77 ± 1	130 ± 2	132 ± 2	90 ± 5	103 ± 3
Co (mg kg <sup>-1</sup> )	21 ± 1	13 ± 1	33 ± 1	33 ± 3	20 ± 2	12 ± 1
Cu (mg kg <sup>-1</sup> )	22 ± 1	12 ± 1	23 ± 1	36 ± 4	13 ± 1	9 ± 1
Ni (mg kg <sup>-1</sup> )	28 ± 1	26 ± 1	42 ± 1	45 ± 1	31 ± 1	20 ± 1
Sr (%)	0,7 ± 0,01	0,7 ± 0,01	0,7 ± 0,01	0,7 ± 0,01	0,7 ± 1	0,8 ± 0,01
K (mg kg <sup>-1</sup> )	76 ± 4	168 ± 10	110 ± 10	78 ± 4	78 ± 4	236 ± 16
Np (mg kg <sup>-1</sup> )	903 ± 13	1000 ± 45	1162 ± 46	1164 ± 18	1035 ± 21	1048 ± 56
Ce (%)	0,3 ± 0,005	0,2 ± 0,001	0,4 ± 0,001	0,4 ± 0,001	0,3 ± 0,003	0,2 ± 0,001
La (%)	0,2 ± 0,003	0,1 ± 0,001	0,2 ± 0,001	0,1 ± 0,001	0,1 ± 0,002	0,1 ± 0,001
Nd (%)	0,1 ± 0,001	0,1 ± 0,001	0,1 ± 0,001	0,1 ± 0,001	0,1 ± 0,001	0,1 ± 0,001
Dy (%)	0,01 ± 0,001	0,01 ± 0,001	0,016 ± 0,001	0,014 ± 0,001	0,012 ± 0,001	0,011 ± 0,001
Gd (%)	0,03 ± 0,001	0,02 ± 0,001	0,044 ± 0,001	0,032 ± 0,001	0,026 ± 0,001	0,023 ± 0,001
Yb (mg kg <sup>-1</sup> )	16 ± 1	12 ± 1	19 ± 1	13 ± 1	13 ± 1	14 ± 1
Y (%)	0,025 ± 0,001	0,019 ± 0,001	0,03 ± 0,001	0,020 ± 0,001	0,021 ± 0,001	0,023 ± 0,001
Sm (%)	0,026 ± 0,001	0,019 ± 0,001	0,029 ± 0,001	0,028 ± 0,001	0,023 ± 0,001	0,019 ± 0,01
Cl (mg kg <sup>-1</sup> )	0,15 ± 3	29 ± 4	25 ± 2	39 ± 3	18 ± 1	12 ± 1
F (%)	1,8 ± 0,04	2,1 ± 0,08	1,9 ± 0,08	1,8 ± 0,02	1,8 ± 0,02	1,8 ± 0,02
S (%)	< 0,005	< 0,005	< 0,005	< 0,005	< 0,005	< 0,005
U (mg kg <sup>-1</sup> )	67 ± 4	68 ± 5	94 ± 4	68 ± 4	77 ± 2	16 ± 1
Th (mg kg <sup>-1</sup> )	104 ± 1	52 ± 1	101 ± 5	105 ± 5	28 ± 1	28 ± 3

Obs.: Os valores indicam o valor médio e o desvio em relação à média.

Os resultados obtidos para as amostras S1 Global 01 e S1 Global 10 são mostrados na tabela V.135.

Tabela V.135 – Resultados das análises dos concentrados fosfáticos proveniente de apatitito (APAT) e foscorito intemperizado (FIT).

Determinação	Amostra	
	Apatitito (APAT)	Foscorito Intemperizado (FIT)
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	39,5 ± 0,3	38,1 ± 0,3
CaO (%)	51,0 ± 1,0	52,4 ± 0,1
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	2,3 ± 0,07	0,96 ± 0,7
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	0,28 ± 0,004	0,16 ± 0,001
MgO (%)	0,17 ± 0,004	0,89 ± 0,005
SiO <sub>2</sub> (%)	1,1 ± 0,1	1,1 ± 0,1
TiO <sub>2</sub> (%)	1,0 ± 0,03	0,30 ± 0,003
BaO (%)	0,06 ± 0,002	0,17 ± 0,004
MnO <sub>2</sub> (%)	0,23 ± 0,001	0,09 ± 0,001
Sr (%)	0,74 ± 0,001	0,80 ± 0,002
Ce (%)	0,34 ± 0,001	0,30 ± 0,005
Le (%)	0,14 ± 0,001	0,13 ± 0,002
Dy (%)	0,01 ± 0,001	0,01 ± 0,001
Y (%)	0,02 ± 0,001	0,02 ± 0,001
Sm (%)	0,03 ± 0,001	0,02 ± 0,001
F (%)	1,49 ± 0,03	1,86 ± 0,07
S (%)	< 0,005	< 0,005
Cr (mg kg <sup>-1</sup> )	52 ± 1	48 ± 3
Pb (mg kg <sup>-1</sup> )	77 ± 3	60 ± 4
Zn (mg kg <sup>-1</sup> )	67 ± 1	54 ± 1
V (mg kg <sup>-1</sup> )	99 ± 7	83 ± 5
Co (mg kg <sup>-1</sup> )	67 ± 1	54 ± 1
Cu (mg kg <sup>-1</sup> )	22 ± 0,7	11 ± 1
Cr (mg kg <sup>-1</sup> )	21 ± 1	12 ± 1
Ni (mg kg <sup>-1</sup> )	29 ± 1	21 ± 2
Yb (mg kg <sup>-1</sup> )	10 ± 2	11 ± 1
U (mg kg <sup>-1</sup> )	57 ± 2	36 ± 4
Th (mg kg <sup>-1</sup> )	129 ± 5	58 ± 1

## **5.11 – Projeto conceitual de aproveitamento industrial do minério de Salitre.**

Os resultados da caracterização tecnológica realizada para as diferentes tipologias do minério fosfático de Salitre possibilitaram que se realizasse um plano de aproveitamento técnico e econômico, de forma a estabelecer um fluxograma de processo, definir um balanço de massa e água, dimensionar os equipamentos de beneficiamento, bem como estabelecer um nível de investimento, para a implantação de uma unidade industrial.

### **5.11.1 – Descrição do projeto.**

Este tópico tem por objetivo apresentar, sucintamente, um estudo conceitual de aproveitamento econômico para a reserva mineral de fosfato de Salitre.

Estudou-se a implantação de um Complexo Industrial compreendendo as etapas de: mineração, usina de beneficiamento, transporte do concentrado fosfático por um mineroduto, instalações de filtragem e secagem e estação de embarque rodo-ferroviário.

As etapas de mineração e beneficiamento serão localizadas junto à mina e as operações de filtragem, secagem e embarque do concentrado realizar-se-ão em um Terminal Rodo-ferroviário situado a aproximadamente 8 km da mina, em função da infra-estrutura de transporte.

Neste Terminal serão realizadas as etapas de filtragem (produção de concentrado fosfático úmido) e secagem (produção de concentrado fosfático seco), armazenamento dos produtos em galpões, bem como sistema de carregamento dos produtos seja em caminhões ou vagões, para ambos os produtos (rocha seca e rocha úmida). Para o transporte ferroviário deverá ser implementado um ramal ferroviário juntamente com a concessionária local.

Considera-se a implantação do projeto em duas etapas, sendo a primeira fase dimensionada para o beneficiamento de um minério mais rico (13,5% de  $P_2O_5$ ) e uma

produção anual mínima de 500.000 toneladas de concentrado fosfático. Esta opção foi considerada após os trabalhos de planejamento de lavra, bem como, dos resultados obtidos com as amostras S1 Global 01 e S1 Global 10. Dessa forma será possível um melhor fluxo de caixa, apresentando melhores resultados econômicos. Uma possível operação de lavra para fração mais rica, nos primeiros anos, possibilita a obtenção de um maior valor presente para um empreendimento industrial, indicando uma melhor avaliação técnica e econômica.

Em função do mercado, contemplou-se que esta fase deverá durar de 5 a 6 anos, considerando a reserva mineral e o planejamento de lavra realizado quando deverá entrar em operação a Fase II do empreendimento. Nesta segunda etapa, projeta-se a lavra de um minério mais pobre (11,0%  $P_2O_5$ ), com natureza tipológica diferenciada do minério da fase anterior (minério piroxenítico em lugar de predominância de minério foscorítico da fase inicial). Essa redução do teor de  $P_2O_5$  do minério exigirá incremento na taxa de alimentação da usina de 280,0 t/h (Fase I) para 700,0 t/h (Fase II). A produção anual de concentrado fosfático será de 1.000.000 toneladas, na Fase II.

Considera-se neste estudo, que as operações da mineração devam ser constituídas de atividades terceirizadas onde se possa remunerar este terceiro por valor do custo do minério colocado na britagem.

Salienta-se que durante o intervalo de tempo entre a data atual até um possível início do projeto de engenharia de detalhes, atividades de pesquisa e desenvolvimento, bem como operações pré-lavra (“stripping”) tenham que ser realizadas. A exemplo há a necessidade de se realizar nova campanha de sondagem, dessa vez voltada para o desenvolvimento da mina e a continuidade dos estudos tecnológicos de concentração mineral, bem como os estudos de solubilização química e aproveitamento do concentrado fosfático.

Como considerações do projeto, salienta-se que algumas atividades industriais serão dimensionadas para atender as duas fases do empreendimento, como a britagem, o transportador de correia de longa distância, o mineroduto etc. As pilhas de



homogeneização deverão ser acrescentadas na fase posterior do projeto, garantindo maior volume de minério estocado. Para a etapa de beneficiamento, prevê-se a instalação de uma nova usina de concentração, considerando-se novas etapas de moagem, deslamagem, flotação, etc. Há de se frisar que para o caso acima citado haverá adequação dos circuitos, seja para atender as diferenças de comportamento tecnológico dos tipos minerais, seja para atender aos requisitos de capacidade produtiva ou da qualidade do concentrado produzido.

### **5.11.2 – Beneficiamento.**

#### **5.11.2.1 – Dados e Critérios Básicos de Projeto.**

A usina de beneficiamento para este estudo foi projetada para operar em duas fases distintas conforme citado. Na primeira fase a produção de concentrado fosfático seria de 500.000 t/ano, com 36,0% de  $P_2O_5$ , a partir de uma alimentação com teor médio de 13,5% de  $P_2O_5$  apatítico.

O “revamping” previsto para a segunda fase (Fase II) proporcionaria produção de 1.000.000 t/ano de concentrado fosfático, com 36,0% de  $P_2O_5$ . O teor médio esperado da alimentação desta fase é de 11,0% de  $P_2O_5$  apatítico. Devido à redução do teor de alimentação, a massa que alimentará a usina deverá ser incrementada de 280 t/h (Fase I) para 700 t/h (Fase II). O tempo estimado entre a fase I para a fase II é de 5/6 anos.

Os critérios básicos adotados para o projeto citado são apresentados nas tabelas V.136 e V.137, a seguir.

Tabela V.136 – Tabela com os critérios básicos de projeto.

CRITÉRIOS	Fase I	Fase II
Dias úteis trabalhados por ano	330	330
Horas efetivas por ano	7.824	7.440
Umidade contida no minério	17,0%	17,0%
Densidade aparente do minério	1,8 -1,9	1,8 -1,9
Peso específico sólido - antes Separação Magnética	3,5 t/m <sup>3</sup>	3,5 t/m <sup>3</sup>
Peso específico sólido - depois Separação Magnética	3,2 t/m <sup>3</sup>	3,2 t/m <sup>3</sup>
Alimentação nominal da usina (base seca)	280,0 t/h	700,0 t/h
Rendimento em massa	23,2%	19,2%
Recuperação de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	61,9%	62,8%
Produção:		
• Concentrado convencional	66,3 t/h	138,5 t/h
• Concentrado ultrafino	4,5 t/h	8,1 t/h
• Concentrado final	65,0 t/h	134,4 t/h

O circuito de britagem deverá trabalhar em três turnos, em consonância com a mina, conforme os seguintes critérios:

Tabela V.137 – Tabela com as estimativas de horas / ano trabalhadas no circuito de britagem, na primeira e segunda fase.

	Fase I	Fase II
Dias úteis trabalhados por ano	260	260
Horas efetivas por ano	2.600	6.500
Alimentação nominal da britagem (base seca)	843 t/h	843 t/h

### 5.11.3 – Dimensionamento dos equipamentos de processo.

A tabela V.138 apresenta a capacidade dos equipamentos de processo para cada uma das fases do projeto.

Tabela V.138 – Capacidades dos circuitos.

Área / Equipamentos	Capacidade / fase do projeto		Observações
	Fase I	Fase II	
Britadores	843 t ROM/h	843 t ROM/h	Equipamentos dimensionados para atender as duas fases do projeto
Transportadores de longa distância	843 t ROM/h	843 t ROM/h	Equipamentos dimensionados para atender as duas fases do projeto
Stacker / Retomador	843 t ROM/h	843 t ROM/h	Equipamentos dimensionados para atender as duas fases do projeto
Pilhas de homogeneização	55.000 t ROM/cada	140.000 t ROM/cada	Deverão ser ampliadas da Fase I para a Fase II
Usina	Processar 280 t ROM/h	Processar 700 t ROM/h	Deverá ser ampliada da Fase I para a Fase II
Mineroduto	Bombear 2.000.000 tc/ano	Bombear 2.000.000 tc/ano	Sistema dimensionado para atender as duas fases do projeto
Terminal de Filtragem	Processar 1.000.000 tc/ano	Processar 1.000.000 tc/ano	Equipamentos dimensionados para atender as duas fases do projeto

As etapas: britagem, transporte de longa distância por correias transportadoras, empilhamento e retomada do minério foram dimensionadas para atender as Fases I e II do projeto. Caso opte-se por aumentar a capacidade de produção da usina de beneficiamento (produção de concentrado superior a 1.000.000 t/ano) estes equipamentos poderão ter suas capacidades aumentadas a fim de permitir que a taxa de alimentação da usina seja superior a 700 t/h de ROM, conforme estabelecido na Fase II deste plano para produção anual de 1.000.000 t de concentrado.

A implantação de um novo módulo de equipamentos, na usina de beneficiamento, permitirá o aumento de produção de concentrado fosfático de 500.000 para 1.000.000 t/ano da Fase I para a Fase II, respectivamente. Modificações na usina e incremento de

novos módulos de equipamentos permitirão o aumento da produção de concentrado fosfático podendo, neste “revamping”, atingir até uma faixa de 1.400.000 t/ano de concentrado fosfático.

O Terminal do Mineroduto também foi dimensionado para processar a produção estimada para as Fases I e II. Assim, o filtro esteira foi dimensionado para filtrar uma taxa de 120 t/h de concentrado enquanto a secagem foi idealizada para secar uma taxa horária de 100 t de concentrado. Para manuseio de produções superiores a 1.000.000 t/ano de concentrado serão necessárias implementações de equipamentos no Terminal de Rocha.

O mineroduto dimensionado terá capacidade nominal de bombeamento de até 2.000.000 t/ano de concentrado. Caso a produção anual de concentrado atinja a faixa de 1.400.000 toneladas, o mineroduto terá condições de operação, em sistema de bateladas, transportando o concentrado produzido na usina de concentração até o Terminal do Mineroduto para a adequação do concentrado, o seu despacho para sua utilização industrial, nos clientes, em produção de fertilizantes.

#### **5.11.4 – Descrição do processo.**

Um fluxograma simplificado das operações unitárias, para a reserva mineral de Salitre, pode ser representado pelo diagrama de blocos, mostrado na figura 5.55.

FLUXOGRAMA DE PROCESSO - SALITRE

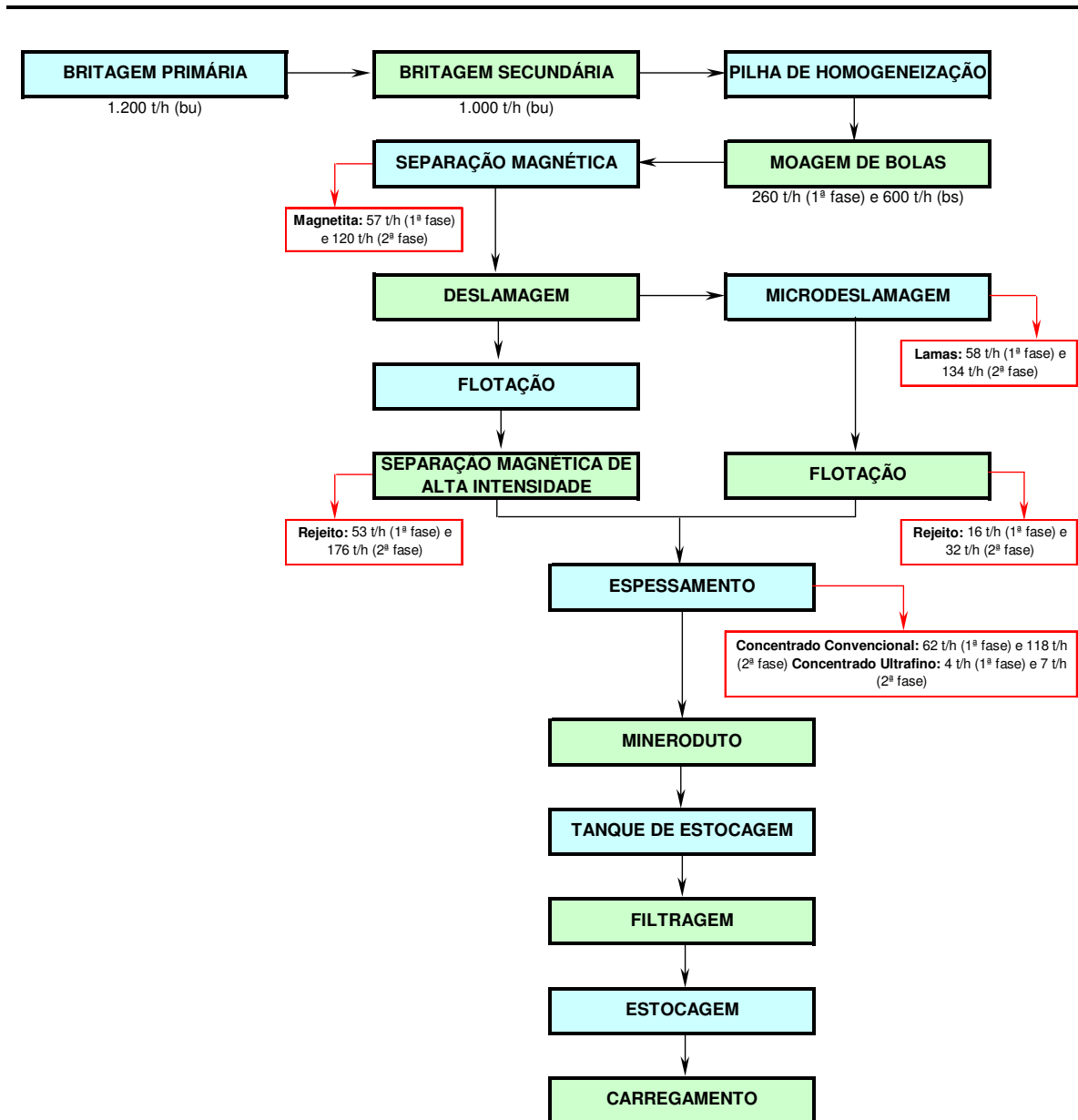


Figura 5.55 – Fluxograma do processo de beneficiamento.

A descrição do processo, indicada no diagrama anterior, pode ser relatada com os passos descritos a seguir.

O minério desmontado na mina será conduzido por meio de caminhões para a britagem, onde será descarregado sobre uma grelha de malha quadrada de 750 mm. O material retido nesta grelha será desmontado por um rompedor de maticos. Todo o material cairá em uma moega e um alimentador de placas fará a transferência da moega para o primeiro estágio de britagem, que será constituído por um britador de eixos dentados. O produto britado neste primeiro estágio será distribuído para outros dois britadores de eixos dentados, em série ao primário, que será o segundo estágio de britagem.

O empilhamento do material em pilhas alongadas, tipo “chevron”, se faz necessário para manter, por períodos tanto mais longos quanto possíveis, uma alimentação da usina constante em suas características, no que se refere a granulometria e a teores, garantindo a homogeneização destas características.

Até as etapas de empilhamento e retomada do minério, todos os equipamentos foram dimensionados para atender as Fases I e II do projeto.

Para a Fase I, as pilhas de homogeneização terão capacidade de estocagem de 55.000 toneladas cada, e para a Fase II, as pilhas de homogeneização terão capacidade de estocagem ampliada para 140.000 toneladas cada, o que corresponde a sete dias de operação da usina. Enquanto uma pilha é formada, a outra é retomada por um retomador de caçamba, que, partindo de uma das extremidades exposta, percorre a mesma no seu sentido longitudinal, encaminhando o minério através de correias transportadoras até a etapa de moagem.

Como os fluxos que serão seguidos serão diferentes em cada uma das fases do projeto, eles serão descritos separadamente.

### **5.11.5 – Fase I.**

A moagem é uma operação que objetiva adequar a granulometria do minério a ser processado e a liberação dos minerais de interesse.

Na fase I do projeto, a moagem será realizada em dois estágios: o primeiro num moinho de barras operando em circuito aberto e o segundo estágio em moinho de bolas operando em circuito fechado com hidrociclones.

O produto da moagem de barras alimentará dois estágios de separação magnética de baixa intensidade. O produto não-magnético do primeiro estágio (“rougher”) alimentará o segundo estágio (“scavenger”). O produto magnético (magnetita) dos dois estágios será bombeado para a barragem de rejeitos. O produto não-magnético sofre então uma primeira classificação em ciclones de 15” de diâmetro, denominada pré-classificação. O “underflow” desses ciclones é a alimentação nova do moinho de bolas.

O material britado, com granulometria inferior a 75 mm, será transportado através de transportadores de correia de longa distância até um silo, para depois ser empilhado através de uma empilhadeira de lança dupla (“stacker”).

O circuito de moagem de bolas será fechado com hidrociclones de 15” de diâmetro, denominados de classificação. O “underflow” da classificação é a carga circulante da moagem e o seu “overflow”, que é o produto da moagem, junta-se ao “overflow” da pré-classificação e alimenta o terceiro estágio de separação magnética de baixa intensidade (“cleaner”).

O produto da moagem, não magnético, passará para o processo de deslamagem que será realizado em hidrociclones, com o objetivo de eliminar a fração das partículas finas contidas no material que alimentará a flotação da apatita. Essas partículas são prejudiciais à etapa de flotação, uma vez que, acarretando um aumento da superfície específica, promovem um maior consumo de reagentes, diminuindo ao mesmo tempo a seletividade do processo e a qualidade do produto flotado.

A deslamagem será constituída por quatro estágios: 1ª, 2ª, 3ª e 4ª deslamagens. A 1ª deslamagem será feita por ciclones de 15” de diâmetro. O “underflow” desta etapa passa por um estágio de escrubagem (atrição em células mecanicamente agitadas), com o objetivo de dispersar a polpa, eliminando partículas finas que recobrem a superfície dos minerais. Após atricionado, o material alimentará a 2ª deslamagem, que será realizada em ciclones de 10” de diâmetro. O “underflow” desta etapa de deslamagem será condicionado com reagentes depressores e coletores antes de alimentar o circuito de flotação.

O “overflow” da 1ª e 2ª deslamagens alimentará a 3ª deslamagem, constituída por ciclones de 15” de diâmetro. O “underflow” da 3ª deslamagem, antes de alimentar a 4ª deslamagem, será também atricionado. A 4ª deslamagem será feita em ciclones de 10” de diâmetro e seu “underflow” será condicionado com reagentes, seguindo para a flotação, juntamente com o “underflow” da 2ª deslamagem. O “overflow” da 3ª e 4ª deslamagens é a alimentação do circuito de ultrafinos.

A flotação constará de quatro estágios, ou seja, um primeiro de desbaste (“rougher”), dois outros de limpeza (“cleaner” e “recleaner”) e um último de recuperação (“scavenger”). Obtêm-se nesta etapa de flotação dois produtos: o concentrado convencional de apatita, produto flotado no estágio “recleaner” e o rejeito final da flotação convencional, que é o produto deprimido no estágio “scavenger”. O rejeito será depositado na barragem de rejeito, seguindo por gravidade, para esta.

O circuito de ultrafinos será composto por uma peneira “trommel”, que tem como objetivo remover o material orgânico, que porventura esteja presente na polpa; três etapas de deslamagem, que serão realizadas em micro-ciclones de 2” de diâmetro, estágio “rougher” e “cleaner” de flotação em colunas e estágio “scavenger” de flotação em células mecânicas convencionais.

A lama descartada pelo 1º e 2º estágios de microdeslamagem seguirá para a barragem de lamas por gravidade. O rejeito da flotação (afundado no estágio “scavenger”) será descartado para a barragem de rejeitos, enquanto o concentrado fosfático ultrafino



(flotado no estágio “cleaner”) junta-se ao concentrado fosfático convencional e alimentará a etapa de separação magnética de alta intensidade a úmido.

A separação magnética de alta intensidade tem como objetivo principal purificar os concentrados fosfáticos produzidos, removendo minerais que contenham ferro em sua estrutura cristalina, mas que são de baixa susceptibilidade magnética. Na separação magnética de alta intensidade serão gerados três produtos: o rejeito magnético, que será bombeado para a barragem de rejeitos juntamente com a magnetita; o produto misto, que retornará ao moinho de bolas e o produto não-magnético (concentrado final), que alimentará um espessador. A água recuperada no espessador (“overflow” do espessador) será recirculada no processo e o “underflow” do espessador, com a % de sólidos adequada para o transporte da polpa via mineroduto (60,0% de sólidos) alimentará um tanque de homogeneização, caracterizando a alimentação do sistema de bombeamento.

#### **5.11.6 – Fase II.**

A etapa de moagem nesta fase do projeto será realizada em um único estágio (“Single Stage Ball Mill”), operando em circuito fechado com hidrociclones e separação magnética de baixa intensidade.

Após passar pelo moinho, o material alimentará o primeiro estágio (“rougher”) de separação magnética de baixa intensidade. O produto não-magnético do estágio “rougher” alimentará o segundo estágio (“scavenger”). O produto magnético (magnetita) dos dois estágios será bombeado para a barragem de rejeitos. O produto não-magnético sofrerá então uma classificação em ciclones de 15” de diâmetro. O “underflow” desses ciclones será a carga circulante da etapa de moagem. O seu “overflow”, que é o produto da moagem, alimentará o terceiro estágio de separação magnética de baixa intensidade (“cleaner”).

O produto da moagem, não magnético, sofrerá então um processo de deslamagem que será realizado em hidrociclones, com o objetivo de eliminar a fração das partículas finas

contidas no material, que alimentará a flotação. Essas partículas são prejudiciais à etapa de flotação, uma vez que, acarretando um aumento da superfície específica, promovem um maior consumo de reagentes, diminuindo ao mesmo tempo a seletividade do processo.

A deslamagem será constituída por quatro estágios: 1ª, 2ª, 3ª e 4ª deslamagens. A 1ª deslamagem será feita por ciclones de 15” de diâmetro. O “underflow” desta etapa passa por um estágio de escrubagem (atrição em células mecanicamente agitadas), com o objetivo de dispersar a polpa, eliminando partículas finas que recobrem a superfície dos minerais. Após atricionado, o material alimentará a 2ª deslamagem, que será realizada em ciclones de 10” de diâmetro. O “underflow” desta etapa de deslamagem será condicionado com reagentes depressores e coletores antes de alimentar o circuito de flotação.

O “overflow” da 1ª e 2ª deslamagens alimentará a 3ª deslamagem, constituída por ciclones de 15” de diâmetro. O “underflow” da 3ª deslamagem, antes de alimentar a 4ª deslamagem, será também atricionado. A 4ª deslamagem será feita em ciclones de 10” de diâmetro e seu “underflow” será condicionado com reagentes, seguindo para a flotação, juntamente com o “underflow” da 2ª deslamagem. O “overflow” da 3ª e 4ª deslamagens é a alimentação do circuito de ultrafinos.

A flotação constará de quatro estágios, ou seja, um primeiro de desbaste (“rougher”), dois outros de limpeza (“cleaner” e “recleaner”) e um último de recuperação (“scavenger”). Obtêm-se nesta etapa de flotação dois produtos: o concentrado convencional de apatita, produto flotado no estágio “recleaner” e o rejeito final da flotação convencional, que é o produto deprimido no estágio “scavenger”. O rejeito será depositado na barragem de rejeito, seguindo por gravidade.

O circuito de ultrafinos será composto por uma peneira “trommel”, que tem como objetivo remover o material orgânico, que por ventura esteja presente na polpa; três etapas de deslamagem, que serão realizadas em micro-ciclones de 2” de diâmetro,

estágio “rougher” e “cleaner” de flotação em colunas e estágio “scavenger” de flotação em células mecânicas convencionais.

A lama descartada pelo 1º e 2º estágios de microdeslamagem seguirá bombeada para a barragem de lamas, por gravidade. O rejeito da flotação (afundado no estágio “scavenger”) será descartado para a barragem de rejeitos, enquanto o concentrado fosfático ultrafino (flotado no estágio “cleaner”) junta-se ao concentrado fosfático convencional e alimentará a etapa de separação magnética de alta intensidade a úmido.

A separação magnética de alta intensidade tem como objetivo principal purificar os concentrados fosfáticos produzidos, removendo minerais que contenham ferro em sua estrutura cristalina, mas que são de baixa susceptibilidade magnética.

Na separação magnética de alta intensidade serão gerados três produtos: o rejeito magnético, que será bombeado para a barragem de rejeitos juntamente com a magnetita; o produto misto, que retornará à alimentação do moinho e o produto não-magnético (concentrado final), que alimentará um espessador. A água recuperada no espessador (“overflow” do espessador) será recirculada no processo e o “underflow” do espessador, com a % de sólidos adequada para o transporte da polpa via mineroduto (60,0% de sólidos) alimentará um tanque de homogeneização.

#### **5.11.7 – Disposição de rejeitos e lamas.**

No processo de beneficiamento descrito anteriormente serão produzidos três tipos de rejeitos: o rejeito magnético – da separação magnética de baixa e de alta intensidade; o rejeito da flotação – da flotação convencional e de ultrafino; a lama, descartada na microdeslamagem do circuito de ultrafino.

O rejeito magnético, produto dos três estágios de separação magnética de baixa intensidade e da separação magnética de alta intensidade, será bombeado diretamente para a barragem de rejeitos.

O rejeito da flotação convencional e de ultrafino seguirão para a barragem por gravidade.

A lama, “overflow” da 1ª e 2ª microdeslamagem do circuito de ultrafino, será descartada para a barragem de lamas, através de um canal, por gravidade.

Será construído um maciço único para a formação da barragem que receberá a lama e os rejeitos gerados durante o processamento do minério na usina de beneficiamento. A barragem será construída a partir de um dique inicial de argila compacta, alteada posterior e progressivamente com o próprio rejeito, separado por hidrociclones instalados no local.

## **6 – ANÁLISE DOS RESULTADOS.**

O primeiro tema a se comentar recai na análise e na importância da caracterização tecnológica para a exploração mineira, em todos os seus aspectos: técnicos, econômicos e industriais. Os resultados apresentados, neste trabalho, mostram a grande variabilidade e as diferenças de comportamento tecnológico entre as tipologias minerais, para a reserva mineral de Salitre. Tal variabilidade ocorre desde os tipos morfológicos das apatitas, ocorrentes nos testemunhos de sondagem, como no comportamento dos mesmos tipos das apatitas, nas diversas operações unitárias do beneficiamento de minérios, notadamente a flotação por espumas. A experiência operacional vivida, no aproveitamento dos fosfatos de Tapira e Catalão, onde fatos semelhantes, também, ocorrem, em intensidade, às vezes, até maior, confirmam as afirmações acima citadas. Daí, a grande importância e o destaque para as atividades relacionadas a uma caracterização tecnológica, seja ela feita com características modestas ou em um maior grau de profundidade, uma vez que ela indica as formas e os caminhos para o desenvolvimento tecnológico, para as bases da engenharia de processo e de projetos e para a aplicação industrial. Uma caracterização tecnológica bem feita é a base firme para um planejamento de mina seguro e confiável, de forma a minimizar as possíveis surpresas que os minérios sempre trazem na sua industrialização, além de reduzir/minimizar os riscos para a operação industrial, perdas de qualidade e não cumprimento das especificações dos produtos, redução do nível de produção, consumo específico de insumos de processo, etc.

Com base, nos estudos realizados, pode-se verificar a importância da tipologia dos minérios, para os resultados do processo e, por decorrência, para os resultados industriais. Assim, é que, após os primeiros resultados das amostras estudadas, planejou-se e realizou-se uma caracterização tecnológica mais profunda, buscando, em cada tipo tecnológico, através de estudos fundamentais, as razões básicas dos seus problemas de processo, bem como as causas, que promovem vantagens ou ganhos, a serem obtidos no seu possível processamento industrial. Com isto, buscaram-se informações mais amplas, de forma a permitir e estabelecer “blending” de minérios mais vantajosos, para a concentração, possibilitando um aumento da recuperação de

fósforo e a redução de custos industriais associado a um melhor aproveitamento do bem mineral, especialmente dos minérios fosfáticos.

A busca por indicadores técnicos, características das apatitas, guias mineralógicos associados a ensaios padrão de flotação, permitiram uma análise técnica mais profunda e confiável como sendo a via de mais fácil execução desse planejamento.

Um importante aspecto a ser comentado refere-se aos diferentes tipos de apatitas presentes nas amostras estudadas. Imaginava-se, no início dos estudos, que os diferentes tipos de apatitas estariam ligados às litologias presentes. Ao se comparar os resultados obtidos nas caracterizações com as observações microscópicas, vê-se que as apatitas se classificam e apresentam comportamentos tecnológicos segundo a sua morfologia e não quanto a litologia, conforme imaginado. Como características que indicam tais comportamentos, tem-se que as apatitas primárias se apresentam com um conteúdo químico do elemento “estrôncio”, maior que as apatitas secundárias, independente das litologias. Estas, por sua vez, mostram um baixo nível de birrefringência comparativo aos dois outros tipos. Já as apatitas de birrefringência alta, que são de origem hidrotermal, possuem baixo conteúdo do elemento “estrôncio”. Estas diferenças de composição refletem em diferentes graus de solubilização química, como, também, necessitam de diferentes concentrações de coletor, para um mesmo grau de recuperação.

Outro exemplo se refere às apatitas decompostas, que são mais ricas em  $\text{CO}_3$ , que as demais e, conforme citado na revisão bibliográfica bem como observado na prática industrial, apresentam uma porosidade maior de seus grãos, fazendo com que a sua solubilização química seja maior e mais rápida e a produção de fertilizantes seja mais efetiva. Por outro lado, a presença do elemento “cério”, nas apatitas de birrefringência alta, mostrou resultados negativos na produção de ácido fosfórico, conforme citado na bibliografia, tendo exemplos práticos, nas operações conjuntas das minas/beneficiamento/solubilização da FOSFERTIL.

As substituições químicas na estruturas cristalinas das apatitas indicam comportamentos diferentes quanto ao beneficiamento. A presença do elemento “manganês”, na

composição, indica que estas apatitas se apresentam com superfícies mais rugosas que as de baixo conteúdo, necessitando, para a sua flotação, de uma concentração mais elevada de coletor, para a obtenção do nível de hidrofobicidade necessário, para uma recuperação normal do processo. Tal fato, também ocorre para as apatitas de Tapira, como citado na bibliografia, confirmando as observações citadas.

As substituições alteram as estruturas cristalinas, alterando, assim, os parâmetros de rede. Mudanças nos eixos “c” e “a” mudam a capacidade de adsorção de coletor.

A presença de “estrôncio” mostra a necessidade de dosagem diferenciada de coletor, na flotação, face às mudanças provocadas na estrutura cristalina da apatita. Este mesmo fenômeno ocorre e é observado para as apatitas da jazida de Catalão.

As características litológicas definem as associações mineralógicas, daí, indicam, em função de seus minerais de ganga presentes, o comportamento tecnológico. Porém, os efeitos e o comportamento do processo são derivados da associação mineralógica e, não, das características das apatitas, para os casos específicos. Por isso, pode-se dizer que para a análise do comportamento tecnológico do minério fosfático, deve-se verificar, também, a morfologia das apatitas. Contudo, para análise de processo, tem-se que considerar a associação mineralógica, os minerais de ganga presentes e, neste caso, quem determina os resultados são as características litológicas.

Por sua vez, a análise dos tipos minerais, considerando os seus aspectos litológicos, apresenta informações que mostram um maior ou menor grau de intemperismo atuante seja sobre as apatitas ou sobre os minerais de ganga. Nesse caso, torna-se imperiosa a análise dos constituintes e/ou da associação dos minerais presentes nas mesmas. Estes fatos implicam diretamente na escolha das rotas de processo, bem como na produção e/ou recuperação de frações finas e ultrafinas. Por isso, é que se optou, nos trabalhos de concentração, em escala piloto, pela separação das frações finas da etapa de deslamagem e, por conseqüência, pela produção de concentrados ultrafinos, considerando a recuperação das apatitas presentes nessas lamelas do processo de

deslamagem convencional. Considerando esta nova etapa de concentração, aumenta-se a recuperação metalúrgica do processo.

Os exemplos acima citados podem ser verificados e comprovados em uma simples caracterização tecnológica. Com isto, podem-se obter informações que permitem indicar melhores caminhos e melhorar as eficiências do processo mineral, melhorar a qualidade dos produtos do beneficiamento, com a redução da presença de minerais contaminantes indesejáveis e, com isso, os resultados das aplicações químicas de utilização dos concentrados fosfáticos. Como consequência, tem-se um melhor aproveitamento do recurso mineral, maior eficiência industrial e maior benefício econômico para o empreendimento industrial.

A previsibilidade de resultados de processo, laboratorial e/ou industrial, possibilitada pelo conhecimento e análise da presença de diferentes tipos de apatitas, sejam elas primárias e/ou secundárias, bem como de minérios problema ou refratários ao processo, podem ajudar ao “Tratamentista” a amenizar a situação, contornando ou alterando as características do beneficiamento. A exemplo, para o caso específico da lavra dos minérios alterados de Salitre ou para o caso de se minerar, seja em Tapira ou Catalão, um banco de lavra com elevada presença de materiais semi alterados e/ou decompostos (por intemperismo), pode-se obter resultados negativos na recuperação metalúrgica ou na solubilização química. Por análise e observação em campo, quando se verifica a presença dos já citados fosfatos secundários (fosfatos não apatíticos), de apatitas impregnadas, pode-se, na maioria dos casos, obter resultados ruins ou má performance do processo, porém, antecipando ao problema. Com uma caracterização bem feita e um consciente planejamento, é possível antever as ocorrências e evitar ou minimizar tal problema.

Outrossim, para o caso da presença de fosfatos secundários, há de se salientar os efeitos negativos de sua presença, indicando que quando estes fosfatos secundários alimentam um processo de beneficiamento, seja em circuito piloto ou em uma usina de concentração e, caso estes fosfatos não sejam descartados nas lamas de processo, estes irão alimentar o circuito de flotação, passando, mesmo em pequenas proporções, por sua



vez, ao concentrado fosfático. Caso esse concentrado fosfático seja utilizado como alimentação de um reator de solubilização e produção de ácido fosfórico, essa pequena presença promove uma mudança das condições de cristalização de gesso produzido na reação de solubilização sulfúrica. A mudança do “habitus cristalino” do gesso produzido na reação química interfere e reduz a eficiência da etapa de filtração. Além disso, esses fosfatos não apatíticos não se solubilizam bem, possibilitando a formação de complexos metálicos, que incrustam as paredes dos vasos e tubulações, reduzem a eficiência química, promovem redução do fator de capacidade da unidade e, por decorrência, a produção de ácido fosfórico. Todavia, ao se saber, com antecedência, da existência desse tipo de problema, pode-se planejar “blendings” de concentrados ou mudança no processo de concentração ou em condições operacionais, de forma a reduzir ou minimizar a presença dos mesmos e dos problemas citados.

A presença de micas alteradas, no minério fosfático a ser concentrado, indica a necessidade de um maior consumo de soda cáustica que o usual, para correção de pH, para um valor desejado. Essas micas adsorvem soda, fazendo com que se tenha esse excesso de consumo. Ao entrar em equilíbrio, no meio aquoso, tais micas adsorvem esta soda, se expandem e liberam uma significativa carga iônica para este meio, como: íons cálcio, magnésio, ferro e alumínio, etc, trazendo, com isto, alterações das condições físico-químicas deste meio. Desta forma, têm-se mudanças e alterações do comportamento físico químico dos minerais presentes, conforme mostrado nos estudos realizados, bem como na experiência vivida, em escala industrial, para as operações de Tapira e Catalão. Estas alterações podem levar à redução de recuperação metalúrgica, além de perda de controle do processo, por consequência, perda de produção e de qualidade do produto. Além disto, a interação destes íons citados, com os ácidos graxos utilizados nos processos, como os coletores das apatitas, possibilita a formação de sabões insolúveis, que são geradores de espumas de flotação mais persistentes. Por sua vez, estas espumas geram, devido a sua persistência e descontrole perdas de materiais por “sobra de caixas e calhas”, prejudicando o manuseio, reduzindo a recuperação metalúrgica.

A presença de materiais alterados indica a necessidade de ações mais efetivas, nas etapas de atrição físico-química, de forma a garantir, nesta etapa, uma maior dispersão e quebra dos agregados de argilominerais, presente nas polpas oriundas desses minérios alterados, que promovem a liberação de uma elevada carga iônica ao meio, prejudicando o processo. Por isto, a aplicação deste processo de atrição, seguido de umas operações posteriores de separação, tornando possíveis e mais fáceis, o descarte desse agregados rompido na etapa de deslamagem. Os ensaios realizados para os minérios de Salitre mostraram resultados positivos para os tipos minerais estudados, tal como se observa nas operações das usinas de Tapira e Catalão. Tais ações de processo são simples e de boa eficiência, como sendo: aumentar a atrição mecânica e química além da adequação da etapa posterior de deslamagem para melhor descarte dos finos indesejáveis.

O descarte das frações ultrafinas (porção final da curva de distribuição granulométrica) pode permitir que o produto recuperado como “underflow”, na etapa de deslamagem, possa ter a sua performance de processo melhorada, principalmente, na etapa de flotação. Apesar, de também se poder processar, estes ultrafinos, de forma a se obter concentrados fosfáticos com especificações de mercado e, com aplicação industrial, a sua separação, via flotação, exige condições próprias de processo e diferentes daquelas necessárias para a obtenção do produto convencional. Logo, a sua separação é benéfica. Melhora os resultados de produção, da solubilização e, com isso, promove melhores resultados econômicos. Portanto, a mudança de circuitos operacionais que permitam a separação e concentração das frações ultrafinas tem a sua comprovação e efetivo retorno econômico do investimento realizado.

Os resultados dos estudos, para as diferentes tipologias minerais de Salitre, mostraram o aumento da recuperação de fósforo, para o tratamento global das amostras, quando da separação e concentração dos ultrafinos, produzindo um concentrado fosfático ultrafino, a ser utilizado na produção de fertilizantes, indicando, esta metodologia, como uma rota tecnológica a ser desenvolvida, quando de qualquer estudo visando o possível e futuro aproveitamento industrial do minério estudado.

Outro fato a ser mencionado se refere à presença de minerais portadores de cálcio e magnésio, ocorrentes tanto para as tipologias foscoríticas como piroxeníticas, possuidores, em suas estruturas, de elementos de elevada dissociação e solubilização em meio aquoso, básico, que é significativa, nos minérios fosfáticos de Salitre, sendo predominante nas tipologias piroxeníticas. A presença desses minerais, nas amostras, considerando as suas dissociações e/ou solubilizações, fazendo com que se possibilite a liberação desses elementos citados, para o meio aquoso, alterando as características físico-químicas interfaciais de minerais semi-solúveis, influencia, negativamente, os seus comportamentos perante o processo de flotação.

A presença destes íons, também altera o  $pCa$  e  $pMg$  do polpa, alterando, com isto, a adsorção do coletor nas apatitas, reduzindo, drasticamente, a recuperação de processo, além de aumentar o consumo específico deste insumo.

A presença do mineral dolomita, nas amostras minerais, pode significar resultados negativos para a qualidade do concentrado fosfático. Conforme citado, esse mineral possui boas condições de flotabilidade, para as mesmas condições de processo, que aquelas necessárias para a flotação da apatita. O depressor utilizado, normalmente, nos processos industriais de concentração dos minerais fosfáticos, é o amido de milho, que não consegue deprimir este mineral. Assim, a dolomita flota facilmente integrando-se ao concentrado fosfático, elevando o conteúdo de  $MgO$  do mesmo, reduzindo a recuperação metalúrgica e, por conseqüência, indo para o reator de ácido fosfórico, quando se destinam a esse processo, aumentando o consumo de ácido sulfúrico, alterando a temperatura do reator, além de reduzir a produção.

O estudo sistemático das apatitas provenientes dos depósitos de origem magmática, como é o caso de Salitre, mostra, claramente, a complexa variabilidade composicional deste mineral e, as conseqüentes alterações em suas propriedades físicas e químicas.

As principais alterações de propriedades verificadas a partir das variações nas composições químicas estão relacionadas às propriedades físico-químicas e cristalográficas dos minerais, tais como hábito, cristalinidade, granulometria, cela

unitária, associação mineralógica e um intenso vínculo com o perfil de intemperismo que, por sua vez, interferem diretamente no comportamento tecnológico, frente ao processo de concentração por flotação.

Assim, a simples determinação da relação “c/a” - parâmetros da cela unitária, obtido por difração de raios-X, pode determinar e indicar os diferentes graus de intemperismo, substituições na rede cristalina e, por consequência, alterações nas respostas do processo de concentração.

Comportamentos tecnológicos distintos podem ser correlacionados com diferentes condições geológicas do depósito mineral, através das variações e substituições nas apatitas. As apatitas de Salitre, quando de origem primária e sem a ação de substituições, apresentam elevados índices de cristalinidade e estão relacionadas a excelentes índices de flotabilidade. Já aquelas apatitas, com substituições na rede, pela contribuição de outros íons, podem ter as suas origens vinculadas ao perfil de intemperismo, com os intercrescimentos e/ou impregnações superficiais de produtos ferruginosos, apresentando, devido a esses fatores, baixos índices de cristalinidade e, por consequência, de reduzida capacidade de flotação.

As apatitas secundárias, bastante comuns no complexo alcalino de Salitre, freqüentemente, aparecem associadas e/ou recobrindo os grãos primários. Assim, além de constituir uma parte importante da reserva mineral, resulta em um comportamento tecnológico mais refratário ao processo de flotação.

O acompanhamento de caracterização tecnológica e do planejamento de mina para as características cristalográficas e químicas das apatitas existentes para as diferentes tipologias mostra-se de grande importância para indicar o comportamento no processo de flotação, e conduzido sistematicamente, pode contribuir bastante para o resultado metalúrgico do processo.

O acompanhamento técnico do processo produtivo pode se revelar uma ferramenta importante para o controle operacional. O acompanhamento através de comparação

entre as composições químicas dos elementos menores, como óxidos de "Terras Raras", que são bastante comuns em todos os depósitos nacionais, inclusive no de Salitre, pode indicar problemas na solubilização química desses concentrados. Esses óxidos agem de forma a prejudicar a cristalização do gesso, alterando o tipo de cristal formado, com influência negativa na filtragem do ácido fosfórico, fazendo com que se reduza a taxa de filtração, reduzindo a produção de ácido.

A presença de fosfato não apatítico indica a redução da eficiência da solubilização química significando problemas ao processo industrial e resultados econômicos.

Os aspectos superficiais como rugosidade, textura, cristalinidade interferem na adsorção do coletor exigindo, em alguns casos, o aumento de consumo do mesmo, e com isso, interferindo nos resultados de processo, reduzindo-os, alterando os custos operacionais.

As apatitas rugosas apresentam-se altamente reativas para o processo de solubilização. O consumo específico de coletor, também, é maior que para as apatitas lisas. Dependendo da situação, essas apatitas, em mistura com apatitas cristalinas, trazem problemas de processo, sejam na concentração, por consumo diferenciado de coletor, seja na solubilização, por aumento das perdas de  $P_2O_5$ .

As alterações do potencial zeta da apatita ocorrem em função de vários fatores, para o caso de Salitre, conforme mostrado. Estas alterações ocorrem em função da elevada solubilidade dos carbonatos, das reações de troca iônica, características dos minerais alterados presentes no minério (micas, por exemplo). O acompanhamento dessas alterações indica a necessidade de mudanças de condições de processo e/ou operacionais, nos circuitos de preparação do minério para a flotação e a própria flotação, para a manutenção dos índices técnicos.

Diferenças de comportamento, também ocorrem em função do tamanho de partículas. Assim, partículas grossas necessitam de consumo elevado de coletor para a sua flotação comparada com as partículas finas. Por outro lado, o consumo de depressor é o inverso,

chegando ao caso de se usar até oito vezes mais depressor para as partículas finas que nas grossas.

Comportamentos diferentes em relação à performance dos insumos de processo, também, ocorrem com os tamanhos e com a natureza das partículas minerais. A ação depressora do amido sobre as calcitas finas é muito superior à das grossas. Por outro lado, também, pode ocorrer uma depressão das apatitas grossas, em determinadas concentrações do depressor, no sistema.

O comportamento dos insumos de processo, também, pode ser alterado em função da mineralogia. Assim, o amido pode ser adsorvido pela calcita, deprimindo-a bem e, por sua vez, sendo adsorvido na vermiculita, floculando-a, não a deprimindo.

Por outro lado, a flotabilidade dos minerais micáceos ocorre em função de suas solubilidades, bem como da concentração de íons cálcio e magnésio (pCa e pMg) do meio. Porém, a presença de íons cálcio aumenta, consideravelmente, a probabilidade de adsorção do amido nas apatitas grossas. Assim, a presença de micas alteradas, pode provocar, indiretamente, condição de perda de recuperação de apatita, face essa adsorção não controlada.

Em função do exposto, necessita-se trabalhar também em modificações de circuitos, considerando a concentração das diferentes espécies minerais nas diferentes faixas granulométricas.

As micas alteradas tendem a se concentrar nas frações finas. Assim, o circuito com descarte das lamas naturais permite obter melhores resultados metalúrgicos. A flotação em separado, finos e grossos, indica um melhor desempenho do processo, face às diferentes cinéticas de flotação, das partículas finas e grossas, como, também, ocorre em Tapira e Catalão. Contudo, com os testes laboratoriais, considerando a separação das lamas naturais e o seu reaproveitamento em separado, conseguiu-se minimizar este efeito, simplificando o circuito de flotação e reduzindo consumo de insumos, sem perda de qualidade de produto e/ou recuperação metalúrgica.

Desta forma, há de se considerar a possibilidade de recuperação das apatitas presentes nas lamas produzidas na deslamagem convencional. Os resultados laboratoriais dos ensaios realizados, considerando um corte granulométrico situado na faixa de 5 a 8  $\mu\text{m}$ , obtido com a utilização de hidrociclones de diâmetro de 25 e 40 mm, seguido de uma etapa de flotação, com condições mais seletivas, produziu bons concentrados, com composições químicas semelhantes àqueles produzidos nas usinas de Tapira e Catalão, para as diferentes tipologias estudadas. Esse conceito foi adotado nos testes, conforme pode ser visto no quadro comparativo, aumentando a recuperação metalúrgica entre valores de 5,0 e 10,0%, permitindo, face à qualidade do produto flotado, a mistura dos dois concentrados, convencional e ultrafino, visando o aproveitamento químico, conforme indicado, no antiprojeto de beneficiamento. Outro fato a ser considerado é que a separação das frações finas possibilitou a otimização dos resultados da flotação convencional (consumo de insumos).

A composição mineralógica dos concentrados produzidos indica a presença de minerais silicatados, com valores de suas características de susceptibilidade magnéticas tais que possibilitam a sua separação, utilizando separadores magnéticos de alta intensidade, via úmida, (campo magnético superior a 12.000 Gauss). Com isto, pode-se reduzir o percentual dos minerais oxidados e silicatados, melhorando a qualidade do produto ou possibilitando manter os mesmos valores composicionais e aumentando a recuperação metalúrgica do processo, considerando a possibilidade de se trabalhar com menores teores, na etapa de flotação.

Os concentrados fosfáticos derivados das tipologias foscoríticas e piroxeníticas apresentam composições mineralógicas diferentes, principalmente no que tange aos minerais oxidados melanocráticos. Felizmente, estes minerais contaminantes são pouco solúveis no processamento químico, permitindo a obtenção de bons produtos fertilizantes. Para a confirmação deste fato, comparou-se o comportamento dos concentrados produzidos pelo “blending” das tipologias, onde o comportamento dos minerais presentes nos concentrados se apresenta semelhantes, independente das tipologias. Os diferentes comportamentos ocorreram em função dos diferentes percentuais desses minerais.

Há de se citar o diferente comportamento das tipologias, quanto ao aspecto da fragmentação. As tipologias foscóricas se apresentam mais duras enquanto as tipologias piroxeníticas apresentam com menor grau de dureza, porém, apresentando um certo grau de dificuldade, para a fragmentação, face aos percentuais de micas presentes em suas composições mineralógicas.



## 7 – CONCLUSÕES.

Os resultados obtidos em laboratório e confirmados pela prática industrial, no aproveitamento de minérios fosfáticos de Tapira e Catalão, possibilitam que se indiquem as conclusões abaixo:

- A **caracterização tecnológica** da jazida mineral é o primeiro passo importante para o conhecimento dos minerais, dos seus comportamentos face ao processo de concentração adotado, bem como das suas interações com os outros minerais e com a química do sistema. Deve ser realizada da mais completa forma, não devendo ser poupados esforços ou reduzidas etapas, pois, erros, nesta fase, são de grande envergadura podendo provocar perdas significativas.
- A **caracterização das apatitas** pode indicar melhores caminhos e critérios para o seu beneficiamento. Através de suas composições químicas, dos aspectos cristalográficos, podemos obter informações que indicam comportamentos diferentes, frente ao processo de flotação, bem como nos processos de solubilização química, seja para a produção de ácido fosfórico, como de superfosfatos, possibilitando otimizar os resultados metalúrgicos.
- A importância do **planejamento de mina** é grande e, deve estar ligada às atividades da geologia de mina, que, por sua vez, deve estar fundamentada em caracterizações tecnológicas e dados geológicos/petrográficos/mineralógicos de forma a prever/prevenir a presença de minerais refratários ou problemáticos aos processos de concentração. Dever-se á, sempre que possível, reduzir a presença destas espécies, blendando-as de maneira conveniente, com outros tipos minerais compatíveis, de maneira a não comprometer o processo produtivo.
- A presença de **minerais micáceos** é, sempre, uma fonte potencial de problemas, seja para a flotação, tanto como para a solubilização química e, no caso de Salitre, a sua presença é elevada, tendo-se que estabelecer extensos e profundos programas de estudo, para o conhecimento de suas características físicas, químicas, sua distribuição

especial na mina, suas associações mineralógicas, graus de alterações, etc. Assim, pode-se estudar melhor a sua participação nas alimentações dos circuitos industriais.

- A importância da **ação de processo**, no conhecimento e controle dos circuitos de preparação dos minérios para a flotação, considerando os diferentes graus de moagem, as liberações e associações das apatitas, as associações mineralógicas, etc, o controle efetivo das lamas de processo, os seus descartes e/ou separações granulométricas de minerais problemáticos, bem como o descarte dos ultrafinos, deve ser uma ação contínua e constante.
- O controle da **ação depressora** do amido de milho, em suas diferentes formas comerciais, que é o tradicional depressor no tratamento dos minérios fosfáticos, bem como as suas ações/efeitos sobre as diversas mineralogias: calcita, apatita, dolomita, micas, piroxênios, etc, deve ser continuamente investigada e controlada. Também, não se pode deixar de compreender e estudar as suas interações com a polpa.
- O controle da **ação coletora** dos ácidos graxos e dos coletores sintéticos deve ser observado de forma metódica e racional, verificando os efeitos quanto a consumo e seletividade, bem como os efeitos remanescentes no processo, nas fases aquosas e os aspectos ambientais, decorrentes de sua utilização.
- O controle e o conhecimento da presença de **íons determinadores de potencial**, notadamente, cálcio e magnésio, que influenciam, significativamente, no processo, buscando a identificação das fontes emissoras, e procurando ações, para reduzi-las, deve ser uma preocupação constante, para garantir bons resultados do processo.
- O conhecimento do **pCa** e **pMg** da polpa, procurando-se quantificar e/ou ajustar os seus valores, para melhores pontos operacionais, pela substituição e/ou ampliação da utilização da fase aquosa de melhor qualidade, é preponderante para a qualidade de produtos. Esta variação interfere na ação coletora, reduzindo a sua eficácia e, por conseqüência, a recuperação metalúrgica do processo.

- O controle da ação sinérgica do **amido de milho** e dos **ácidos graxos e seus sabões**, tanto nos aspectos de depressão como na físico-química do meio, tem que ser considerada, buscando a estabilidade e o controle das espumas de processo.
- A influência do **circuito de flotação**, notadamente da operação “rougher”, bem como do nível da carga circulante do circuito, por serem pontos de equilíbrio entre a recuperação e qualidade do concentrado fosfático, deve ser, constantemente, verificada, para o sucesso da concentração. A concentração de elementos chaves, minerais perniciosos ou não é essencial, nesta etapa, pois decorrendo disso, é que se obtém os resultados do sistema, ruins ou bons. A ação de processo nesse controle possibilita a operação unitária.

A importância da busca contínua do aumento de **recuperação de fósforo**, da melhoria de **qualidade do produto**, a fim de permitir o melhor aproveitamento do recurso mineral, foi, deve, e continuará a ser, a **ação da engenharia**.

## **8 – CONSIDERAÇÕES FINAIS.**

Este trabalho foi fundamentado na importância que os estudos de caracterização tecnológica devem ter para o beneficiamento de minérios, que é uma ação de que o autor acredita e procura realizar. Para isso, teve como lastro, os estudos fundamentais do Tratamento de Minérios, com o embasamento teórico do estudo das apatitas, dos minerais puros e das tipologias minerais.

Este conhecimento adquirido e agregado à experiência industrial poderá ser compartilhado com outras áreas e pessoas que trabalham no aproveitamento industrial de minérios fosfáticos, possibilitando otimizar resultados e aumentar os ganhos industriais.

Pela demonstração do que é e do que vale, os estudos de caracterização tecnológica permitirão criar rotinas de estudos técnicos com base no processo de concentração, cujos resultados facilitarão a vida de todas as pessoas que vivenciam no setor mineral, servindo como ferramenta não só para os “fosfateiros” como, também, para os outros “tratamentistas” dos minérios brasileiros.

## **9 – RELEVÂNCIA.**

A reserva mineral de Salitre é a última área rica conhecida, sendo que o melhor aproveitamento de sua potencialidade trará, sem qualquer dúvida, benefícios técnicos e econômicos para as companhias que implantarem seu aproveitamento industrial, além de permitir reduções nos custos para o setor de fertilizantes do país, pela redução das importações de fósforo, para o consumo nacional.

Apesar da cotação em baixa dos principais produtos da safra agrícola, no mercado internacional, o aumento da produtividade deverá garantir safras recordes em 2006/2007. Isto exigirá, por consequência, de maior produção de concentrados fosfáticos. O aproveitamento do potencial mineral de Salitre garantirá este acréscimo de consumo.

Os ganhos potenciais do projeto Salitre virão, naturalmente, pois a sua base está alicerçada em um grande conhecimento tecnológico para a sua reserva mineral, possibilitado pelo extenso trabalho de caracterização realizada, conforme mostrado neste trabalho.

Assim, a relevância deste trabalho é, portanto, alicerçar no conhecimento tecnológico para garantia do sucesso industrial técnico e econômico.

## **10 – SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS.**

Conforme mostrado neste trabalho, na maioria dos litotipos minerais presentes no depósito de Salitre, há um processo de substituição de apatitas por carbonatos, deixando como aspecto reliquiar grãos pseudomórficos de apatita parcialmente substituídos por carbonatos. Essa substituição evidencia o intrínseco intercrescimento entre apatita e carbonatos, que, dificilmente, poderão ser separados, a não ser que sejam submetidos à moagem muito fina. Este fato indica a necessidade de aprofundamento dos estudos técnicos visando uma solução mais eficaz, para o aproveitamento industrial.

O fato acima citado é uma função peculiar das apatitas de Salitre, que reflete a grande influência da morfologia das apatitas, com resultados negativos para os processos de beneficiamento. Assim, deve-se continuar a caracterização dessas associações minerais.

O aspecto da substituição da parte externa do cristal de apatita, por carbonatos é pouco estudada, demonstrando uma necessidade desse desenvolvimento, no beneficiamento bem como para a solubilização química. Salienta-se que, para esta aplicação (solubilização) pode-se obter elevadas perdas de fósforo neste processo. Trabalhos laboratoriais devem ser realizados com amostras que apresentam estas características.

Considerando-se o exposto, uma recomendação para trabalhos futuros é a de se verificar/estudar:

- aspectos genéticos;
- procura de indicadores gerais para evidenciar as ocorrências;
- detalhamento para o futuro banco de dados do planejamento de mina;
- estudos de processo na área da moagem/liberação do mineral útil;
- estudos de reagentes de flotação específicos, para o caso;
- estudos de protonação das apatitas.

Ao se considerar a assembléia mineralógica das amostras estudadas observou-se que não devem ocorrer maiores problemas em termos de concentração da apatita, para o seu

aproveitamento industrial. Entretanto, as maiores dificuldades previstas referem-se aos itens elencados a seguir com as respectivas propostas de trabalhos/pesquisas futuras:

- seletividade entre apatita e perovskita + carbonatos: eventualmente deverá ser pesquisado um coletor mais seletivo de modo a aumentar a eficiência da separação entre a apatita e estes minerais portadores de cálcio;
- impregnação parcial da superfície da apatita por oxi-hidróxidos de ferro: recomenda-se uma etapa de atrição prévia à de concentração por flotação.

Pelos fatos citados anteriormente, recomenda-se, para estudos futuros a pesquisa por depressores mais seletivos para as dolomitas, como a linha das carboximetil celulose, gomas guar, acrilatos e poliacrilatos, além de novos produtos e de coletores mais seletivos para a apatita como a linha dos ácidos carboxílicos em mistura com produtos da linha  $\alpha$  olefinas.

Além do acima citado, o acompanhamento dos trabalhos de caracterização tecnológica, em continuidade a este trabalho, permitirá a agregação de conhecimentos específicos e de resultados positivos, pois, possibilitarão uma melhor definição de subtipologias minerais estudos de “blending’s” otimizados além dos estudos relativos aos insumos de processo.

A adequação dos reagentes químicos às tipologias visando a otimização da recuperação metalúrgica e melhoria da qualidade do concentrado fosfático deverá ser realizada com a intensidade de que o problema exige, além do potencial de ganhos que se poderá obter, como resultado final.

## 11 – REFERÊNCIAS.

- Alcover Neto, A.1991. Evolução supérgena das rochas ricas em apatita do complexo alcalino-carbonatítico de Juquiá (SP). Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo, Dissertação de Mestrado, 131p.
- Alcover Neto; Toledo, M. C. M. 1993. Evolução supérgena do carbonatito de Juquiá (SP). São Paulo: *Revista do Instituto Geológico*, 14(1): 31-43.
- Altschuler. Z. S. 1973. The weathering of fosfate deposits – Geochemical and environmental aspects. *Environmental Phosphorus Handbook*. Griffith, E. J., Beeton, A. Spencer, J. M. and Mitchell, D. T., eds., Jonh Wiley & Sons, 715p., chap. 3, p. 33-95.
- Amaral, A. J. R. 1997. Geologia do fosfato. In: Principais depósitos minerais do Brasil. Editores: C. Schobbenhaus, E. T. Queiroz e C. E. S. Coelho. DNPM/CPRM, vol, 14, parte C, capítulo 1, 634p.
- Ananthapadmanabhan, K. P., Somasundaran, P. 1985. Surface precipitation of inorganics and surfactants and its role in adsorption and flotation. *Colloids and surfaces*, 13, p. 151-167.
- Anuário Estatístico Setor de Fertilizantes – Anda – Associação Nacional por Difusão de Adubos – São Paulo – 2003.
- Anuário Estatístico Setor de Fertilizantes – Anda – Associação Nacional por Difusão de Adubos – São Paulo – 2004.
- Assis, S. M., Brandão, P. R. G. 1999. Os minerais micáceos do minério fosfático de Tapira. Parte II. Estudos com misturas apatita/minerais micáceos. *Brasil Mineral*, n. 177, p. 42-46.
- Assis, S. M., Montenegro, L. C. M., Peres, A. E. C. 1996. Utilisation of hidroxamates in minerals froth flotation. *Minerals Engineering*, vol. 9, n.01, p. 103-114.
- Assis, S. M. 1996. Aspectos fundamentais da seletividade da flotação apatita/minerais micáceos da jazida de Tapira, MG. Tese (Doutorado). Escola de Engenharia da UFMG.
- Barbosa, O., Braun, O. P. G., Dyer, R. C., Rodrigues da Cunha, C. A. B. 1970. Geologia da Região do Triângulo Mineiro. *Boletim* n. 136, Rio de Janeiro, 165p.



- Barros, L. A. F. 1997. Flotação da apatita da Jazida de Tapira, MG. Dissertação de Mestrado. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 106p.
- Barros, L. A. F. 1988. Desafios tecnológicos e industriais no aproveitamento dos minerais de fosfato de Tapira e Patos de Minas. IV Encontro Nacional de Rocha Fosfática – Ibrafos, pag 95 a 187.
- Barros, L. A. F. *et alii*. 1988. Estudos de processo do projeto otimização do complexo de mineração de Tapira. Simpósio brasileiro de tecnologia de produção de fertilizantes – Ceter IPT.
- Borlaug, N. E. Abril, 2004. A salvação da lavoura. Entrevista à Revista Veja (edição especial n.30, ano 37, Agronegócio), p.73-75.
- Chaban, N. 2003. Relatório Técnico de Avaliação da Reserva Mineral de Salitre – CVRD.
- Chula, A. M. D. 2004. Caracterização mineralógica de minério fosfático da Mina de Tapira. Tese de Doutorado. CPGEM/UFMG, 336p.
- CONAB. Intenção de plantio – Safra 2001/2002 – Levantamento, Dezembro, 2002. Ministério da agricultura, pecuária e abastecimento, 2002, 20p. [http:// www.conab.gov.br](http://www.conab.gov.br).
- CONAB. Intenção de plantio – Safra 2002/2003 - Segundo levantamento, Dezembro, 2003. Ministério da agricultura, pecuária e abastecimento, 2003, 13p. [http:// www.conab.gov.br](http://www.conab.gov.br).
- Cook, P. J. 1972. Petrology and geochemistry of the phosphate deposits of northwest Queensland, Australia. *Economic Geology*, 67:1193-1213.
- Deer, W. A., Howie, R. A., Zussman, J. 1981. Minerais constituintes das rochas – Uma introdução. Tradução: Luís E. Nabais Conde. Ed. Fundação Calouste Gulbenkian, 556p.
- Ferreira, E. E., Freitas, J. C. S., Souza, M. D., Barros, L. A. F., Custódio, W. 205. Aplicação da separação magnética de alta intensidade na purificação do concentrado fosfático do Complexo de Mineração de Tapira.
- Fischer, D.J.; McCommell, D. 1969. Aluminum-Rich Apatite. *Science*, 164:551-553.
- FOSFERTIL. janeiro, 2003. Relatório interno. Projeto fosfato Salitre. Gefer, 30p.

- FOSFERTIL. julho, 2004. Relatório interno. Projeto fosfato Salitre. Gefer, 25p.
- Fuerstenau, D. W., Fuerstenau, M. C. 1982. The flotation of oxide and silicate minerals. In: Principles of flotation. Edit. King, R. P. South African Institute of Mining and Metallurgy, 263p.
- Fuerstenau, M. C. and Palmer, B. R. 1976. Anionic flotation of oxides and silicates. In: Flotation – A. M. Gaudin Memorial, Edit. M. C. Fuerstenau. AIME, vol.1, 597p.
- Fuerstenau, M. C. et alii. 1985. Chemistry of Flotation. SME.
- Ferrari, V. C. 2000. Fosfatos primários e secundários nos perfis de intemperismo sobre os maciços de Juquiá (SP), Anitápolis (SC) e Tapira (MG). Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo, Tese de Doutorado, 241p.
- Florêncio, R.V.S.; Toledo, M. C. M. de 1997. Estudo da alteração intempérica sobre rochas ricas em apatita no maciço Alcalino-carbonatítico de Ipanema, SP. *Geochimica Brasiliensis*, 11(3).
- Guimarães, R. C., Peres, A. E. C. 1999. Interfering íons in the flotation of phosphate ore in a batch column. *Minerals Engineering*, Vol. 12, n.7, p.757-768.
- Gusev, G. M.; Zanin, Yu. N.; Krivolutskaya, L. M.; Lemina, N. M.; Yusupov, T. S. 1976. Transformation of apatite during weathering and leaching. *Doklady Akad. Nauk SSSR*, 229:146-148.
- Hanna H. S., Somasundaran P. 1976. Flotation of Salt-Type Minerals. In: Fuerstenau M. C. Flotation A. M. Gaudin Memorial Volume. New York, AIME, volume I, capítulo 8, páginas 197-272.
- Kahn, H. 2003. Classificação dos intervalos de furos de sonda de Salitre. Relatório de consultoria (planilha eletrônica, software excel), 5p.
- Leal Filho, L. S. 2000. Flotação de oximinerais: teoria e prática voltada à solução de problemas brasileiros, (concurso para professor titular) 191p.
- Leal Filho, L. S. 2002. Estudos de mecanismos geradores de seletividade na separação apatita/silicatos e apatitas/óxidos por flotação aniônica. Relatório final apresentado à Fapesp. São Paulo, 95p.
- Leal Filho, L. S. 1998. Contribuição ao estudo de depressores para a flotação aniônica direta do fosfato de Jacupiranga. Dissertação (Mestrado). Escola de Engenharia da UFMG.

- Lenharo, S. L. R. 2002. Mineralogia de apatitas: quo vadis Palestra realizada na Universidade de Brasília.
- Lenharo, S. L. R. 2004. Classificação dos intervalos de furos de sonda de Salitre. Relatório de consultoria (planilha eletrônica, software excel), 1p.
- Lenharo, S. L. R., 2003. Caracterização mineralógica de apatitas associadas à carbonatos: Tipologia, Evolução e Parâmetros de processo.
- Lenharo, S. L. R. 1994. Caracterização mineralógica/tecnológica das apatitas de alguns depósitos brasileiros de fosfato. Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, Dissertação de Mestrado, 113p.
- Lucas, J.; Flicoteaux, R. 1984. Weathering of phosphate minerals. Phosphate minerals. J. B. Nriagu e P. B. Moore (eds.), Berlin-Heidelberg-New York-Tokyo. Springer-Verlag, 292-317.
- Lucas, J.; Prevot, L.; Mountassin, M. 1979. Les phosphorites rubefieés de Sidi Daoui, transformation météorique local et du gisement de phosphate des Ouled Abdoun (Maroc). *Sciences Géologiques Bulletin*, 32: 21-37.
- Manser, R. M. 1975. Handbook of silicate flotation. Warren Spring Laboratory, Stevenage-UK.
- McArthur, J. M. 1978. Systematic variations in the contents of Na, Sr, CO<sub>3</sub> and SO<sub>4</sub> in marine carbonate-fluorapatite and their relation to weathering. *Chemical Geology*, 21 (1-2): 89-112.
- McArthur, J. M. 1980. Post deposicional alteration of the carbonate-fluorapatite phase of Moroccan phosphates. *SEPN Sp. Publ.* 29: 53-60.
- McArthur, J. M. 1985. Francolite geochemistry – compositional controls during formation diagenesis metamorphism and weathering. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 49: 23-45.
- McArthur, J. M. 1990. Fluorine deficient apatite. *Mineralogical Magazine*, 54: 508-510.
- McClellan, G. H., Lehr, J. R. 1969. Cristal chemical investigation of Natural apatites. *The American Mineralogist*, vol. 54, p.1374-1391.

- Melo, M. T. V., Chaban, N., Grossi Sad, J. H., Torres, N. 1997. Depósitos de fosfato, titânio e nióbio de Salitre, Minas Gerais. In: Principais depósitos minerais do Brasil. Editores: C. Schobbenhaus, E. T. Queiroz e C. E. S. Coelho. DNPM/CPRM, vol, 14, parte C, capítulo 5, 634p.
- Miller, J. D., Wang, X., Li, M. 2002. A selective collector for phosphate flotation – final report. Edit. Florida Institute of Phosphate Research, USA, 64p.
- Mishra, S. K. 1982. Electrokinetic properties and flotation behaviour of apatite and calcite in the presence of sodium oleate and sodium metasilicate. *International Journal of Mineral Processing*, 9, p. 59-73.
- Mishra, S. K *et aliiiii* Effect of Ionic Surfactants on the Eletrophoretic Mobility of Hidroxyapatite. *Colloids and Surface*. p. 105-109. 1980.
- Montel, G. 1968. Conceptions nouvelles sur la physico-chimie des phosphates de structure apatitique. Colloque Inter. Sur les phosphates minéraux solides, 1967, Toulouse. *Bulletin de la Société Chimique de France*, 1968, numero special, p. 1693-1700.
- Murta. C. C. 1996. Estudos Internos de caracterização das apatitas brasileiras. CDTN – CNEN. Relatórios internos e comunicação pessoal.
- Murta. C. C. 1997. Estudos Internos de caracterização das apatitas brasileiras. CDTN – CNEN. Relatórios internos e comunicação pessoal.
- Pinto, C. L. L., Araujo, A. C., Peres, A. E. C. 1992. The effect of starch, amylose and amylopectin on the depression of oxi-minerals. *Minerals Engineering*, vol. 5, n 3-5, p.469-478.
- Pugh, R., Stenius, P. 1985. Solution chemistry studies and flotation behaviour of apatite, calcite and fluorite minerals with sodium oleate collector. *International Journal of Mineral Processing*, 15, pp. 193-218.
- Rao, K. H., Antti, B. M., Forssberg, E. 1989. Flotation of phosphatic material containing carbonatic gangue using sodio oleate as colector and sodium silicate as modifier. *International Journal of Mineral Processing*, 26, p. 123-140.
- Rao, K. H., Antti, B. M., Forssberg, E. 1991. Mechanism of oleate interaction on salt-type minerals, part II. Adsorption and electrokinetic studies of apatite in presence of sodium silicate and sodium metassilicate. *International Journal of Mineral Processing*, 28, p. 59-79.

- Regnier, P.; Lasaga, A. C.; Berner, R. A.; Hano, O. H.; Zilm, K. W. 1994. Mechanism of  $\text{CO}_3^{2-}$  substitution in carbonate fluorapatite: evidence from FTIR spectroscopy,  $^{13}\text{C}$  NMR and quantum mechanical calculations. *American Mineralogist*, 79: 809-818.
- Rodrigues, A. J. 1992. Influências dos Aspectos Cristalquímicos na Flotabilidade das apatitas, UFMG, Dissertação de Mestrado.
- Rodrigues, A. J., Brandão, P.R.G. 1992. Influências das Propriedades cristalquímicas na Flotabilidade das Apatitas com Oleato de Sódio, 15º Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, São Lorenço MG.
- Rodrigues, A. J., Brandão, P.R.G. 1993. The influence of chemistry properties on the flotability of apatites with sodium oleate. *Minerals Engineering*, vol. 6, n.6, pp. 643-653.
- Salum, M. J. G., Assis, S. M., Pinto, A. P., Araujo, M. A. C. Barros, L. A. F. 1990. Microflotação, constituição e potencial zeta de fases minerais de um fosfato alterado de Tapira-MG. In: XIV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, Salvador, Pad. 148-160.
- Sant' Agostino, L. M. 1996. Caracterização tecnológica de um depósito mineral – Um estudo de caso: O nióbio de Catalão I - Tese de Doutorado – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.
- Santos, C. N. 1998. Estudos mineralógicos e micromorfológico das apatitas da Jazida de Tapira (MG) – correlação com o processo de beneficiamento. São Paulo: Instituto de Geociências da Universidade de São Paulo, 50p. (Monografia de trabalho de formatura).
- Santos, C. N. 2001. Micromorfologia, geoquímica e aspectos tecnológicos da apatita da associação alcalino-carbonatítica pré-cambriana de Angico dos Dias (BA). Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo Dissertação de Mestrado, 131p.
- Santos, R., V.; Clayton, R., N. 1995. The carbonate content in high-temperature apatite: an analytical method applied to apatite from the Jacupiranga alkaline complex. *American Mineralogist*, vol. 80, p. 336-344.

- Schubert. 2001. Relatório Técnico de Avaliação da Reserva Mineral de Salitre – CVRD.
- Slansky, M. 1980. Geology of sedimentary phosphates. Ed. Bureau de Recherches Geologiques et Minières, 210p.
- II Simpósio Nacional do Setor de Fertilizantes – Anda 2002.
- Somasundaran, P., Amankonah, J. O., Ananthapadmabhan, K. P. 1985. Mineral – solution equilibria in sparingly soluble mineral systems. *Colloids and Surfaces*, 15, pp. 309-333.
- Toledo, M. C. M. 1999. Mineralogia dos principais fosfatos do Maço Alcalino-carbonatítico de Catalão I (GO) e sua evolução no perfil laterítico. Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo, Tese de Livre Docência, 198p.
- Toledo, M. C. M.; De Parseval, ph.; Fontan, F.; Leroy, G.; Ribeiro, C. C. 1998. “Caractérisation des apatites de différentes générations du Massif Alcalin-carbonatitique de Catalão I (Goiás, Brasil)”. *Bol. Soc. Esp. De Mineralogia*, vol. 21-A, p.202-203.
- Toledo, M. C. M.; Ferrari, V. C.; Santos, C. N.; Alcover Neto, A. 1997. “Aspectos geoquímicos da gênese dos fosfatos secundários associados ao Maço Alcalino-carbonatítico de Juquiá (SP)”. *In: SBGq, Congresso Brasileiro de Geoquímica*, 5, Boletim de Resumos, Salvador.
- Toledo, M. C. M.; Ferrari, V. C.; Santos, C. N.; Alcover Neto, A.; Parseval, P.; Fontan, F.; Ribeiro, C. C. 1999. “Lateritic weathering effects over phosphatic brazilian ores: Catalão I and Juquiá (Brasil)”. *In: 19<sup>th</sup> International Geochemical Exploration Symposium, Abstracts Volume*, p. 142-143, Vancouver.
- Toledo, M. C. M., Pereira, V. P. 2001. Variabilidade de composição da apatita associada a carbonatitos. *Revista do Instituto Geológico*, 22 (1/1), p.27-64.
- Torres, M. G. 1996. Caracterização mineralógica do minério fosfático da Arafertil S.A., no Complexo Carbonatítico do Barreiro, Araxá, MG. Dissertação de Mestrado 112, UnB, 149p.

- Walter, A. V. 1991. Caractérisation géochimique et minéralogique de l'altération de la carbonatite du Complexe Alcalin de Juquiá (Brasil) – Comportement des Terres Rares dans les minéraux phosphatés. Thèse, Univ. d'Aix Marseille, 247p.
- Zanin, YU. N. 1989. Phosphate-bearing weathering crusts and their related deposits. Weathering: its products and deposits. vol. II. Products – Deposits – Geotechnics, p. 321-367, Theophrastus Publications, S. A. Zographon, Athens, Greece.
- Relatórios técnicos – Fertilizantes Fosfatados S. A.
  - Análises comparativas das reatividades das rochas de Salitre com rochas conhecidas (2004) – Getec.
  - Caracterização tecnológica de seis tipos de minerais de fosfato de Salitre I – (2004). Laboratório de Caracterização Tecnológica - EPUSP
  - Estudos com minerais puros da jazida de Salitre (2004). Laboratório Físico-química de superfície - EPUSP
  - Observação sobre a Geologia da Área Foscorito – Salitre (2003).
  - Relatórios de análises comparativas das rochas de Salitre com rochas conhecidas (2003) – Getec.
  - Relatório Técnico 008-05 – Relatório de Caracterização tecnológica do minério de Salitre I – Revisão II – (2005) – Getec.