

Reavaliação do Patrimônio Mineral

PROJETO MIRIRI

Durante a segunda metade do século passado o Serviço Geológico do Brasil (CPRM) realizou diversos projetos de pesquisa e exploração mineral no Brasil. Atualmente a CPRM possui 376 direitos minerários ativos agrupados em 30 projetos distribuídos pelo país.

O Empreendimento Reavaliação do Patrimônio Mineral da CPRM tem como finalidade resgatar e reavaliar os dados de informações geológicas, geoquímicas, geofísicas e geometalúrgicas, validando-os e organizando-os em um banco de dados em formato digital. Esses dados são integrados e reinterpretados à luz do conhecimento geológico atual, tanto quanto possível, modelados e estimados conforme preconizado nos códigos internacionais de classificação de recursos e reservas.

O Projeto Fosfato Miriri compreende sete processos minerários, totalizando 7.572,84 hectares. O conjunto de áreas que compõe esse projeto localiza-se na região costeira na divisa dos estados de Pernambuco (município de Goiana) e Paraíba (municípios Alhandra e Pedra do Fogo), em uma faixa paralela à costa com cerca de 45 km de extensão no sentido norte-sul.

O depósito fosfático de Miriri é composto por pacotes sedimentares horizontais inseridos na Bacia Paraíba e foi reavaliado considerando-se um cut-off de 1% de P_2O_5 . O total de recursos estimados foi de 114,7 milhões de toneladas de minério fosfático com teor médio de 4,19% P_2O_5 . Nestas áreas foram consideradas três tipos de minério, sendo que o minério high grade compõe cerca de 7% do total reportado, com teor médio de 16,11% de P_2O_5 .

Este acervo contém todos os dados e informações do referido depósito, o qual possa vir a ser um catalizador de novos investimentos, fomentando oportunidades e incentivando a indústria mineral do País.

Sede

Setor Bancário Norte - SBN - Quadra 02, Asa Norte
Bloco H - 5º andar - Edifício Central Brasília
Brasília - DF - CEP: 70040-904
Tel: 61 2108-8400

Escritório Rio de Janeiro

Av Pasteur, 404 - Urca
Rio de Janeiro - RJ Cep: 22290-255
Tel: 21 2295-5337 - 21 2295-5382

Diretoria de Geologia e Recursos Minerais

Tel: 21 2546-0212 - 61 3223-1166

Departamento de Geologia

Tel: 71 3371-8886

Departamento de Recursos Minerais

Tel: 61 2108-8486

Divisão de Economia Mineral e Geologia Exploratória

Tel: 92 2126-0308

Divisão Geologia Econômica

Tel: 61 2108-8509

Diretoria de Relações Institucionais e Desenvolvimento

Tel: 21 2295-5837 - 61 3223-1059

Superintendência Regional de Recife

Avenida Sul, 2.291 - Afogados
Recife - PE - CEP: 50770-011
Tel.: 81 3316-1400

Assessoria de Comunicação

Tel: 61 2108-8468
E-mail: asscomdf@cprm.gov.br

Divisão de Marketing e Divulgação

Tel: 31 3878-0372
E-mail: marketing@cprm.gov.br

Ouvidoria

Tel: 21 2295-4697
E-mail: ouvidoria@cprm.gov.br

Serviço de Atendimento ao Usuário - SEUS

Tel: 21 2295-5997
E-mail: seus@cprm.gov.br

www.cprm.gov.br

CPRM
Serviço Geológico do Brasil

SECRETARIA DE
GEOLOGIA, MINERAÇÃO
E TRANSFORMAÇÃO MINERAL

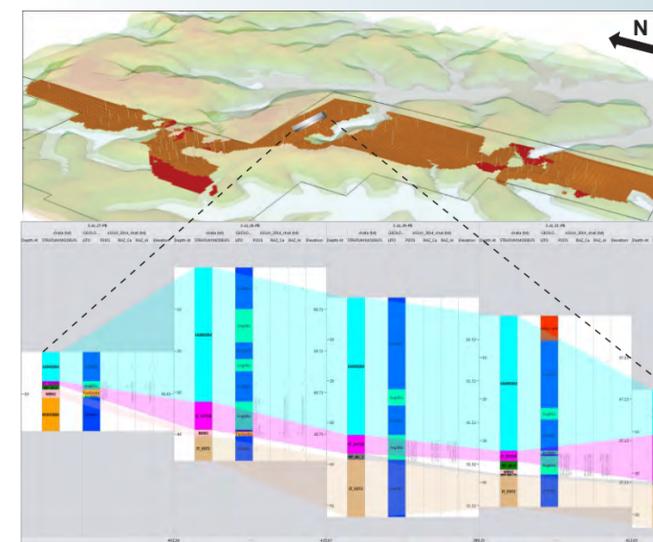
MINISTÉRIO DE
MINAS E ENERGIA

BRASIL
GOVERNO FEDERAL

CPRM
Serviço Geológico do Brasil

Reavaliação do Patrimônio Mineral

PROJETO MIRIRI - FOSFATO -



MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA
SECRETARIA DE GEOLOGIA, MINERAÇÃO E TRANSFORMAÇÃO MINERAL
SERVIÇO GEOLÓGICO DO BRASIL – CPRM

Diretoria de Geologia e Recursos Minerais
Departamento de Recursos Minerais
Divisão de Economia Mineral e Geologia Exploratória

RELATÓRIO DE REAVALIAÇÃO DO PATRIMÔNIO MINERAL
FOSFATO MIRIRI (PERNAMBUCO/PARAÍBA)

MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA
Fernando Coelho Filho
Ministro de Estado

SECRETARIA DE GEOLOGIA, MINERAÇÃO E TRANSFORMAÇÃO MINERAL
Vicente Humberto Lôbo Cruz
Secretário

SERVIÇO GEOLÓGICO DO BRASIL – CPRM
Eduardo Jorge Ledsham
Diretor-Presidente

José Leonardo Silva Andriotti (interino)
Diretor de Geologia e Recursos Minerais
Stênio Petrovich Pereira

Diretor de Hidrologia e Gestão Territorial
Antônio Carlos Bacelar Nunes

Diretor de Relações Institucionais e Desenvolvimento
Nelson Víctor Le Cocq D'Oliveira

Diretor de Administração e Finanças
Marco Túlio Naves de Carvalho (interino)
Chefe do Departamento de Geologia

José Leonardo Silva Andriotti (interino)
Chefe do Departamento de Recursos Minerais
Ruben Sardou Filho

Chefe da Divisão de Economia Mineral e Geologia Exploratória
José Márcio Henriques Soares (interino)

Chefe do Departamento de Relações Institucionais e Divulgação
José Márcio Henriques Soares

Chefe da Divisão de Marketing e Divulgação

Superintendência Regional de Recife
Sérgio Maurício Coutinho Corrêa de Oliveira
Superintendente Regional
Ana Cláudia Aguiar Accioly

Gerente de Geologia e Recursos Minerais
Gilberto Augusto Pinto Ribeiro Júnior
Gerente de Administração e Finanças

Dunaldson Eliezer G. Alcoforado da Rocha
Gerente de Hidrologia e Gestão Territorial
Douglas Silva Luna

Gerente de Relações Institucionais e Desenvolvimento

MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA
SECRETARIA DE GEOLOGIA, MINERAÇÃO E TRANSFORMAÇÃO MINERAL
SERVIÇO GEOLÓGICO DO BRASIL – CPRM
 Diretoria de Geologia e Recursos Minerais
 Departamento de Recursos Minerais
 Divisão de Economia Mineral e Geologia Exploratória
RELATÓRIO DE REAVALIAÇÃO DO PATRIMÔNIO MINERAL
FOSFATO MIRIRI – PERNAMBUCO/PARAÍBA

EQUIPE TÉCNICA
 (Executores do Informe)

Coordenação Geral
 Francisco Valdir Silveira

Supervisão Técnica Nacional
 Maisa Bastos Abram

Chefe do Projeto
 Ricardo Wosniak

Pesquisadores em Geociências

Geologia

Cleide Regina Moura da Silva
 Geofísica

Roberto Gusmão de Oliveira
 Geoquímica

Claudio Gerheim Porto
 QA/QC

Leandro Guimarães Silva

Modelagem 3D e Estimativa de Recursos

Eduardo Moussalle Grissolia

Avaliação Econômica

Gustavo Alexandre Silva

Socioambiental

Luciana Felício Pereira

Direitos Minerários

Élcio Rodrigues

Compatibilização e Revisão

Ricardo Wosniak

Organização, Preparo e Controle da Edição Final

Lauro Gracindo Pizzatto

 COLABORADORES TÉCNICOS

Marco Túlio Naves de Carvalho
 Gerson Manoel Muniz de Matos
 Adeilson Alves Wanderley

Lília Mascarenhas Sant'Agostino (DNPM)
 Departamento de Geologia e Produção Mineral – DGPM
 Secretaria de Geologia, Mineração e Transformação Mineral – SGB

 APOIO TÉCNICO

Fábio Silva da Costa
 Topografia
 Jônathan Nereu Lisbôa Rojas
 Litoteca e Ensaios Densidade

Rogério Celestino de Almeida
 Davi Cerqueira Grilo
 Lucas Camargo Marquezini
 Geoprocessamento

 APOIO ADMINISTRATIVO
 Maria Madalena Figuerêdo de Lima

 ESTAGIÁRIOS

Adriana Santos Albergaria
 Marcéu Barreto Oliveira

Ricardo dos Santos Ribeiro
 Camila Evangelista Fonseca

 Revisão Final
 Marco Túlio Naves de Carvalho
 Chefe do Departamento de Geologia (interino)

 Revisão Ortográfico-Gramatical
 Sueli Cardoso de Araujo

TABELA DE CONTEÚDOS

	SUMÁRIO	I
1	INTRODUÇÃO	1
2	LOCALIZAÇÃO, INFRAESTRUTURA E LOGÍSTICA	2
2.1	Rodovias	3
2.2	Portos	3
2.3	Ferrovias	4
2.4	Aeroportos	5
2.5	Recursos Energéticos	6
2.6	Investimentos Previstos e/ou em Andamento	7
3	ASPECTOS LEGAIS	8
4	CARACTERIZAÇÃO FISIAGRÁFICA	11
4.1	Clima, Qualidade do Ar e Emissões Sonoras	11
4.2	Geomorfologia e Solos	11
4.3	Águas Superficiais e Subterrâneas	11
5	MINERAÇÃO DE FOSFATO NO BRASIL	14
5.1	História do Fosfato na Bacia Paraíba	14
5.1.1	Projeto Fosfato na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba	15
5.1.2	Projeto Miriri	16
5.1.3	Estimativas históricas de “reservas” e “recursos”	17
5.1.4	Fosfato de Miriri – Informe de recursos minerais	17
5.1.5	Sondagem Petrobras	18
5.1.6	Projeto Fosfato Lucena – Aguiá Resources	18
6	GEOLOGIA REGIONAL	19
6.1	Formação Beberibe (Santoniano?-Campaniano)	21
6.2	Formação Itamaracá (Campaniano-Maastrichtiano)	21
6.3	Formação Gramame (Maastrichtiano Superior)	23
6.4	Formação Maria Farinha (Paleógeno Inferior)	23
6.5	Coberturas Cenozoicas	23
6.5.1	Grupo Barreiras (Mioceno a Plio-Pleistoceno)	23
6.5.2	Depósitos pós-Barreiras	24
7	GEOLOGIA LOCAL	25
7.1	Formação Itamaracá	25
7.2	Formação Gramame	29
7.3	Depósitos Cenozoicos	32
8	TIPO DE DEPÓSITO	34

8.1	Mineralização	34
8.2	Caracterização das Fácies Mineralizadas	35
8.2.1	Fosforitos	35
8.2.2	Rochas fosfáticas siliciclásticas	37
8.2.3	Rochas fosfáticas carbonáticas	39
8.3	Mineralogia e Geoquímica de Rocha Total de Fosforitos e Rochas Fosfáticas	40
8.3.1	Mineralogia de fosforitos	40
8.3.2	Geoquímica de elementos maiores	44
9	PROSPECÇÃO GEOFÍSICA	47
9.1	Dados e Métodos	47
9.2	Interpretação dos Dados Radiométricos	47
9.3	Arcabouço Gravimétrico da Sub-Bacia Alhandra	54
10	PROSPECÇÃO GEOQUÍMICA	57
10.1	Resultados do Levantamento Orientativo de Sedimentos de Corrente	58
10.2	Testes Granulométricos e Extração nos Sedimentos de Corrente	58
10.3	Parâmetros de Distribuição de P em Sedimentos de Corrente	59
10.4	Associações Geoquímicas de P em Sedimentos de Corrente	60
10.5	Resultados do Levantamento Orientativo de Solos	61
10.5.1	Testes granulométricos e extração nos solos	61
10.5.2	Parâmetros de distribuição de P no solo	62
10.5.3	Associações geoquímicas de P em solo	64
10.5.4	Perfis de solo	66
10.6	Resultados do Levantamento Regional	68
10.6.1	Precisão analítica e análise de variância	68
10.6.2	Análise fatorial	70
11	SONDAGEM ROTATIVA	76
11.1	Resgate de Dados dos Logs de Sondagem	78
11.1.1	Extração de coordenadas de latitude e longitude	79
11.1.2	SRTM e extração da cota (Z)	83
11.1.3	Gamaespectrometria	84
11.1.4	Avanço e recuperação	86
11.2	Medições de Densidade	88
11.3	Análises Químicas	89
11.4	Logs de Sondagem	90
12	Quality Assurance/Quality Control (QA/QC)	92

12.1	Padrão BRP-1	92
12.2	Check Assay	99
12.3	Duplicatas	99
12.4	Fechamento Estequiométrico	102
12.5	Branços	104
13	MODELAGEM GEOLÓGICA	105
13.1	Metodologia	106
13.2	Modelagem Geológica da Mineralização Fosfática	109
14	ESTIMATIVA DE RECURSOS	119
14.1	Análise Exploratória de Dados	119
14.1.1	Compostas	119
14.1.2	Teores	120
14.1.3	Densidade	129
14.2	Modelos de Blocos	131
14.3	Metodologia de Estimativa e Classificação de Recursos	135
14.4	Curvas de Parametrização	142
14.4.1	Espessura	144
14.4.2	Capeamento	154
14.4.3	Quadro de recursos	159
14.5	Validação das Estimativas	160
15	LAVRA E BENEFICIAMENTO	161
15.1	Histórico da Exploração de Fosforita no Litoral de Pernambuco- Paraíba	161
15.2	Dados Tecnológicos Históricos	161
15.3	Lavra	163
15.4	Beneficiamento	164
15.4.1	Testes de beneficiamento (ensaios de flotação)	165
15.4.2	Primeira campanha de ensaios (1980-1982)	165
15.4.2.1	<i>Caracterização tecnológica</i>	166
15.4.2.2	<i>Preparação de amostras e realização de ensaios</i>	166
15.4.2.3	<i>Análise dos resultados</i>	169
15.4.3	Segunda campanha de ensaios (1986-1987)	171
15.4.3.1	<i>Caracterização tecnológica</i>	171
15.4.3.2	<i>Preparação de amostras e realização de ensaios</i>	172
15.4.3.3	<i>Análise dos resultados</i>	173
16	DIAGNÓSTICO SOCIOAMBIENTAL	175

16.1	Legislação Ambiental Pertinente	175
16.2	Metodologia	176
16.3	Ecossistemas e Biodiversidade	177
16.4	Socioeconomia	177
16.5	Espaços Territoriais Protegidos e Uso e Ocupação do Solo	178
16.6	Impactos Prováveis	184
17	ANÁLISE ECONÔMICA	187
17.1	Aspectos Mercadológicos do Fosfato	187
17.2	Fosfato	192
17.3	Panorama Mundial	193
17.4	Comércio Exterior	194
17.5	Panorama Nacional	195
17.5.1	Estrutura produtiva	196
17.5.1.1	<i>Aspectos concorrenciais</i>	197
17.5.1.2	<i>Usos e aplicações</i>	199
17.5.1.3	<i>Especificações</i>	199
17.6	Custos	200
17.7	Preços	201
17.8	Tributação dos Produtos Fosfatados	202
17.9	Investimentos e Projetos em Andamento e/ou Previstos	204
17.10	Projeções	205
18	ÁREAS POTENCIAIS DE MINERAÇÃO A CÉU ABERTO	206
18.1	Relação Estéril/Minério	206
18.1.1	Bloco Norte	206
18.1.2	Bloco Sul	210
18.2	Aspectos Socioambientais	212
18.2.1	Bloco Norte	212
18.2.2	Bloco Sul	213
18.3	Favorabilidade para Lavra a Céu Aberto	215
18.3.1	Bloco Norte	216
18.3.2	Bloco Sul	219
19	RECOMENDAÇÕES E CONCLUSÕES	223
	REFERÊNCIAS	225

LISTA DE FIGURAS

Nº	LEGENDA	PÁG.
1	Localização, modal e infraestrutura de apoio da região de influência do projeto Miriri	2
2	Vista aérea do porto de Cabedelo (PB)	3
3	Vista aérea do complexo industrial portuário de Suape (PE)	4
4	Trecho em construção da ferrovia Transnordestina, entre Trindade (PE) e Eliseu Martins (PI)	5
5	Vista aérea do aeroporto internacional presidente Castro Pinto (Bayeux, PB)	5
6	Vista aérea do aeroporto internacional do Recife/Guararapes – Gilberto Freyre (Recife, PE)	6
7	Mapa de localização dos recursos energéticos nas áreas do projeto Miriri	6
8	Mapa de localização dos direitos minerários após o recorte pelo DNPM	8
9	Mapa de localização da poligonal anterior ao recorte e situação atual dos direitos minerários	10
10	Mapa de localização de bacias hidrográficas com as áreas da CPRM e pontos de visita	12
11	Mapa de situação das áreas do projeto Fosfato na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba	15
12	Mapa de situação das áreas pesquisadas pelo projeto Miriri agrupadas em grandes blocos	16
13	Mapa de localização das áreas pesquisadas por Aguiá Resources em relação às áreas de alvarás da CPRM	18
14	Estratigrafia da bacia Paraíba	20
15	Localização da bacia Paraíba com as sub-bacias Olinda, Alhandra e Miriri	20
16	A) Associação de fácies Afm, Cca e Args em Olinda (PE). B) Fácies Ccs e Cms em Recife (PE). C) Detalhe da fácies Cms	21
17	A) Fácies Aca com <i>drapes</i> de lama. B) Fácies Alfw: arenito com laminações <i>flaser</i> e <i>wave</i>	22
18	Amostras de arenito calcífero da formação Itamaracá	22
19	A) Dolomitos da formação Maria Farinha (Alhandra, PE). B) Fácies margosa (Itamaracá, PE)	23
20	A) Afloramento do grupo Barreiras na praia de Coqueirinho (PB). B) Sedimentos arenosos com níveis argilosos	24
21	A) Unidade PB1 na base e unidade PB2 no topo (praia de Tabatinga, PB). B) Detalhe da unidade PB2 em Alhandra (PB)	24
22	Mapa geológico da área de estudo com alguns importantes afloramentos	25
23	Localização de afloramentos identificados e descritos pela CPRM e furos de trado executados durante a fase de reavaliação do projeto Miriri	26
24	Afloramento CM-32, com localização dos canais e respectivas seções. A) Canais 1, 2 e 3. B) Canais 4, 5 e 6. C) Canais 5, 6 e 7. D) Corte oposto às figuras A, B e C contendo os canais 8 e 9	27
25	A) Seção do afloramento CM-150, com intercalação das fácies Am, Argm, An e FI. B) Medidas com cintilômetro (1.200 cps) em zonas mineralizadas. C), D) Detalhe das principais fácies fosfáticas em afloramento	27
26	A) Perfil do furo AL-72-PB. B) Transição das fácies Argm e FI. C) Fosforito laminado. D) Seção do furo AL-27-PB. E) Fácies Argm com níveis de	28

	fosforito	
27	A) Localização dos furos de sonda da parte sul do projeto. B) Perfil destacando a fácies Ap nos principais furos de sonda da área. C) Seção do furo 3GO-01-PE mostrando intercalação da fácies FI em Ap. D) Amostra da fácies Ap. E) Intercalação das fácies Ap e FI	29
28	A), B) Intercalação de calcários compactos (Cc) e calcários margosos (Cm). C), D) Fácies Cc e Cm intercaladas na mina Garapu. E), F) Intercalação das fácies Cm e marga (M). G) Associação de todas as fácies da formação Gramame	30
29	A) Fácies Cm, afloramento CM-41, Alhandra (PB). B) Fotomicrografia NP de <i>packstone</i> da fácies Cm. C) Fácies M, afloramento CM-41. D) Fotomicrografia NP de <i>mudstone</i> , com destaque para ostracodes. E) Fácies Cc, mina Garapu, Alhandra (PB). F) Fotomicrografia NP de dolomito da fácies Cc	31
30	A) Calcarenito fosfático do poço 1IG-03-PE (Igarassu, PE). B) Calcarenito fosfático do poço 1PL-01-PE (Paulista, PE)	32
31	Perfis dos furos SRC-11 e 1CA-01-PB, com amostras dos testemunhos das fácies Ca e Ac	32
32	A) Grupo Barreiras, com intercalação de arenitos friáveis e argilito com cores variegadas. B) Detalhe de arenito com estratificação cruzada planar tangencial	33
33	A) Conglomerado cascalhoso do depósito PBI. B) Arenito maciço com intraclastos de arenito e argilito	33
34	Depósito de areia quartzosa do depósito PBII. B) Contato arenito friável do depósito PBI e areia quartzosa do PBII	33
35	A) Amostra de mão da litofácies FI, com laminações plano-paralelas (poço PL-02-PE). B) Fotomicrografia do aspecto geral da rocha, com predomínio de matriz argilosa (poço IG-01-PE. C) Bioclastos e ooide fosfáticos (poço IG-01-PE)	36
36	A) Amostra de mão da litofácies Fm. B) Litofácies Fm formada, predominantemente, por aloquímicos. C) Aloquímicos em NC. D) Destaque para ooides, peloides e intraclastos. E) Foraminífero bentônico	36
37	A) Amostra de mão de fosforito alterado com nódulos de argila e textura <i>boxwork</i> (afloramento CM-92). B) Fotomicrografia apresentando formas circulares dos nódulos argilosos cercados por minerais aciculares, NP. C) Formas aciculares em destaque, NC. D) Destaque de mineral fibrorradial, NC	37
38	A) Testemunho do poço 1AL-30-PB (Alhandra, PB), com a fácies Argm. B) Detalhe da fácies Argm apresentando níveis de argila esbranquiçada. C) Fotomicrografia da fácies Argm. D) Intraclasto fosfático	38
39	A) Amostra da fácies Ap do afloramento CM-32, com minerais siliciclásticos. B) Fotomicrografia com aspecto textural da fácies Ap, com grande quantidade de terrígenos e aloquímicos NP. C) Destaque para quartzo em NC	38
40	A) Arenito calcífero (Ac), com grande quantidade de moldes de fósseis (poço 1CA-01-PB; Caaporã, PB). B) Textura arenítica em amostra de mão (poço 1CA-01-PB). C) Fotomicrografia em NP com destaque para mineral fosfático. D) Mineral fosfático em NC	39
41	A) Calcarenito fosfático do poço 1IG-03-PE (Igarassu, PE). B)	40

	Fotomicrografia com destaque para matriz carbonática e aloquímicos de cor marrom-claro fosfático, NP. C) Detalhe de peloides fosfáticos, NP. D) Peloides extintos em NC	
42	A) Amostra de mão de fosforito do afloramento CM-32. B) Fotomicrografia da amostra CM-32 N//. C) Difratoograma da amostra CM-32. D) Amostra de mão do afloramento CM-32B. E) Fotomicrografia da amostra CM-32 N//. F) Difratoograma da amostra CM-32C. G) Amostra de mão de fosforito do afloramento CM-55. H) Fotomicrografia da amostra CM-55 N//. I) Difratoograma da amostra CM-55	43
43	A) Amostra de mão de fosforito do afloramento CM-92. B) Fotomicrografia da amostra CM-92B N//. C) Difratoograma da amostra CM-92B. D) Amostra de mão do afloramento CM-93. E) Fotomicrografia da amostra CM-93 N//. F) Difratoograma da amostra CM-93	43
44	A) Variação de F em relação a P_2O_5 . B) F/P_2O_5 em análise de rocha total	45
45	População de amostras de fosforitos e rochas fosfáticas: A) razão CaO/P_2O_5 . B) F/P_2O_5 . C) CO_2	45
46	A) Variação de P_2O_5 em relação a CaO . B) CaO/P_2O_5 em análise de rocha total	46
47	A) Variação de P_2O_5 em relação a Al_2O_3 , em análise de rocha total. B) Variação de Al_2O_3 em relação à razão CaO/P_2O_5	46
48	Variação de Al_2O_3 em relação à perda ao fogo em análise de rocha total	46
49	Malha interpolada pelo método de krigagem (125 x 125 m) dos teores de equivalente urânio (eU) da área de trabalho	49
50	Correlação entre os teores de eU e eTh na área de trabalho	50
51	Correlação entre os teores de eU com a razão eU/eTh na área de trabalho	50
52	Malha interpolada pelo método de krigagem (125 x 125 m) dos valores de equivalente urânio (eU) anômalos da área de trabalho que apresentam maior probabilidade de estarem associados à mineralização de fosfato (as áreas dos direitos minerários estão com hachuras)	51
53	Superfície digital do terreno (SRTM, 90 x 90 m), com sobreposição dos valores de equivalente urânio (eU) anômalo da área de trabalho	52
54	Superfície digital do terreno (SRTM, 90 x 90 m), com sobreposição dos valores de equivalente urânio (eU) anômalo da área de detalhe	53
55	a) Afloramento de camada da formação Itamaracá enriquecida em fosfato (o ponto de afloramento está indicado pela letra A na Figura 54). b) Picos cintilométricos associados às maiores concentrações de urânio	53
56	Modelo geológico-geofísico tridimensional para o topo da mineralização de fosfato na área de detalhe	54
57	Anomalia gravimétrica Bouguer da área de trabalho interpolada pelo método de mínima curvatura (5 x 5 km) (as áreas dos direitos minerários estão com hachuras)	55
58	Visão tridimensional da anomalia gravimétrica Bouguer com a camada de fosfato e os principais elementos da interpretação esboçada no texto	56
59	Área no entorno do depósito de Miriri, com os alvos anômalos detectados	57
60	Mapa de distribuição de P <80# 4A com bacias de captação das amostras anômalas	58
61	Comparação de teores de P nas frações <80# e <230#	59
62	Gráfico QQ-plot de P por extração de quatro ácidos nas duas frações	59

63	Gráfico QQ-plot de P por extração de água-régia nas duas frações	60
64	Análise fatorial de sedimento de corrente 4A <80#: associação P-Sr-Al-Ni (Alhandra, PB)	61
65	Comparação de teores de P no solo na amostra total e fração <80#, com extrações por 4A e AR	62
66	Teores de P em solo na amostra total e fração <80#, com extrações por 4A e AR	62
67	Linhas de solo L1 a L5 com resultados para P 4A e AR na amostra total e fração <80#	64
68	Carga dos elementos nos fatores 1 e 3: grupamento de P com Ba, Rb, Sr, Sb, U, Y, La, Tb	65
69	Associações geoquímicas da linha 3 – 4A <80 #	66
70	Teores de P em escala log à direita e teores de U à esquerda em seis perfis de solo	67
71	Concentração de P da mineralização em cada perfil	67
72	Precisão analítica obtida de P, a partir dos pares de duplicatas de laboratório (a barra vertical mostra o valor 10xLD = 500 ppm)	68
73	Precisão analítica obtida de Al, a partir dos pares de duplicatas de laboratório	69
74	Variância técnica e precisão analítica	70
75	Resultados da análise fatorial	71
76	Distribuição dos valores dos escores do fator 3	72
77	Teores de P ppm com os limiares indicados	73
78	Relação das anomalias de P com escores de F1, indicando as amostras que compõem os alvos anômalos	73
79	Padrões de contraste x dispersão	74
80	Histograma da profundidade máxima dos furos e estatística descritiva dos dados	76
81	Local de armazenamento dos testemunhos de sondagem no DNPM (PE)	77
82	Caixas de acondicionamento dos testemunhos de sondagem	78
83	Modelo de log original escaneado e digitalizado	79
84	Gráfico de dispersão: dimensão dos erros de digitação	81
85	Diferenças entre as coordenadas contidas na tabela do relatório e nos logs de sondagem e as extraídas dos mapas georreferenciados	82
86	Modelo digital de terreno da folha João Pessoa (em azul, detalhe da área do depósito de Miriri)	84
87	Gráfico de linha das diferenças dos valores de cota (Z) em metros nos furos	84
88	Malha-padrão gerada para resgate de informações	85
89	Processo de construção do log em formato vetorial de linhas e posterior conversão das linhas vetorizadas em pontos	86
90	Extração dos dados de recuperação por seccionamento das linhas	87
91	Modo de preparação de amostras friáveis	88
92	Modo de preparação de amostras compactas	89
93	Modelo de log de sondagem criado para o projeto	91
94	Histórico de análises do BRP-1 para P ₂ O ₅ na SGS Geosol	94
95	Histórico de análises do BRP-1 para SiO ₂ na SGS Geosol	94
96	Histórico de análises do BRP-1 para TiO ₂ na SGS Geosol	95
97	Histórico de análises do BRP-1 para Al ₂ O ₃ na SGS Geosol	95
98	Histórico de análises do BRP-1 para CaO na SGS Geosol	96

99	Histórico de análises do BRP-1 para Fe_2O_{3T} na SGS Geosol	96
100	Histórico de análises do BRP-1 para K_2O na SGS Geosol	97
101	Histórico de análises do BRP-1 para MgO na SGS Geosol	97
102	Histórico de análises do BRP-1 para MnO na SGS Geosol	98
103	Histórico de análises do BRP-1 para Na_2O na SGS Geosol	98
104	Gráfico de dispersão de amostras de <i>check assay</i> após remoção de <i>outliers</i>	99
105	Gráfico de duplicatas de polpa para P_2O_5	100
106	Gráfico de duplicatas de polpa para P_2O_5 (amostras <5%)	100
107	Gráfico de duplicatas de polpa para SiO_2	101
108	Gráfico de duplicatas de polpa para Al_2O_3	101
109	Gráfico de duplicatas de polpa para CaO	102
110	Quantitativo e estatística descritiva do fechamento estequiométrico	103
111	Série histórica de fechamentos e amostras anômalas	104
112	Mapa de localização da área de estudo, com destaque para as áreas de alvarás da CPRM subdivididas em blocos Norte e Sul	105
113	Seção vertical gerada no Strata 3D exibindo a correlação dos estratos entre os furos de sonda	108
114	Vista em perspectiva do bloco Norte (corpos de minério tipo 1 em vermelho)	110
115	Vista em perspectiva do bloco Norte (corpos de minério tipo 2 em verde)	111
116	Vista em perspectiva do bloco Sul (corpos de minério tipo 2 em verde)	111
117	Vista em perspectiva do bloco Sul (corpos de minério tipo 3 em azul-escuro)	112
118	Vista em perspectiva do bloco Norte (corpos de minério tipo 3 em azul-escuro)	112
119	Localização das seções geológicas verticais nos dois blocos de estudo	113
120	Seção geológica vertical A-B (bloco Norte)	113
121	Seção geológica vertical C-D (bloco Norte)	114
122	Seção geológica vertical E-F (bloco Norte)	114
123	Seção geológica vertical G-H (bloco Norte)	115
124	Seção geológica vertical I-J (bloco Sul)	115
125	Seção geológica vertical L-M (bloco Sul)	116
126	Vista em planta da distribuição dos três tipos de minério fosfático no bloco Norte, com identificação das zonas em que os tipos mineralizados se sobrepõem	117
127	Vista em planta da distribuição da mineralização fosfática no bloco Sul	118
128	Histogramas de frequência com distribuição lognormal para os comprimentos das amostras originais inseridas nos corpos de minério	120
129	Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 1 utilizadas na análise estatística e para cubagem de reserva	127
130	Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 2 no bloco Norte utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso	127
131	Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 2 no bloco Sul utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso	127
132	Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 3 no bloco Norte utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso	127

133	Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 3 no bloco Norte utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso	127
134	Box plot para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 dos três tipos de minério	128
135	Histogramas de frequência com distribuição lognormal para a densidade dos três tipos de minério	129
136	Gráfico box plot dos valores de densidade medidos para cada tipo de minério e estéreis	129
137	Vista em perspectiva dos modelos de blocos dos três tipos de minério no bloco Norte	131
138	Vista em perspectiva dos modelos de blocos dos dois tipos de minério modelados no bloco Norte	132
139	Vista em planta dos modelos de blocos classificados por tipo de minério (bloco Norte)	133
140	Vista em planta dos modelos de blocos classificados por tipo de minério (bloco Sul)	134
141	Seção vertical A-B: modelo de blocos dos corpos de minério classificados por tipo de minério	135
142	Seção vertical G-H: modelo de blocos dos corpos de minério classificados por tipo de minério	135
143	Mapa em planta do bloco Norte: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 1	137
144	Mapa em planta do bloco Norte: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 2	138
145	Mapa em planta do bloco Norte: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 3	139
146	Mapa em planta do bloco Sul: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 2	140
147	Mapa em planta do bloco Sul: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 3	141
148	Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P_2O_5 para o minério tipo 1 – <i>High grade</i>	142
149	Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P_2O_5 para o minério tipo 2 – <i>Low grade</i> (bloco Norte)	142
150	Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P_2O_5 para o minério tipo 2 – <i>Low grade</i> (bloco Sul)	142
151	Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P_2O_5 para o minério tipo 3 – <i>Low grade</i> (bloco Norte)	143
152	Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P_2O_5 para o minério tipo 3 – <i>Low grade</i> (bloco Sul)	143
153	Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P_2O_5 para todos os tipos de minério	143
154	Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipo 1)	144
155	Mapa em planta do bloco Norte: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 1	145
156	Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipo 2)	146

157	Mapa em planta do bloco Norte: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 2	147
158	Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipo 3)	148
159	Mapa em planta do bloco Norte: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 3	149
160	Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Sul – tipo 2)	150
161	Mapa em planta do bloco Sul: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 2	151
162	Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Sul – tipo 3)	152
163	Mapa em planta do bloco Sul: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 3	153
164	Relação entre as isocoberturas sobre a camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipos 1, 2 e 3)	155
165	Mapa em planta do bloco Norte: isocoberturas (capeamento) das camadas mineralizadas do minério tipos 1, 2 e 3	156
166	Relação entre as isocoberturas sobre a camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Sul – tipos 2 e 3)	157
167	Mapa em planta do bloco Sul: isocoberturas (capeamento) das camadas mineralizadas do minério tipos 2 e 3	158
168	Comparação entre os teores médios de P_2O_5 das amostras compostas e dos modelos de blocos para cada tipo de minério	160
169	Esboço das operações de lavra a céu aberto pelo método <i>strip mining</i>	163
170	Fluxograma de beneficiamento de rocha fosfática da mina de Cajati (SP)	164
171	Localização das trincheiras para teste de beneficiamento	165
172	Fluxograma de procedimento dos ensaios de flotação do fosfato de Miriri – campanha 1980-1982	168
173	Porcentagem de material -65+400 malhas em função do tempo de moagem	170
174	Localização dos pontos de caminhamento no levantamento	176
175	Unidades de conservação de uso sustentável e áreas de proteção permanente próximas às áreas de interesse do projeto	179
176	Uso e ocupação do solo nas áreas de alvará de pesquisa da CPRM (área Norte – PB)	182
177	Uso e ocupação do solo nas áreas de alvará de pesquisa da CPRM (área Sul – PE)	183
178	Percentual das diversas categorias no uso e ocupação da área	184
179	Desempenho do mercado nacional de fertilizantes (2003-2013)	188
180	Fertilizantes no Brasil: perfil da dependência externa	188
181	Participação das regiões do Brasil no consumo de fertilizantes em 2013	190
182	Principais estados brasileiros consumidores de fertilizantes	190
183	Consumo de nutrientes NPK por bloco econômico em 2013	191
184	Principais regiões brasileiras consumidoras de fertilizantes	192
185	Participação na produção mundial dos principais produtores de rochas fosfáticas em 2013	193
186	Principais reservas lavráveis mundiais de fosfato (nutrientes em P_2O_5) por	194

	país em 2013	
187	Cadeia produtiva dos fertilizantes (destaque para os produtos fosfatados)	197
188	Preços dos principais produtos de fosfato da balança comercial brasileira (2003-2013)	202
189	Evolução projetada para o final de cada período (quadrienal)	205
190	Mapa em planta do bloco Norte: distribuição da relação estéril/minério a partir de classificação do modelo de blocos	208
191	Parametrização da relação estéril/minério no bloco Norte em função de quantidade de recursos fosfáticos e teor médio de cada classe	209
192	Percentual de participação de cada classe de relação estéril/minério no total de recursos fosfáticos calculados no bloco Norte	209
193	Mapa em planta do bloco Sul: distribuição da relação estéril/minério a partir de classificação do modelo de blocos	211
194	Parametrização da relação estéril/minério no bloco Sul em função de quantidade de recursos fosfáticos e teor médio de cada classe	212
195	Percentual de participação de cada classe de relação estéril/minério no total de recursos fosfáticos calculados no bloco Sul	212
196	Mapa do bloco Norte contendo a sobreposição dos mapas de uso e ocupação do solo e de relação estéril/minério	214
197	Mapa do bloco Sul contendo a sobreposição dos mapas de uso e ocupação do solo e de relação estéril/minério	215
198	Parametrização da tonelage de recursos acumulada e teor médio de P_2O_5 em função de valor de corte de relação estéril/minério selecionado	216
199	Proporção da participação de cada categoria de relação estéril/minério em função do total de recursos calculados no bloco Norte	217
200	Mapa do bloco Norte exibindo o recurso calculado com relação estéril/minério menor ou igual a 5 e livre de restrições socioambientais	218
201	Comparativo da quantidade de minério fosfático nas três áreas selecionadas e teor médio de P_2O_5 de cada área	219
202	Parametrização da tonelage de recursos acumulada e do teor médio de P_2O_5 em função de valor de corte de relação estéril/minério selecionado	220
203	Proporção da participação de cada categoria de relação estéril/minério em função do total de recursos calculados no bloco Sul	220
204	Mapa do bloco Sul exibindo o recurso calculado com relação estéril/minério menor ou igual a 5 e livre de restrições socioambientais	221
205	Comparativo da quantidade de minério fosfático nas quatro áreas selecionadas e teor médio de P_2O_5 de cada área	222

LISTA DE TABELAS

Nº	LEGENDA	PÁG.
1	Resultados estatísticos para sedimentos de corrente na sub-bacia Alhandra (PB)	60
2	Teores <i>background</i> e limiar nos solos na sub-bacia Alhandra (PB)	63
3	Comparação entre as amostras originais e as amostras compostas do bloco Norte	120
4	Comparação entre as amostras originais e as amostras compostas do bloco Sul	120
5	Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas do minério tipo 1 – <i>High grade</i>	122
6	Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 2 – <i>Low grade</i> (bloco Norte)	123
7	Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 2 – <i>Low grade</i> (bloco Sul)	124
8	Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 3 – <i>Low grade</i> (bloco Norte)	125
9	Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 3 – <i>Low grade</i> (bloco Sul)	126
10	Sumário dos resultados estatísticos de densidade obtidos a partir dos dados de amostras originais e compostas	130
11	Parâmetros utilizados nos modelos de blocos individualizados por setor (blocos Norte e Sul)	131
12	Análise de aderência do modelo de blocos ao modelo geológico	132
13	Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Norte – tipo 1)	144
14	Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Norte – tipo 2)	146
15	Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Norte – tipo 3)	148
16	Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Sul – tipo 2)	150
17	Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Sul – tipo 3)	152
18	Parametrização dos recursos por espessura de capeamento (bloco Norte – tipos 1, 2 e 3)	154
19	Parametrização dos recursos por espessura de capeamento (bloco Sul – tipos 2 e 3)	157
20	Resultado final da estimativa de recursos de minério fosfático do depósito de Miriri	159
21	Produção de fosforita na unidade-piloto de beneficiamento da Fosforita de Olinda S.A (PE) no período 1962-1967	161
22	Resultado da análise química das amostras obtidas na pilha de homogeneização	167
23	Distribuição de P ₂ O ₅ na granulometria das amostras britadas	167

24	Resultados obtidos nos testes de moagem	168
25	Testes com diferentes coletores	170
26	Testes com diferentes espumantes	170
27	Influência da dosagem de depressor	170
28	Influência da variação do pH da polpa	170
29	Resultados obtidos com diferentes concentrações de coletor	171
30	Grau de liberação e distribuição de P ₂ O ₅ na granulometria da amostra estudada	172
31	Influência da variação de dosagens de reagentes e pH na flotação da fração - 65+200#	173
32	Influência da dosagem de NaCN na flotação com oleato de Na (1.500 g/t), querosene (1.000 g/t) e pH = 8,5 da fração -100+400#	174
33	Renda <i>per capita</i> da população na região com mais de 10 anos	178
34	Balanço do setor de fertilizantes no Brasil entre 2011 e 2013	189
35	Balanço do setor de nutrientes NPK no Brasil entre 2012 e 2013	189
36	ICMS (%) incidente nas operações interestaduais – produtos fosfatados	203
37	Parametrização da relação estéril/minério no bloco Norte	207
38	Parametrização da relação estéril/minério no bloco Sul	210
39	Parametrização da tonelagem de recursos acumulada e respectivos resultados em função do valor de corte de relação estéril/minério selecionado	216
40	Áreas selecionadas, resultados do cálculo de recursos e demais aspectos de cada área	219
41	Parametrização da tonelagem de recursos acumulada e respectivos resultados, em função de valor de corte de relação estéril/minério selecionado	219
42	Áreas selecionadas e resultados do cálculo de recursos e demais aspectos de cada área	222

SUMÁRIO

O Projeto Reavaliação do Patrimônio Mineral da CPRM tem como objetivo resgatar e reavaliar os dados e informações geológicas, geoquímicas e geofísicas geradas pela CPRM entre as décadas de 1970 e 1990 e que constituem o patrimônio mineral da empresa, validando-os, organizando-os em um banco de dados em formato digital, integrando-os e reinterpretando-os à luz do conhecimento geológico atual.

Esses dados, tanto quanto possível, foram resgatados, integrados e modelados conforme preconizado no código JORC (Joint Ore Reserves Committee), procurando-se, ao final, definir uma nova cubagem para as jazidas e classificar seus recursos e reservas.

Este estudo deverá servir de parâmetro para a realização de avaliações econômicas em nível conceitual que permitam estimar o valor do ativo mineral e a melhor forma de atuação da CPRM em futuras licitações.

Durante o trabalho, a CPRM, por meio de interpretações geológicas e paleogeográficas, verificou a existência de condicionamentos metalogenéticos semelhantes àqueles conhecidos nos depósitos de fosfato de Olinda e Igarassu, nos segmentos central e norte da Bacia Sedimentar Costeira de Pernambuco-Paraíba, justificando-se plenamente o interesse na pesquisa de fosfato nas áreas que constituem o denominado Projeto Miriri.

Localização e Acesso

O conjunto de áreas pesquisadas localiza-se na região costeira dos estados de Pernambuco e Paraíba, em uma faixa paralela à costa, com cerca de 45 km de extensão no sentido norte-sul.

No estado da Paraíba, as áreas situam-se a sul da cidade de João Pessoa, abrangendo os municípios de Alhandra e Pedras do Fogo, formando o denominado Bloco Norte. Em Pernambuco, as áreas situam-se próximas à cidade de Goiana, formando o Bloco Sul.

O acesso é pela Rodovia BR-101, que corta parte das áreas. A partir dela, as demais áreas podem ser alcançadas por inúmeras estradas vicinais que servem a fazendas e povoados da região.

Infraestrutura e Logística

A posição geográfica das áreas situadas entre dois grandes e importantes centros comerciais do nordeste do país (Recife e João Pessoa) coloca este projeto em posição altamente favorável quanto à infraestrutura básica disponível, necessária à instalação de futuro empreendimento mineiro. A região dispõe de mão de obra qualificada, energia elétrica, água subterrânea, meios de comunicação, sistema bancário, hospitais e amplo sistema de transporte rodoviário, aéreo e portuário, representado pelos portos de Cabedelo (PB) e Suape (PE).

Situação Legal dos Processos Minerários

O Projeto Miriri é composto por sete processos minerários, todos em nome da CPRM, totalizando 7.572,84 ha. O relatório final de pesquisa foi apresentado em conjunto para as sete áreas e encaminhado ao DNPM em 06.02.1986. O relatório foi analisado de maneira fragmentada e aprovado pelo referido órgão, sendo publicado no Diário Oficial da União (DOU) de 20.05.1987 (840.302/1979, 840.305/1979 e 840.306/1979), 02.07.1987 (840.307/1979) e 07.07.1987 (840.303/1979, 840.304/1979 e 840.446/1980).

Geologia e Mineralização

Do ponto de vista geológico, o depósito fosfático de Miriri está inserido nas sub-bacias Olinda e Alhandra e se encontra predominantemente encoberto por sedimentos cenozoicos do Grupo Barreiras e depósitos pós-Barreiras. As principais unidades geológicas correspondem às formações Gramame e Itamaracá e, secundariamente, à Formação Maria Farinha, que só ocorre nas áreas de praia e nas porções mais *offshore* da bacia. A Formação Beberibe, por sua vez, foi descrita apenas em testemunhos de sondagem.

Os depósitos sedimentares fosfáticos da Bacia Paraíba representam registros de um grande evento de ressurgência que ocorreu na bacia durante o Maastrichtiano. Esses registros sugerem que o fosfato tenha sido depositado em plataforma marinha rasa, em um ambiente com morfologia geográfica de uma baía com entrada do mar pelo leste e pelo norte transportando sedimentos ricos em fosfato. Tais depósitos podem ser correlacionados aos depósitos de Colômbia e Venezuela, norte e noroeste da África e Oriente Médio.

Os trabalhos realizados nas áreas dos projetos Fosfato Brasil (ABRAM et al., 2011) e Reavaliação do Patrimônio Mineral permitiram a individualização de três tipos de rochas mineralizadas:

- Tipo 1: Fosforitos inseridos na Formação Itamaracá, definidos neste projeto como minério principal, com teores acima de 18% P_2O_5 e baixos teores de alumínio, que ocorrem apenas no Bloco Norte, estendendo-se por aproximadamente 13 km na direção norte-sul e 7 km na direção perpendicular, com profundidade média em torno de 35 m. Esses fosforitos são fortemente controlados pela topografia, podendo ser menores em áreas mais dissecadas, onde, muitas vezes, estão aflorantes. Seu comportamento dá-se na forma de corpos tabulares, mergulhando suavemente entre 0,5 e 1° na direção leste.
- Tipo 2: Rochas fosfáticas siliciclásticas, também inseridas na Formação Itamaracá, que apresentam comportamento idêntico ao do minério principal tipo 1. Podem ocorrer tanto sobrepostos como sotopostos a este, entretanto, sua presença não está condicionada à existência do minério principal, conforme se verifica no Bloco Sul, onde ocorre sozinho. Ocorrem a profundidades médias de 15 a 20 m, podendo atingir até 50 m em alguns locais. O Bloco Sul apresenta somente o minério tipo 2, estendendo-se uniformemente por uma área de aproximadamente 40 km². Nessa área, os estratos mineralizados ocorrem à profundidade média de 30 m, tornando-se mais rasos em direção ao sul, chegando a 8 m.
- Tipo 3: Rochas fosfáticas carbonáticas da Formação Gramame representando os minérios economicamente secundários, apresentando teores entre 1,09% e 13,40% e altas razões de CaO/ P_2O_5 . Sua ocorrência é bastante restrita, caracterizada por corpos pontuais em profundidades que variam de 80 m, em áreas topograficamente altas ou pouco dissecadas, até aproximadamente 25 m, em zonas mais dissecadas.

Atividades de Exploração e Perfuração

Na região do Projeto Miriri, a CPRM desenvolveu e executou dois importantes projetos: (i) Projeto Fosfato na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba (FONSECA NETO, 1979), no qual foram executados 35 furos de sondagem dispostos em 10 seções transversais ao longo de uma faixa com 120 km, totalizando 970 m, com testemunhagem contínua e perfilagem radioativa e elétrica. As técnicas analíticas utilizadas foram análises químicas, raios X, bioestratigráficas, sedimentológicas e petrográficas; (ii) Projeto Miriri (CPRM, 1982a, 1982b), empreendimento próprio da CPRM, que contou com sondagem rotativa testemunhada, perfilagem gama dos furos, descrição e perfilagem geológica dos testemunhos, amostragem dos horizontes fosfáticos e rotina analítica envolvendo determinação de P_2O_5 em

todas as amostras, determinação de óxidos de elementos maiores, composição mineralógica por difração de raios X (DRX) e análise petrográfica. Foram executados 206 furos de sondagem, totalizando 9.793,35 m.

Em toda a região foram realizados 10.763,97 m de sondagem rotativa, distribuídos em 247 furos. Desse total, 176 furos estão localizados dentro das áreas da CPRM e foram utilizados na modelagem e estimativa de recursos do presente trabalho, totalizando 6.890,54 m.

As medições radiométricas efetuadas durante o Projeto Miriri (CPRM, 1982a, 1982b) em testemunhos de sondagem indicaram clara correlação entre o aumento do teor de fosfato e o aumento da intensidade da radioatividade natural no canal de urânio. Utilizando essa correlação positiva como parâmetro prospectivo, utilizaram-se, durante a reavaliação do projeto, realizada em 2013, os dados aerogamaespectrométricos no canal de urânio do Projeto Aerogeofísico Borda Leste do Planalto da Borborema (LASA & PROSPECTORS, 2008), para localização de novos alvos anômalos para pesquisa de fosfato na sub-bacia Alhandra.

Dados gravimétricos foram usados para estabelecer o arcabouço da sub-bacia Alhandra e possibilitaram efetuar inferências sobre o modelo de deposição das rochas fosfáticas.

Levantamento geoquímico orientativo em sedimentos de corrente e solo foi realizado em 2013, no escopo do Projeto Fosfato Brasil (ABRAM et al., 2011), e focou, principalmente, no entorno das áreas dos requerimentos, com o objetivo de estabelecer parâmetros geoquímicos e metodologias de amostragem analítica e interpretativa a serem aplicadas em levantamentos regionais futuros de sedimentos de corrente com interesse prospectivo. Esse levantamento mostrou uma série de alvos anômalos que coincidem com as áreas mineralizadas do depósito de Miriri, além de alguns novos alvos localizados na porção sul da bacia. Ressalta-se a larga presença de coberturas da Formação Barreiras e seus derivados, que podem estar obliterando anomalias geoquímicas em sedimentos de corrente.

Recursos Minerais

A modelagem geológica do depósito considerou os três tipos de minério definidos, com geração de sólidos para cada tipo individualmente, refletindo a extensão da mineralização ao longo das áreas estudadas.

A individualização dos tipos mineralizados foi definida com base em aspectos litológicos e estratigráficos, bem como no controle dos teores de P_2O_5 , CaO e Al_2O_3 .

Como premissa básica, considerou-se um teor mínimo de 1% de P_2O_5 para que o intervalo amostrado fosse inserido no pacote mineralizado, admitindo-se a espessura máxima de até 1,5 m de estéril como intercalações entre os níveis mineralizados.

O desenvolvimento desse trabalho resultou na estimativa de um depósito de fosfato sedimentar distribuído em dois blocos maiores, delimitados pelos requerimentos de pesquisa ativos no DNPM, totalizando recursos da ordem de 114,8 Mt com teor médio de 4,19% de P_2O_5 (Quadro 1).

Quadro 1 – Recursos individualizados por tipo de minério e blocos

Recursos – Projeto Miriri						
Bloco	Tipo de Minério	Classificação	Tonelagem	Densidade	Teor Médio P ₂ O ₅ (%)	Minério Contido P ₂ O ₅
Norte	1	Inferido	7.589.865,20	1,74	16,11	1.222.954,98
	2	Inferido	94.821.386,10	1,83	2,89	2.739.044,45
	3	Inferido	548.660,80	2,11	5,00	27.416,58
Subtotal	1+2+3	Inferido	102.959.912,10	1,82	3,87	3.989.416,01
Sul	2	Inferido	9.909.304,10	1,52	7,40	733.278,64
	3	Inferido	1.865.483,10	1,78	4,29	80.085,19
Subtotal	2+3	Inferido	11.774.787,20	1,56	6,91	813.363,83
Recurso Total			114.734.699,30	1,8	4,19	4.807.383,901

Beneficiamento

O processo de beneficiamento clássico para o tipo de minério do Projeto Miriri corresponde às etapas de britagem (primária e secundária, quando necessário), peneiramento, moagem com moinho de bolas e/ou barras em circuito fechado, ciclonagem e classificação de finos, espessamento de polpa, concentração por flotação, seguida de espessamento, filtragem e secagem.

Estudos de caracterização tecnológica realizados à época da execução do projeto mostraram que o fósforo ocorre na forma mineralógica de apatita (~70%) e de Al-fosfatos (30%), ambos na forma de cristalitos de dimensões micrométricas, os quais, na cominuição, tendem a formar agregados com diluição interna devido a íntimas associações com outras espécies minerais; essas características indicam tendência de obtenção de concentrados de mais baixo teor. Nestes estudos foi feita moagem do minério abaixo de 65 malhas (0,210 mm), visando a obter liberação adequada dos agregados fosfáticos para beneficiamento por flotação.

Testes preliminares de beneficiamento em amostras de trincheira, totalizando 22 ensaios de flotação, foram realizados pela CPRM à mesma época (1980-1982), para verificar as possibilidades de concentração de fosfato e a qualidade dos concentrados. Nesta campanha de ensaios foi obtido concentrado com teor de 20% de P₂O₅ e recuperação de 61,7% em apenas um estágio de flotação (*rougher*). Não foram investigados o desempenho em estágios *cleaner* nem rotas alternativas de processo que pudessem otimizar os resultados preliminares.

Em uma segunda etapa de estudos tecnológicos ainda em escala de bancada, realizados em 1987, detalhou-se o estudo de liberação, tendo sido verificado que a liberação adequada para beneficiamento por flotação pode ser atingida na malha 48 (0,148 mm). Os ensaios de flotação realizados, também contemplando apenas o estágio *rougher* de flotação, cuidaram de investigar alternativas de reagentes e de preparação da amostra, sendo que mostraram resultados similares aos verificados na primeira etapa de estudos.

Situação Socioambiental

A região encontra-se em domínios de Mata Atlântica e de manguezais, mas, devido à exploração secular extensiva e ao crescimento atual de áreas urbanas ou semiurbanas, sobraram poucas áreas de vegetação nativa. A cultura da cana-de-açúcar, monopolizadora na ocupação do solo na região, tem motivado a destruição de grande parte da cobertura florestal, que se restringe a alguns vales, onde os remanescentes de Mata Atlântica apresentam-se, em sua maior parte, degradados ou substituídos por bambu e outras plantações.

Considerando o quadro atual de uso e ocupação do solo nas áreas com alvarás de pesquisa da CPRM, não se observam restrições significativas que impeçam a lavra e o beneficiamento do minério no depósito de Miriri. Contudo, deve-se destacar que são necessários estudos socioambientais específicos que balizarão o licenciamento do projeto e que, em maior profundidade, definirão a viabilidade ambiental da operação.

Economia Mineral

Segundo dados do DNPM (2014), as reservas brasileiras foram revisadas em 2013 para 315 milhões de toneladas de fosfato, o equivalente a 0,5% das reservas mundiais, consideradas pequenas se comparadas aos 50 bilhões de toneladas das reservas de Marrocos e Saara Ocidental, as maiores do mundo (74,63% do total global). Nas segunda e terceira posições estão China e Estados Unidos da América, com 3,7 e 1,1 bilhões de toneladas, respectivamente.

Segundo a Associação Nacional para Difusão de Adubos (ANDA, 2013), as entregas de fertilizantes fosfatados (P_2O_5) no Brasil registraram alta de 7,3% entre 2012 e 2013, passando de 4,3 milhões de toneladas para 4,6 milhões de toneladas. Em 2013, 57% do consumo nacional de fosfato foram provenientes de importação. Vários estudos e projetos têm sido implementados, visando a diminuir essa dependência, dentre os quais se inclui o Projeto Miriri, sendo esta considerada uma demanda de grande urgência nacional.

1 INTRODUÇÃO

A CPRM detém, na atualidade, 332 processos de direitos minerários ativos no DNPM, em fases variáveis entre alvarás de pesquisa e relatórios finais de pesquisa aprovados, os quais constituem 30 blocos ou projetos referentes a 14 bens minerais distribuídos por todo o país. Dentre as substâncias que constituem o portfólio, incluem-se fosfato (1), cobre (1), chumbo (1), zinco (1), ouro (4), caulim (1), níquel laterítico (2), gipsita (1), carvão (5), turfa (8), diamante (2), nióbio (1), terras-raras (1) e calcário (1).

Esse conjunto de áreas constitui o patrimônio mineral da empresa, no qual o Projeto Miriri está inserido. Esse bloco é constituído por sete alvarás de pesquisa com relatório final aprovado pelo DNPM, totalizando 7.572,84 ha.

O depósito está inserido no contexto dos depósitos fosfáticos de importância econômica que ocorrem na porção sul da Bacia Sedimentar Costeira de Pernambuco-Paraíba, conhecidos desde 1949, alguns deles, inclusive, explorados pela Fosforita Olinda S.A. até fins de 1963.

A partir de 2013, a CPRM desenvolveu amplo trabalho de resgate, validação e reinterpretação dos dados históricos do projeto, elaborando uma base digital de dados geológicos com todos os dados disponíveis no espaço 3D. Com base no banco de dados de sondagem rotativa e amostragem de superfície e utilizando uma combinação de *softwares* técnicos de mineração, construíram-se *wireframes* detalhadas dos corpos mineralizados que formam a base para as estimativas dos recursos.

Todos os modelos dos corpos mineralizados foram ajustados pela topografia atual para garantir volumes mais precisos. Contudo, as bocas dos furos não foram identificadas em campo, o que impediu que fosse realizado o respectivo levantamento com GPS Diferencial.

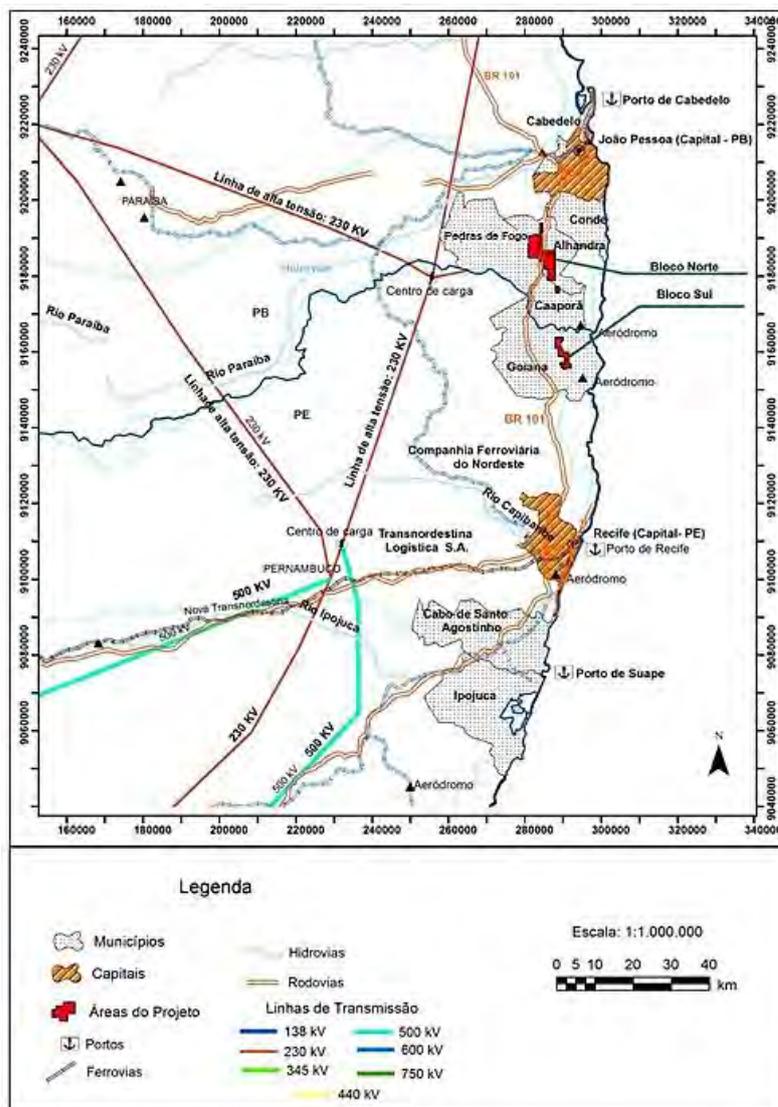
Em seguida, os dados geológicos e analíticos obtidos em testemunhos de sondagem foram validados estatisticamente e visualmente com as estimativas obtidas nos blocos, garantindo a representatividade da informação na amostragem original. Os modelos de blocos resultantes foram classificados como recursos na categoria inferida, de acordo com espaçamento amostral, qualidade e quantidade de dados.

Procedeu-se, ainda, a uma breve atualização da situação econômica dos mercados mundial e nacional em termos de abastecimento e demanda pelo bem mineral, bem como à compilação de uma série de testes de flotação realizados naquela época, de caráter preliminar e sem comprovação por métodos de beneficiamento alternativos ou que permitam otimizar os resultados. Concomitantemente, procedeu-se a uma visita de campo para realização de análises ambientais preliminares e identificação de fragilidades socioambientais nas áreas do projeto que possam impedir ou dificultar a implantação do projeto, incluindo áreas de preservação permanente e/ou comunidades tradicionais.

2 LOCALIZAÇÃO, INFRAESTRUTURA E LOGÍSTICA

O conjunto de áreas pesquisadas localiza-se na região costeira dos estados de Pernambuco e Paraíba, em uma faixa paralela à costa, com cerca de 45 km no sentido norte-sul. Situa-se a sul da cidade de João Pessoa (PB), abrangendo os municípios de Alhandra e Pedras do Fogo, na Paraíba, denominada neste projeto Bloco Norte, e Goiana, em Pernambuco, denominada Bloco Sul (Figura 1).

Figura 1 – Localização, modal e infraestrutura de apoio da região de influência do projeto Miriri.



As áreas do município de Alhandra, que constituem a parte principal da jazida, distam cerca de 30 km a sul do Porto de Cabedelo (PB) e 140 km a norte do Complexo Industrial Portuário de Suape, em Pernambuco. Já com relação à área do projeto localizada em Goiana (PE), as distâncias até os portos mudam para 80 km e 110 km, respectivamente.

A posição geográfica das áreas situadas entre dois grandes e importantes centros comerciais do nordeste do país (Recife e João Pessoa) coloca esse projeto em posição altamente favorável quanto à disponibilidade de infraestrutura básica, necessária para instalação de futuro empreendimento mineiro. A região dispõe de mão de obra qualificada, representada

por minas de calcário, energia elétrica, água superficial e subterrânea, meios de comunicação, sistema bancário, hospitais e eficiente sistema de transporte rodoviário, aéreo e portuário.

2.1 RODOVIAS

O acesso rodoviário às áreas é pela Rodovia BR-101, que atravessa parte da jazida. A partir daí, as demais áreas podem ser alcançadas por inúmeras estradas vicinais que servem a fazendas e povoados da região.

O acesso principal rodoviário ao Porto de Cabedelo é pela Rodovia Transamazônica – BR-230 –, que, por sua vez, se integra a algumas rodovias estaduais e à BR-101 (distante 18 km do porto), permitindo, assim, a ligação com toda a malha rodoviária da Paraíba e do país. O acesso ao Porto de Suape é feito atualmente pela BR-101, entre os estados da Paraíba e Pernambuco, e já em Pernambuco pela PE- 028.

A BR-101 e a BR-230 estão duplicadas no estado da Paraíba, com excelentes condições de uso em todo o trecho que corta os municípios onde estão localizadas as áreas-alvo do Projeto Miriri.

2.2 PORTOS

A região é assistida por dois portos, que estão localizados em posições estratégicas – Cabedelo (PB) e Suape (PE).

Além de haver vários terminais retroportuários na zona contígua à do Porto de Cabedelo, sua estrutura é caracterizada por possuir 602 m de extensão de cais, calado de 9,14 a 11 m, silagem para 35.000 t de grãos, 14.000 m² de armazéns cobertos e 18.000 m² de pátios; também há retroárea para armazenamento de minério (Figura 2).

Figura 2 – Vista aérea do porto de Cabedelo (PB).



Fonte: Companhia Docas da Paraíba/Porto de Cabedelo.

O Porto de Suape é o principal concentrador de cargas da Região Nordeste. Ele apresenta uma estrutura moderna, com localização estratégica em relação às principais rotas marítimas de navegação, que o mantém conectado a mais de 160 portos em todos os continentes, com linhas diretas da Europa, América do Norte e África. Com 15,5 m de calado no porto interno e mais de 20 m em sua bacia de evolução, torna-se sem restrições do ponto de vista de marés e/ou condições climáticas; com isso, a operação de navios ocorre o ano inteiro. Os acessos rodoviários e as vias internas de Suape são duplicados e o fornecimento de água bruta e

tratada, gás natural, telefonia e energia elétrica, em 69 kW e 13,8 kW, garantem o funcionamento e a produção das empresas instaladas dentro do complexo (Figura 3).

Figura 3 – Vista aérea do complexo industrial portuário de Suape (PE).



Fonte: Complexo Industrial Portuário de Suape.

2.3 FERROVIAS

Atualmente, a região do depósito de fosfato de Miriri não é atendida por ferrovias em condições favoráveis de uso, pois a antiga malha ferroviária paraibana encontra-se desativada.

Por sua vez, está em construção a Ferrovia Transnordestina (Figura 4), que ligará o sertão do Piauí (município de Eliseu Martins) aos portos de Pecém (CE) e Suape (PE), criando-se, assim, uma solução logística integrada para a Região Nordeste do país. Esta é uma das maiores obras do Programa de Aceleração do Crescimento (PAC), que conta com 1.728 km de extensão. Orçada inicialmente em R\$ 4,5 bilhões, após passar por atrasos o orçamento deve atingir R\$ 11,2 bilhões. A previsão, em dezembro de 2016 (com cerca de 52% concluídos), era de entrega de toda a obra até o final de 2020. Contudo, o estado da Paraíba, por meio de sua bancada federal junto ao Congresso Nacional, apresentou emenda ao Plano Plurianual 2012/2015 propondo o ramal Paraíba; no entanto, até o momento (dezembro de 2016), não se obteve resultado. Pleiteia-se a inclusão de um ramal da Ferrovia Transnordestina com a requalificação da malha ferroviária entre as cidades de Cabedelo (PB) e Arrojados (CE). Dessa forma, a Ferrovia Transnordestina cruzaria o território paraibano sem necessidade de novas obras. A malha ferroviária existente seria aproveitada, apenas sendo necessário requalificá-la, com a adoção de bitola compatível com a ferrovia, viabilizando o transporte de carga. O traçado da ferrovia paraibana a ser requalificada passa a 30 km de distância do depósito de Miriri (ver Figura 7).

Figura 4 – Trecho em construção da ferrovia Transnordestina, entre Trindade (PE) e Eliseu Martins (PI).



Fotografia: Thiago Amaral /Cidade Verde, 2016.

2.4 AEROPORTOS

A localização do Projeto Miriri possibilita fácil acesso ao Aeroporto Internacional Presidente Castro Pinto, localizado em Bayeux, na Região Metropolitana de João Pessoa (Figura 5), e ao Aeroporto Internacional do Recife/Guararapes – Gilberto Freyre, em Recife (Figura 6). O primeiro, com movimentação de 1.252.359 passageiros em 2012, opera voos nacionais, conectando-os ao Brasil inteiro, enquanto o segundo, tendo movimentado 6.433.410 passageiros no mesmo ano, opera voos nacionais e internacionais para as Américas do Sul, Central e do Norte e Europa. O aeroporto de Recife recebe ainda intensa movimentação de cargas, com o Terminal de Logística de Cargas (TECA) ocupando uma área de 6.125 m² para exportação e importação.

Figura 5 – Vista aérea do aeroporto internacional presidente Castro Pinto (Bayeux, PB).



Fonte: Infraero.

Figura 6 – Vista aérea do aeroporto internacional do Recife/Guararapes – Gilberto Freyre (Recife, PE).

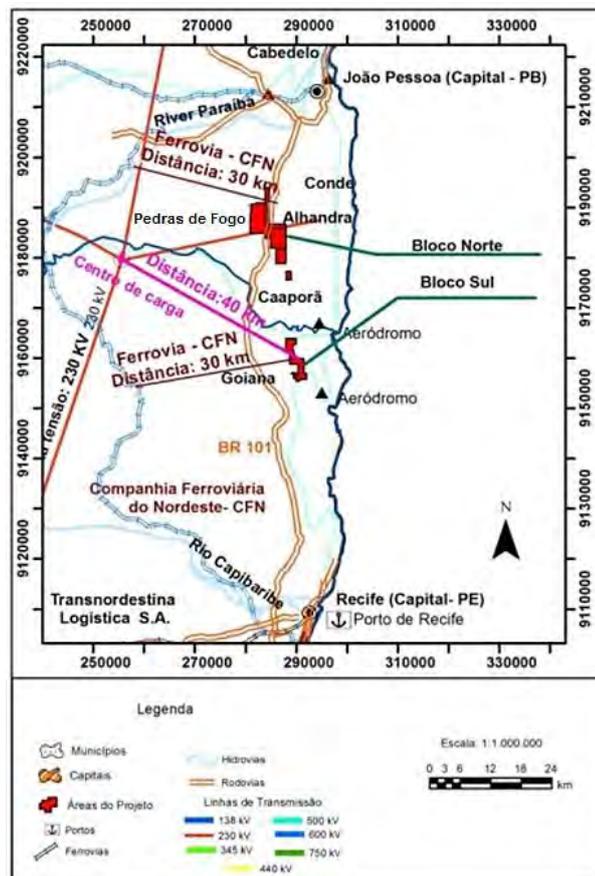


Fonte: Infraero.

2.5 RECURSOS ENERGÉTICOS

A região em que o Projeto Miriri está inserido é atendida por rede elétrica de alta tensão, que corta os dois estados (Pernambuco e Paraíba), com tensão de 230 kV. O centro de carga de energia mais próximo está localizado a cerca de 30 km das áreas do Projeto Miriri em Alhandra (PB) e 40 km das áreas de Goiana (PE) (Figura 7). A transmissão de energia é interligada ao sistema nacional.

Figura 7 – Mapa de localização dos recursos energéticos nas áreas do projeto Miriri.



2.6 INVESTIMENTOS PREVISTOS E/OU EM ANDAMENTO

Para o Porto de Cabedelo, está previsto investimento da ordem de R\$ 150 milhões para dragagem e aprofundamento do canal de acesso, o que o deixará com cerca de 13 m de profundidade. Também existem projetos prontos para expansão e melhoria de toda a infraestrutura, dentre eles a construção de um terminal de múltiplos usos, com 102 mil m² quadrados de área para armazenagem.

O Arco Metropolitano de Recife, com 77 km de extensão, contornará essa cidade, ligando os litorais norte e sul do estado, sem passar pela área urbana da capital pernambucana, facilitando o escoamento de cargas até o Porto de Suape. Como solução emergencial para o atraso em sua construção, em outubro de 2016 foi anunciada pelo governo estadual a construção de três obras do Plano Rodoviário de Pernambuco. Com investimento na casa de R\$ 350 milhões, o plano prevê a requalificação da BR-101 (trechos críticos) e a duplicação da BR-104 no Agreste. Desse total, R\$ 260 milhões serão destinados às obras na BR-101 e R\$ 90 milhões para a BR-104. Segundo o plano, 90% das verbas serão provenientes do governo federal e o restante, 10%, virão de recursos do governo estadual. A previsão é que as obras sejam iniciadas no primeiro semestre de 2017.

Quanto ao Porto de Suape, devido à sua localização geográfica estratégica, o ancoradouro registrou em 2016 um incremento de 14,93% na movimentação geral de cargas no acumulado de janeiro a novembro em relação ao mesmo período de 2015. O desempenho colocou o empreendimento na quinta posição no *ranking* nacional de movimentação geral dos portos públicos do país, subindo uma posição em relação a 2015. Mesmo com cenário econômico ainda incerto, a aposta para 2017 é no aumento da movimentação, principalmente via cabotagem.

Entre os projetos futuros consta a dragagem do canal interno, cujo calado deve chegar a 9 m de profundidade, o que permitirá a chegada de navios de maior porte aos estaleiros Atlântico Sul e Vard Promar. O projeto está orçado em R\$ 22 milhões (recursos próprios) e a sua licitação está prevista para o primeiro semestre de 2017. Outra obra aguardada para 2017 é a dragagem do canal externo. Nesse caso, a liberação dos recursos deverá ser via governo federal. O valor de investimento previsto é de R\$ 100 milhões.

Em termos de energia, tanto no estado da Paraíba quanto no de Pernambuco grupos internacionais vêm investindo na instalação de parques de energia eólica e, mais recentemente, solar, como alternativa à geração de energia hidroelétrica, com elevado aproveitamento, devido à alta incidência solar e de ventos em toda a região.

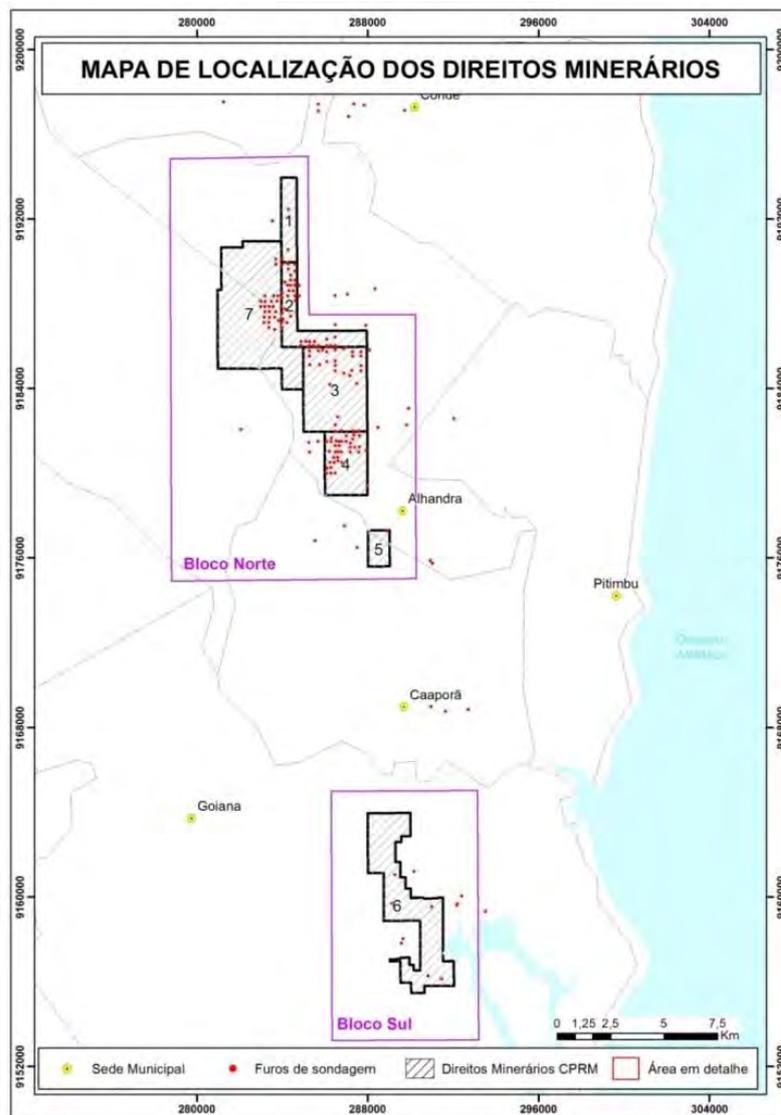
Por exemplo, em maio de 2016 entrou em operação o maior complexo eólico de Pernambuco – Ventos de São Clemente. O complexo é formado por oito parques eólicos distribuídos entre os municípios de Caetés, Venturosa, Pedra e Capoeiras, no Agreste Meridional, localizado a cerca de 250 km de Recife. São 126 aerogeradores, com capacidade instalada de 216 MW, suficiente para atender à demanda de 550 mil famílias. Com investimentos de R\$ 1,2 bilhão, a Companhia Casa dos Ventos inaugurou em menos de um ano o segundo parque eólico no estado. O primeiro foi Ventos de Santa Brígida (181,9 MW), localizado na região de Caetés; o próximo será Ventos de Santo Estevão (142 MW), cuja previsão de início de funcionamento é maio de 2017. Quando estiverem em plena atividade, os três empreendimentos serão responsáveis por 30% da energia produzida em Pernambuco.

A Paraíba também tem intenção de se tornar um polo na geração desse tipo de energia no nordeste do Brasil. Por exemplo, as 13 usinas de energia eólica existentes em solo paraibano produziram, em 2016, o equivalente a 69 mil kW, o que representa 10,74% da produção total do estado. A Paraíba ainda tem três projetos de construção de usinas de energia eólica, que deverão gerar 90 mil kW nos próximos anos. Entre os empreendimentos habilitados tecnicamente pela Empresa de Pesquisa Energética (EPE), nove projetos são desse estado.

3 ASPECTOS LEGAIS

O Projeto Miriri é composto por sete processos minerários, todos em nome da CPRM, totalizando 7.572,84 ha. O relatório final de pesquisa foi apresentado em conjunto para as sete áreas e encaminhado ao DNPM em 06.02.1986. O relatório foi analisado de maneira fragmentada e aprovado pelo referido órgão, sendo publicado no Diário Oficial da União (DOU) de 20.05.1987 (840.302/1979, 840.305/1979 e 840.306/1979), 02.07.1987 (840.307/1979) e 07.07.1987 (840.303/1979, 840.304/1979 e 840.446/1980).

Figura 8 – Mapa de localização dos direitos minerários após o recorte pelo DNPM.



Durante as atividades do Projeto de Reavaliação do Patrimônio Mineral, verificou-se que ocorreu, pelo DNPM, um recorte em três poligonais (Quadro 2), que tinham previamente relatórios finais de pesquisa aprovados, abrangendo os requerimentos de pesquisa n°s 840.306/1979, com 1.286,97 ha, desmembrado para 172,55 ha (Figura 9); 840.305/1979, com 926,73 ha, reduzido para 596,01 ha; e 840.307/1979, com 1.405,73 ha, reduzido para 1.390,11 ha. Essa situação, contudo, não afetou de maneira substancial o controle da jazida de fosfato de Miriri e os respectivos recursos, os quais se mantiveram nas áreas remanescentes.

Quadro 2 – Áreas com alvarás de pesquisa da CPRM e processos que apresentaram redução de área

Ordem Nº	Designação da Área	DNPM	Alvará Nº	Área Alvará (ha)	Área DNPM (ha) SIGMINE 10/2014
01	PB 10/79	840.302/1979	1049	290.40	290.40
02	PB 11/79	840.303/1979	1050	538.41	538.41
03	PB 12/79	840.304/1979	1051	1194.80	1194.80
04	PB 13/79	840.305/1979	4219	926.73	596.01
05	PB 14/79	840.306/1979	1052	1286.96	172.55
06	PE 09/79	840.307/1979	1176	1405.64	1390.11
07	PB 18/80	840.446/1980	5595	1929.90	1929.90

A Lei nº 8.970, de 28.12.1994, que transforma a Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais (CPRM) em empresa pública e dá outras providências, cita em seu artigo 5º que, no interesse nacional, a CPRM poderá realizar pesquisa mineral, conforme definida em lei, não se lhe aplicando, nesse caso, o disposto nos artigos 31 e 32 do Decreto-Lei nº 227, de 28.02.1967 (Código de Mineração):

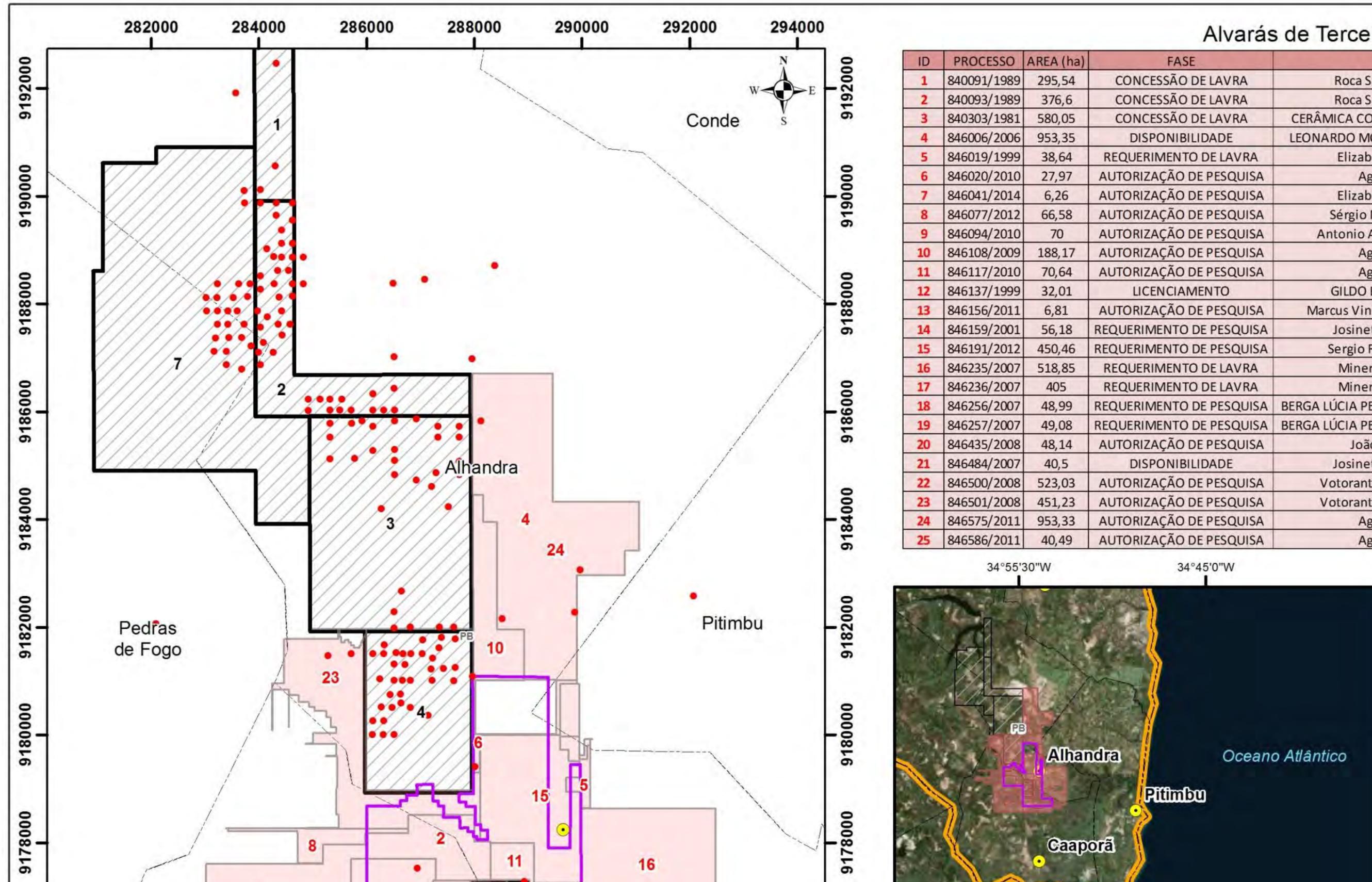
§ 1º O Ministro de Estado de Minas e Energia determinará à CPRM, em ato específico, a realização da pesquisa mineral de que trata este artigo.

§ 2º Aprovado pelo Departamento Nacional de Produção Mineral – DNPM, o relatório de pesquisa apresentado pela CPRM, fica esta autorizada a negociar a cessão dos respectivos direitos à concessão de lavra da jazida pesquisada.

§ 3º O adquirente dos resultados dos trabalhos de pesquisa terá o prazo de cento e oitenta dias, a contar da efetivação da cessão e transferência dos direitos respectivos, para requerer a concessão de lavra. Findo aquele prazo, sem que haja requerido a concessão de lavra ou deixando de satisfazer os requisitos legais para a outorga da concessão, caducará o respectivo direito, devendo a CPRM proceder à nova negociação, na forma do parágrafo anterior.

Este estudo não contempla uma investigação jurídica detalhada, conduzida pela Divisão de Economia Mineral e Geologia Exploratória (DIEMGE), sobre os processos em que ocorreram reduções das poligonais, ainda que estes já estivessem em fase de relatório final de pesquisa aprovado.

Figura 9 – Mapa de localização da poligonal anterior ao recorte e situação atual dos direitos minerários.



4 CARACTERIZAÇÃO FISIAGRÁFICA

As áreas dos alvarás de pesquisa do projeto estão posicionadas em faixa paralela à costa, entre o norte de Pernambuco e o sul da Paraíba, distando de 10 a 20 km da linha de praia.

4.1 CLIMA, QUALIDADE DO AR E EMISSÕES SONORAS

O clima da região (IBGE, 2014) é considerado tropical atlântico (Aw), segundo o modelo de Köppen, e a média anual das temperaturas é de 24,6°C. Por se tratar de região litorânea, o efeito da maritimidade é bastante perceptível, traduzindo-se em amplitudes térmicas relativamente baixas. A média anual das temperaturas médias máximas mensais é 26,5°C. Julho é o mês mais frio, com médias máxima e mínima de 26,2°C e 18,9°C, respectivamente, e janeiro, o mais quente (31,1°C e 20,8°C).

A precipitação média anual é de 2.002 mm, concentrados principalmente no inverno. A mudança da estação climatológica é percebida pelo aumento de chuvas no período de maio a agosto.

4.2 GEOMORFOLOGIA E SOLOS

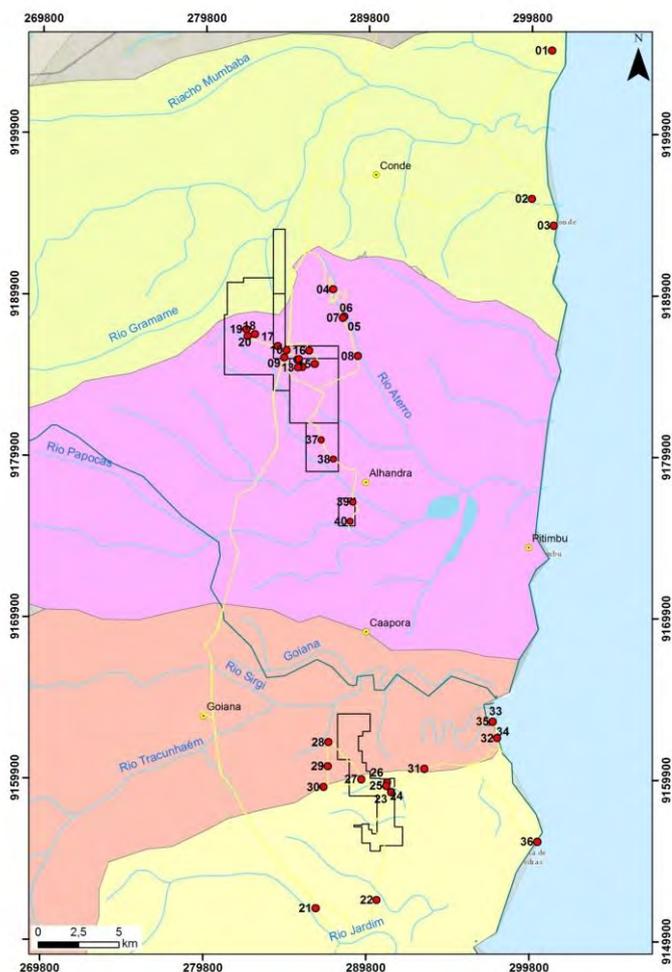
Geomorfologicamente (IBAMA, 2006), a região está inserida na unidade dos Tabuleiros Costeiros que acompanha o litoral de todo o nordeste, cuja altitude média é de 50 a 100 m. Essa unidade compreende platôs de origem sedimentar que apresentam grau de entalhamento variável, ora vales estreitos e encostas abruptas, ora vales abertos com encostas suaves e fundos com amplas várzeas.

De modo geral, os solos são profundos e de baixa fertilidade natural, representados por Latossolos e Podzólicos nos topos de chapadas e topos residuais; Podzólicos com Fregipan, Podzólicos Plínticos e Podzóis nas pequenas depressões nos tabuleiros; Podzólicos Concrecionários em áreas dissecadas e encostas; e Gleissolos e Solos Aluviais nas áreas de várzeas (IBAMA, 2006).

4.3 ÁGUAS SUPERFICIAIS E SUBTERRÂNEAS

Todos os cursos d'água que cortam as áreas apresentam padrão de drenagem dendrítico e regime de escoamento perenizado (MASCARENHAS et al., 2005a) e se encontram inseridos nos domínios das bacias hidrográficas dos rios Gramame e Papocas, na Paraíba, e Goiana, em Pernambuco (Figura 10).

Essas bacias hidrográficas integram a Região Hidrológica do Atlântico Nordeste Oriental, que abrange diversas pequenas bacias costeiras caracterizadas por corpos d'água de extensão e vazão reduzidas (ANA, 2014). As condições mais críticas quanto à relação demanda/disponibilidade no Brasil ocorrem nessa região hidrográfica, com comprometimento de 100% da disponibilidade (IBAMA, 2006).

Figura 10 – Mapa de localização de bacias hidrográficas com as áreas da CPRM e pontos de visita.

A bacia hidrográfica do rio Gramame tem grande importância no cenário regional (SILVA et al., 2002), uma vez que 63% das demandas da bacia destinam-se à exportação de água para a cidade de João Pessoa, 36% para irrigação e apenas 1% para abastecimento dentro da bacia.

A bacia do Papocas é também considerada relevante para reforço do abastecimento da Região Metropolitana de João Pessoa, com viabilidade de captação para suprimento das necessidades até o ano de 2030 (BEZERRA et al., 2013).

A bacia hidrográfica do rio Goiana abastece uma população de cerca de 800 mil habitantes, em área urbana e rural, com forte atuação das indústrias agrícola e de transformação. De acordo com Aprile e Farias (2001), a qualidade da água na bacia está incluída na Classe 2 (Resolução CONAMA nº 357/2005), à exceção de pontos à jusante da cidade de Goiana, onde a qualidade da água atinge a Classe 3.

Quanto às águas subterrâneas, segundo o Mapa Hidrogeológico do Brasil (DNPM, 1983), a faixa dos alvarás de pesquisa da CPRM encontra-se inserida na Província Costeira, onde os depósitos cenozoicos compreendem várias ocorrências de sedimentos arenosos, inconsolidados e de granulometria variável, incluindo depósitos aluviais, colúvies, elúvies e detrito-lateríticos que recobrem aquíferos porosos, fissurais e cársticos indistintamente. Embora sejam aquíferos em geral porosos e permeáveis, sua exploração tem certa limitação, em virtude de suas extensões e espessuras, em geral reduzidas e bastante variáveis. Suas áreas de ocorrência apresentam relativa importância hidrogeológica, devido ao fato de esses

sedimentos retransmitirem parte de suas reservas hídricas aos aquíferos sotopostos. São mais frequentes poços com vazões entre 10 e 40 m³/h, mas poços com vazões superiores a 40 m³/h também são comuns (IBGE, 2013).

Muitos poços profundos foram identificados nos municípios do entorno das áreas: 44 poços cadastrados em Alhandra, 98 em Conde e 61 em Pedras de Fogo (PB), e 67 em Goiana (PE) (http://siagasweb.cprm.gov.br/layout/visualizar_mapa.php).

Essa configuração dos recursos hídricos da região em análise irá requerer um planejamento dos processos de mineração, tanto em relação à redução do consumo de água quanto à sua reutilização.

A concentração de rochas fosfáticas de origem ígnea está usualmente associada ao processo de flotação, caracterizando uso intensivo de água. Apesar da necessidade de água no processo, o seu reuso já é uma sistemática adotada pela atividade mineral no país com grande eficiência – de 75 a 98% –, independentemente do bem mineral concentrado.

Outra questão que deve ser rigorosamente observada é a surgência de água com o aprofundamento da cava. Dependendo do comportamento hidráulico do aquífero, os poços instalados na região poderão sofrer diminuição da disponibilidade de água, mesmo que momentaneamente. Este será, provavelmente, um fator sensível na relação da mineração com a comunidade. Realimentação dos aquíferos, uso da água de mina no próprio empreendimento, minimizando a necessidade de captação de água em cursos d'água superficiais ou mesmo um uso social do excedente dessa água, abastecendo populações circunvizinhas, são procedimentos que devem ser considerados pelo empreendedor.

Existem inúmeros casos de atividade mineral em regiões áridas ou semiáridas que são considerados como solução e não como problema social.

São exemplos: i) abastecimento de municípios com o excedente de água da mina na África (parceria de Anglo Coal e BHP Billiton com o município de Emalahleni, cujo déficit de água para abastecimento humano era de cerca de 15 milhões de litros de água por dia), ii) nos Estados Unidos (Projeto Resolution Copper): parceria da Rio Tinto com o governo norte-americano para irrigação de área de agricultura no Deserto do Arizona. Também no Brasil há exemplos de ações sociais de abastecimento de água para populações, tais como as da Caraíba Metais, que fornece água aos distritos de Pilar e Santa Rosa, pertencentes ao município de Jaguarari; distritos de Juremal, Carnaíba do Sertão, Massaroca e Abóbora, pertencentes ao município de Juazeiro; além do município de Uauá e de 600 sítios ao longo de 86 km de extensão da Adutora Caraíba, fomentando o desenvolvimento da agricultura irrigada familiar no estado da Bahia. Tem-se, ainda, o compromisso firmado entre Vale e Cia. Saneadora de Minas Gerais (COPASA), de uso de um terço do volume drenado da água da mina de Capão Xavier para abastecimento da Região Metropolitana de Belo Horizonte (CIMINELLI et al., 2006).

5 MINERAÇÃO DE FOSFATO NO BRASIL

O mercado de fertilizantes, assim como o mercado dos insumos necessários para sua fabricação, está totalmente atrelado ao mercado agroprodutor, que depende dos fertilizantes para aumentar a produtividade do solo, de modo a alimentar a crescente população mundial. Os principais insumos para a produção de fertilizantes são fosfato, potássio e nitrogênio; há reservas minerais dos dois primeiros, enquanto o nitrogênio é obtido por meio de sua retirada do gás natural (KULAIF, 2009).

O fósforo, expresso em P_2O_5 , é responsável pela geração de energia para a produção vegetal. É crucial para a fotossíntese e para a reprodução, participando ativamente do processo de crescimento e sustentação corporal de vegetais e animais.

A rocha fosfática é a única fonte de fósforo economicamente viável para a produção de fertilizantes fosfatados e fosfatos para outros fins. Apesar de ser o 11º elemento em abundância na crosta terrestre, o fósforo nunca ocorre sozinho na natureza – sempre está acompanhado de algum outro elemento, formando os mais diversos fosfatos, alguns deles extremamente complexos.

No Brasil, os grandes depósitos são de origem ígnea, mais dispendiosos do que os sedimentares, devido aos métodos de beneficiamento e concentração envolvidos (KULAIF, 2009). Como agravante, nos depósitos brasileiros a presença de materiais contaminantes, como alumínio e sílica, diminui a solubilidade do fosfato na água e sua consequente liberação na terra para absorção pela planta, o que demanda etapas adicionais de beneficiamento para retirada desses contaminantes, encarecendo o custo e aumentando o preço final da rocha fosfática.

Assim como a maioria das *commodities* minerais, o preço doméstico da rocha fosfática sofre grande influência do preço internacional. A este se acrescentam: custo do frete internacional, que aumentou sensivelmente nos últimos anos; custo do transporte interno, que, por ser de base rodoviária, tem um alto preço por tonelada; custo de armazenagem, já que o consumo de rocha fosfática é sazonal; demurrage, que é a prestação pecuniária paga ao dono de embarcações nos portos pelo atraso na liberação do navio durante a operação de desembarque do produto transportado, fato normal em portos brasileiros (ANDA, 2011).

Esse somatório é uma boa aproximação do que compõe o preço doméstico e que tem um fator determinante, que é a dependência do mercado externo para abastecimento da indústria nacional, chamando a atenção para a importância de descoberta e exploração de reservas em território nacional, fortalecendo a posição estratégica do Projeto Miriri.

5.1 HISTÓRIA DO FOSFATO NA BACIA PARAÍBA

A mineralização de fosfato na Bacia Paraíba foi descoberta pelo químico P.I. Duarte, em 1949, realizando análises em testemunhos obtidos na pesquisa de água mineral no município de Olinda (PE). A partir desse ano, os levantamentos geológicos e estudos estratigráficos na região sofreram grande impulso. Nessa área houve exploração em grande escala pela Companhia Fosforita Olinda S.A. entre 1957 e 1968.

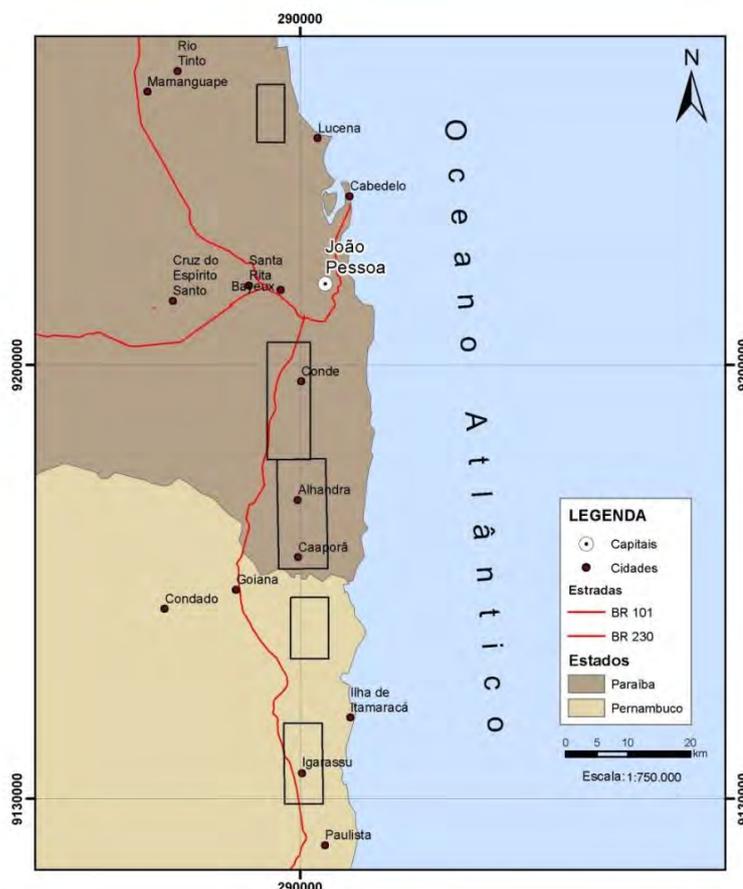
Os diversos trabalhos de pesquisa mineral realizados na Bacia Paraíba pela CPRM e outras empresas indicam que a mineralização distribui-se ao longo de uma faixa descontínua que se estende de Olinda (PE) e se prolonga para norte, no estado da Paraíba, compondo um dos maiores e mais importantes depósitos de fosfato sedimentar da América do Sul (REZENDE, 1994).

A CPRM desenvolveu e executou dois importantes projetos nessa bacia: Fosfato na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba (FONSECA NETO, 1979), com sondagem estratigráfica ao longo de toda a bacia; e Miriri (CPRM, 1982a, 1982b), iniciado em 1979 e que desenvolveu pesquisa mineral em 10 áreas divididas em dois setores com alvarás de pesquisa entre os municípios de Baía de Traição, Rio Tinto, Lucena e Santa Rita, no estado da Paraíba, e Goiana, no estado de Pernambuco, totalizando 19.374,05 ha.

5.1.1 PROJETO FOSFATO NA FAIXA SEDIMENTAR COSTEIRA PERNAMBUCO-PARAÍBA

O Projeto Fosfato na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba, iniciado em março de 1978 e finalizado em outubro de 1979, foi desenvolvido entre os municípios de Paulista (PE) e Rio Tinto (PB) (Figura 11) e teve como objetivos a delimitação das faixas com mineralização fosfática e seus respectivos teores, o levantamento das características da sedimentação, a composição mineralógica do fosfato e a investigação de mineralização a norte de João Pessoa.

Figura 11 – Mapa de situação das áreas do projeto Fosfato na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba.



Durante o projeto, foram executados 35 furos de sondagem, totalizando 970 m, em 10 seções transversais dispostas ao longo de uma faixa com 120 km de extensão, com testemunhagem contínua e perfílagem radioativa e elétrica. As técnicas analíticas utilizadas foram análises químicas, de raios X, bioestratigráficas, sedimentológicas e petrográficas.

Foram identificadas, à época, três zonas fosfáticas e radioativas na seção inferior da Formação Gramame, denominadas I, II e III. A zona I encontra-se na base da Formação Gramame e topo da Formação Beberibe/Itamaracá, representando o horizonte onde teria se iniciado a

fosfatogênese. A zona II é sobrejacente à zona I e a zona III localiza-se no topo da seção estratigráfica.

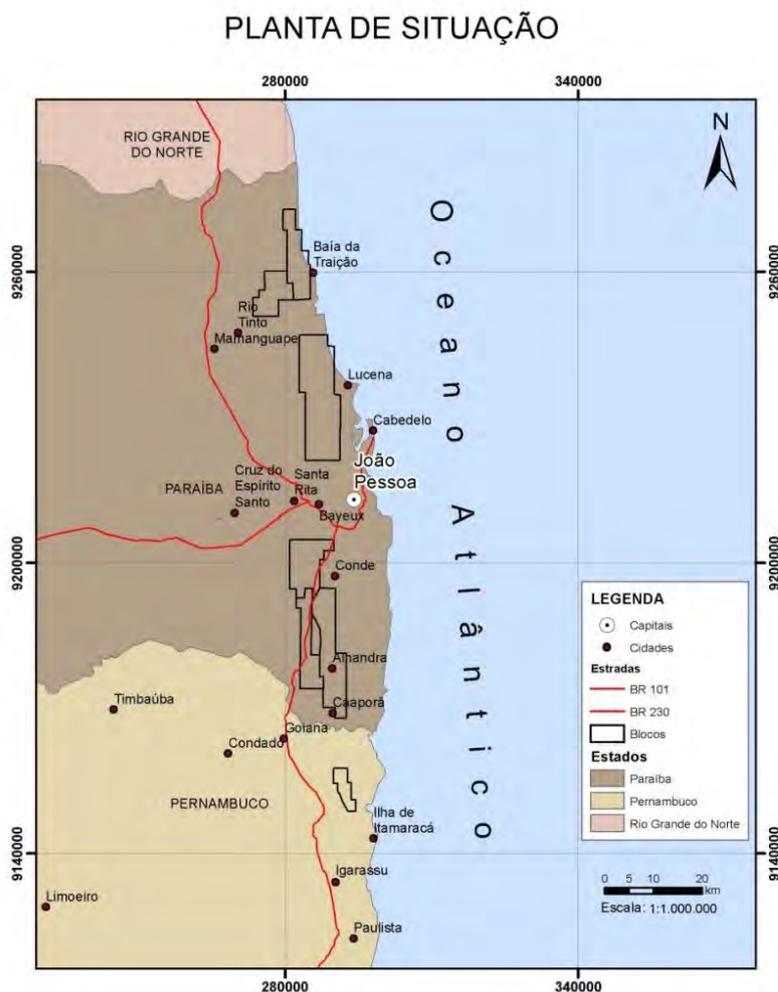
O minério da zona fosfática I possui teores médios elevados, atingindo valores superiores a 20% de P_2O_5 em algumas áreas nos dois estados. As zonas II e III apresentam, em geral, teores médios de 5% de P_2O_5 , sendo esses intervalos identificáveis nos perfis de raio gama pelo registro de pequeno incremento da radioatividade.

Neste trabalho, consideraram-se recursos geológicos o somatório dos recursos inferidos, indicados e medidos. Tendo em vista a pequena quantidade de furos do projeto e a sua distribuição em relação às áreas prováveis de ocorrência do minério, os recursos calculados são, na grande maioria, inferidos e indicados. O cálculo total de recursos prováveis para toda a extensão da bacia atinge 244×10^6 t de minério com teor médio de 17% de P_2O_5 .

5.1.2 PROJETO MIRIRI

O Projeto Miriri, empreendimento desenvolvido à época em que a CPRM tinha como atribuição a realização de pesquisa mineral, os chamados Projetos de Pesquisa Própria (PPP), teve como finalidade a pesquisa de rochas fosfáticas na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba. A área do projeto foi dividida em dois setores, sendo o segmento da bacia ao norte do paralelo de João Pessoa referido como Setor Miriri e a porção ao sul do mesmo paralelo como setor Conde-Alhandra (Figura 12).

Figura 12 – Mapa de situação das áreas pesquisadas pelo projeto Miriri agrupadas em grandes blocos.



As áreas que compunham o Setor Miriri tiveram relatório final de pesquisa submetido ao DNPM em 1982, abrangendo conjuntamente seis requerimentos de pesquisa em nome da CPRM, totalizando uma área de 11.801,21 ha. O Setor Conde-Alhandra compreendia quatro alvarás de pesquisa, cobrindo uma área de 7.572,84 ha, e tiveram seu relatório de pesquisa submetido ao DNPM em 1986.

O projeto contou com sondagem rotativa testemunhada, perfilagem gama dos furos, descrição e perfilagem geológica dos testemunhos, amostragem dos horizontes fosfáticos e respectiva análise química para P_2O_5 , determinação de óxidos de elementos maiores, composição mineralógica por difração de raios X (DRX) e análise petrográfica. Ao todo, foram executados 206 furos de sonda, totalizando 9.793,35 m.

A sondagem permitiu a definição de duas zonas fosfáticas, uma estratigraficamente posicionada no contato das formações Beberibe/Gramame, referida no relatório como fosfato primário, e outra posicionada na superfície de erosão pré-Barreiras, resultante de retrabalhamento e concentração mecânica ou residual tanto da zona de fosfato primário quanto de margas fosfáticas eventualmente presentes no âmbito da Formação Gramame.

5.1.3 ESTIMATIVAS HISTÓRICAS DE “RESERVAS” E “RECURSOS”

As estimativas de reservas geológicas históricas, tomando como base a pesquisa mineral realizada no Projeto Miriri, tiveram o objetivo de atender às normas estabelecidas no DNPM referentes ao Código Brasileiro de Mineração, que considera apenas reservas inferidas, indicadas e medidas, em discordância com as normas internacionais vigentes atualmente. Por esse motivo, neste item são apresentadas apenas as “reservas” históricas.

Em áreas com baixa densidade de sondagem, foi utilizado, à época, o método de poligonais, obtendo-se reservas classificadas como inferidas. Em áreas com maior densidade de informações, utilizou-se o método de prismas triangulares ponderados, gerando reservas classificáveis como indicadas.

No Setor Miriri, foi computada reserva inferida de 39×10^6 t de rocha fosfática com teor médio de 6,7% de P_2O_5 e reserva indicada de 3×10^6 t de rocha fosfática com teor médio de 10% de P_2O_5 .

No Setor Conde-Alhandra, as reservas foram classificadas como medida + indicada e ultrapassariam 22×10^6 t. Somam-se às reservas demonstradas as reservas inferidas, as quais se aproximam de 6×10^6 t, constituindo essa parte sul um depósito de rochas fosfáticas com tonelagem superior a 28×10^6 t.

O Projeto Miriri também contou com ensaios de beneficiamento, estudos de caracterização de jazida e métodos de lavra, conforme as exigências do DNPM, o que permitiu a aprovação do relatório final de pesquisa apresentado à época.

5.1.4 FOSFATO DE MIRIRI – INFORME DE RECURSOS MINERAIS

Em 2001, a CPRM apresentou uma série de relatórios denominados *Informe de Recursos Minerais*, com os quais se objetivava sistematizar e divulgar os resultados das atividades técnicas da CPRM nos campos de geologia econômica, prospecção, pesquisa e economia mineral. Um dos relatórios apresentados refere-se ao Projeto Miriri e encontra-se disponível na CPRM para os interessados, sendo de domínio público. Contudo, destaca-se que não reflete o nível de reavaliação ora desenvolvido neste projeto, devendo ser analisado com as devidas ressalvas.

5.1.5 SONDAGEM PETROBRAS

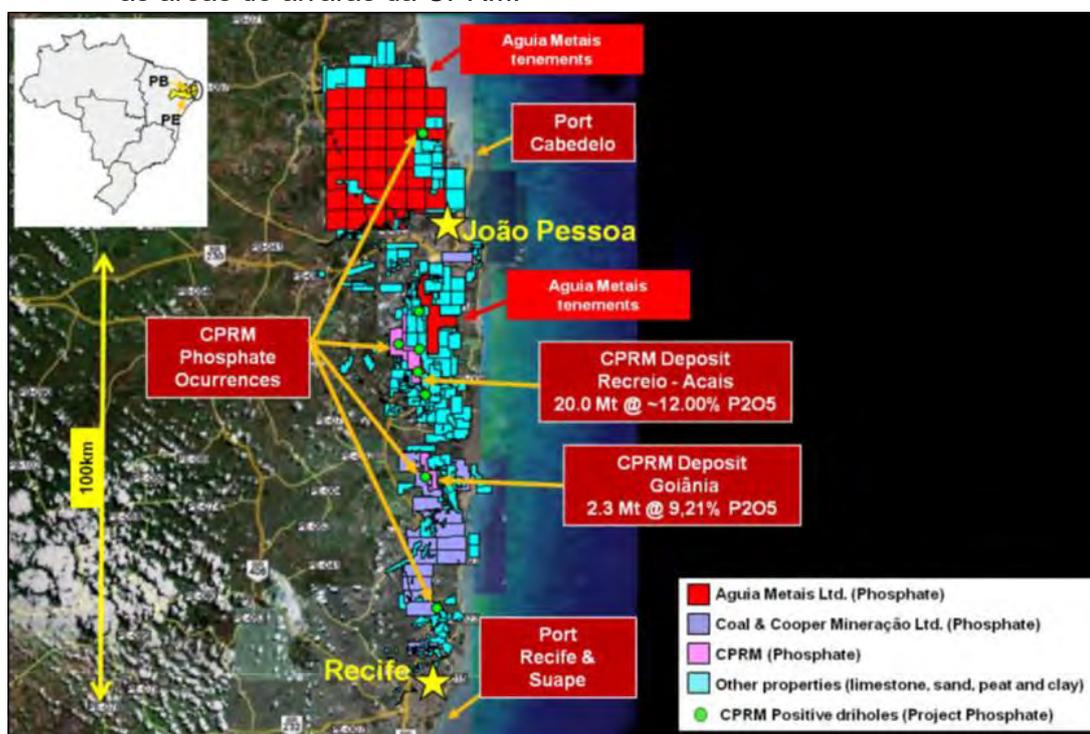
A Petrobras executou, no ano de 1961, um furo estratigráfico (2-IST-1-PE) na porção sul da bacia, no compartimento definido como sub-bacia Olinda. O furo atingiu a profundidade máxima de 406,5 m, penetrando o embasamento aos 393 m (383 m em relação ao N.M.). As unidades da Bacia Paraíba registradas no perfil estratigráfico do furo são as formações Maria Farinha, Gramame e Beberibe.

5.1.6 PROJETO FOSFATO LUCENA – AGUIA RESOURCES

Atividades de exploração mineral na Bacia Paraíba têm sido desenvolvidas por algumas empresas detentoras de direitos minerários na região. Destacam-se os trabalhos realizados por Aguiá Metals Limited., uma companhia júnior australiana com foco em pesquisa mineral de fosfato em diversos locais do Brasil, sendo nessa bacia denominado Projeto Fosfato Lucena.

O projeto abrange uma área de 73,361 ha em áreas distantes aproximadamente 50 km da cidade de João Pessoa (PB) e situadas a leste das áreas da CPRM no estado da Paraíba (Figura 13). Registros anteriores de atividades de exploração mineral nessa região datam dos anos de 1970, quando importantes intervalos contendo P_2O_5 foram interceptados durante sondagens realizadas pela CPRM.

Figura 13 – Mapa de localização das áreas pesquisadas por Aguiá Resources em relação às áreas de alvarás da CPRM.



Fonte: SRK CONSULTING, 2013.

Entre os anos de 2011 e 2012, foram executados por Aguiá Resources 49 furos de sonda, dos quais 40 foram utilizados para estimativa de recursos, que alcançam 55×10^6 t, com teor médio de 6,42% de P_2O_5 , sendo classificados como recursos inferidos, segundo o código JORC (SRK CONSULTING, 2013).

Os limites da mineralização fosfática foram determinados com base na litologia e considerando-se um teor de corte de 3% de P_2O_5 . Foram definidos dois domínios mineralizados, diferenciados entre si pela razão CaO/P_2O_5 .

6 GEOLOGIA REGIONAL

A Bacia Paraíba tem sua origem relacionada à ruptura e deriva das placas Africana e Sul-Americana e ao surgimento do oceano Atlântico, sendo essa bacia a última ligação entre a África e a América do Sul durante o Neocretáceo. Essa bacia vem sendo estudada há muito tempo e é bastante conhecida pelo conteúdo paleontológico e pela mineralização em fosfato.

Geologicamente, está limitada, a sul, pelo Lineamento de Pernambuco e, a norte, pela Falha de Mamanguape (BARBOSA, 2004). Durante muito tempo foi descrita juntamente com a Bacia de Pernambuco como uma unidade estrutural, embora sua estratigrafia fosse diferente. Até então, a Bacia Paraíba era denominada Bacia Pernambuco-Paraíba e a atual Bacia de Pernambuco era denominada sub-bacia Cabo (MABESOONE, 1994). Entretanto, Lima Filho (1998) e Lima Filho, Monteiro, e Souza (1998) demonstraram que são bacias independentes, com arcabouço estrutural e estratigrafia próprios.

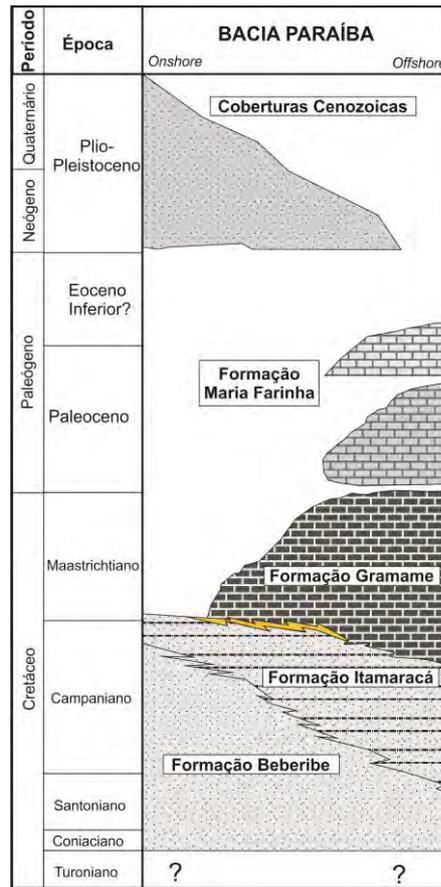
A estruturação da Bacia Paraíba ocorreu por meio de estiramento crustal, com afinamento litosférico, seguido por lenta e continuada subsidência, que gerou uma “*relay ramp*”. A cunha sedimentar teria evoluído para uma homoclinal estruturada, com formação de blocos desnivelados que sofreram preenchimento diferenciado, resultando na formação das atuais sub-bacias (LIMA FILHO, 1998; MABESOONE; ALHEIROS, 1988; RAND, 1967). Essa rampa de blocos falhados tem gradiente muito suave, com seguimentos de direção E-W perpendiculares à linha de costa, sem falhas de borda, porém com inúmeras falhas de direção NE que modelam os blocos altos e os blocos baixos (MABESOONE; ALHEIROS, 1988; 1993).

A Bacia Paraíba tem estratigrafia relativamente simples, com três unidades do Cretáceo Superior – formações Beberibe, Itamaracá e Gramame – e uma unidade cenozoica – Formação Maria Farinha –, além das Coberturas Cenozoicas do Grupo Barreiras e depósitos pós-Barreiras (Figura 14).

A Bacia Paraíba está dividida em três sub-bacias (Figura 15): Olinda, Alhandra e Miriri (BARBOSA, 2004). Segundo Lima Filho et al. (2005), essas depressões foram originadas pela subsidência de alguns blocos, que foram preenchidos, inicialmente, por materiais clásticos e, posteriormente, devido à rápida subsidência da rampa, por sedimentos relacionados a uma transgressão marinha instalada em todas as sub-bacias.

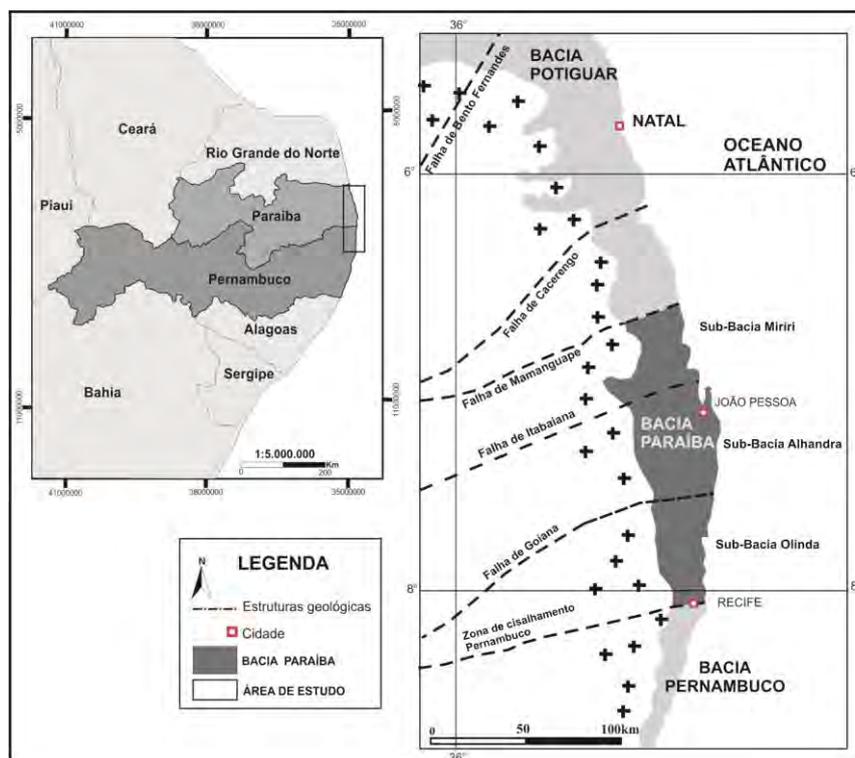
A sub-bacia Olinda está localizada entre o Lineamento de Pernambuco e a Falha de Goiana, sendo composta pelas formações Beberibe, Itamaracá, Gramame e Maria Farinha. A sub-bacia Alhandra é limitada pelas falhas de Goiana e de Itabaiana, sendo preenchida por todas as unidades descritas anteriormente, assim como a sub-bacia Miriri, que está localizada entre as falhas de Itabaiana e Mamanguape, estando nela ausente apenas a Formação Maria Farinha (MABESOONE; ALHEIROS, 1988).

Figura 14 – Estratigrafia da bacia Paraíba.



Fonte: Adaptado de Barbosa, 2004.

Figura 15 – Localização da bacia Paraíba com as sub-bacias Olinda, Alhandra e Miriri.



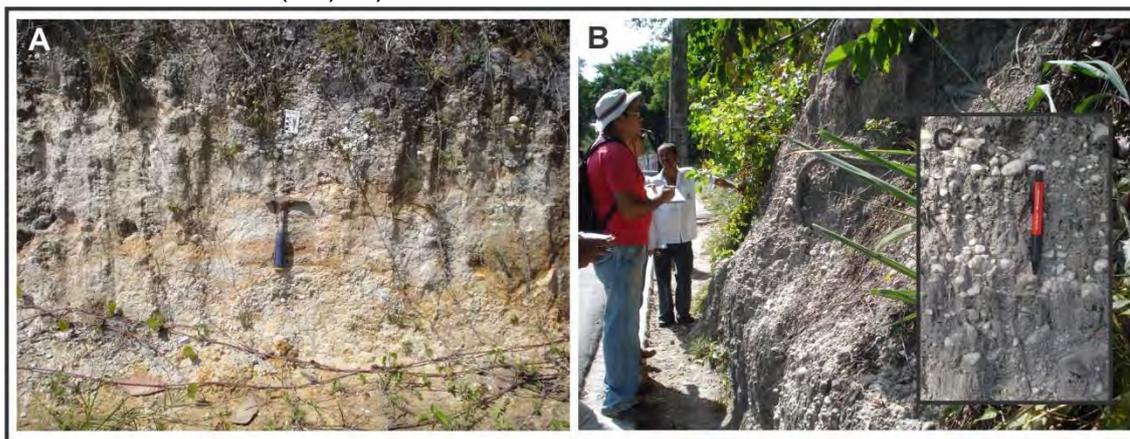
Fonte: Adaptado de MABESOONE; ALHEIROS, 1993.

6.1 FORMAÇÃO BEBERIBE (SANTONIANO?-CAMPANIANO)

O preenchimento sedimentar da Bacia Paraíba teve início, possivelmente, no Santoniano, com a deposição da Formação Beberibe (BEURLIN, 1967), inicialmente definida por Kegel (1957) como um membro marinho fossilífero da Formação Itamaracá. Souza (2006) caracterizou a Formação Beberibe como sendo composta por sedimentos clásticos depositados em um sistema de leques aluviais, com canais fluviais entrelaçados entre si, de idade santoniano-campaniana. Mabesoone (1972) e Mabesoone e Alheiros (1988) descreveram o caráter sedimentológico dessa formação e indicaram uma espessura aproximada de 300 m.

A Formação Beberibe só é identificada em afloramentos na sub-bacia Olinda, onde ocorre principalmente em áreas rebaixadas e cortadas por rios. Essa unidade é caracterizada por fácies de arenito maciço e friável (Afm), com grãos variando de médio a grosso e com níveis conglomeráticos, associado a conglomerado clasto-suportado com estratificações cruzadas acanaladas (Cca), oligomítico, formado por quartzo, com grãos variando de cascalho a seixo e argilitos sílticos maciços (Args) de coloração amarelada. Também ocorrem fácies formadas por conglomerado clasto-suportado (Ccs) oligomítico, com seixos imbricados formados por quartzo, intercalado com conglomerado matriz-suportada (Cms) com gradação inversa, polimítico, caracterizado por quartzo e intraclastos de argila (Figura 16). Nas sub-bacias Alhandra e Miriri, a Formação Beberibe só foi reconhecida em furos estratigráficos, sendo nesses locais descrita como composta por arenitos friáveis. Na sub-bacia Olinda, a Formação Beberibe constitui-se em importante aquífero regional.

Figura 16 – A) Associação de fácies Afm, Cca e Args em Olinda (PE). B) Fácies Ccs e Cms em Recife (PE). C) Detalhe da fácies Cms.



6.2 FORMAÇÃO ITAMARACÁ (CAMPANIANO-MAASTRICHTIANO)

A Formação Itamaracá foi definida por Kegel (1955), que reconheceu duas fácies: arenitos grossos calcíferos, com teor de carbonato aumentando até um autêntico calcário de fácies marinha, e camadas de arenitos friáveis intercaladas com arenitos por vezes conglomeráticos, de fácies continentais, interpretadas como resultante de transgressões. Atualmente, é definida como depósitos de arenitos finos a conglomeráticos, localmente calcíferos, litorâneos a marinhos rasos, em um trato de sistema transgressivo, contendo uma camada fosfática representando a superfície de inundação máxima, com idade campaniano-maastrichtiana (LIMA FILHO; SOUZA, 2001; MOURA, 2007; SOUZA, 2006).

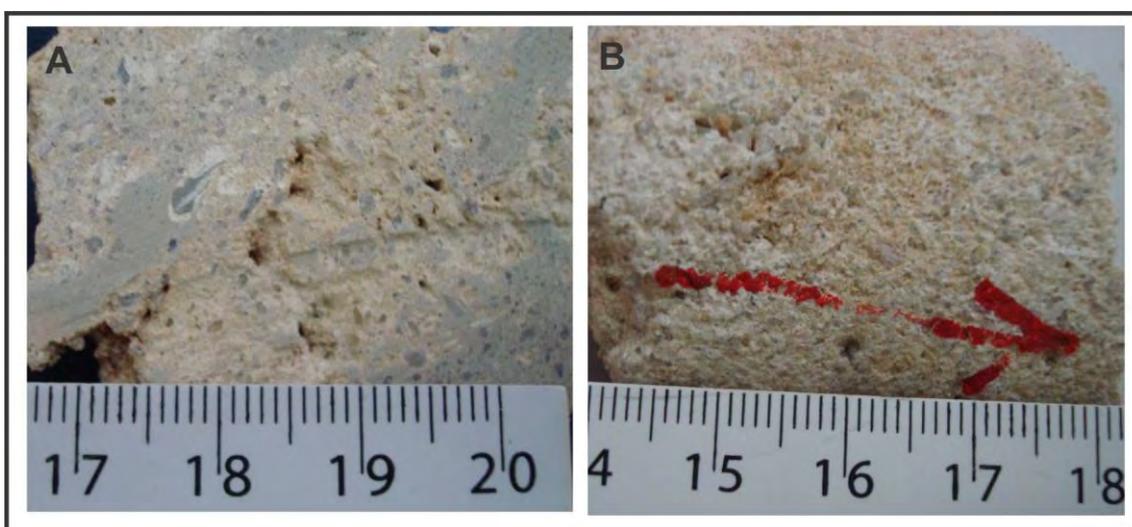
Foram descritas fácies de ambientes siliciclástico e misto (carbonáticos + terrígenos). Os sedimentos siliciclásticos ocorrem na porção mais *onshore* da bacia e foram individualizados em duas associações de fácies: uma composta por arenito com estratificações cruzadas acanaladas (Acp) e arenito com laminações *flaser* e *wavy* (Alfw); outra formada por fácies siltito com laminações lenticulares (Sll), siltito maciço (Sm), arenito maciço (Am) e arenito com estratificações cruzadas acanaladas (Aca) com *drapes* de lama. Essas associações de fácies sugerem um ambiente marinho raso dominado por maré (Figura 17). A sedimentação fosfática ocorre no topo dessa sequência, associada aos sedimentos siliciclásticos, embora haja grande influência fosfática nos sedimentos mistos.

Figura 17 – A) Fácies Aca com *drapes* de lama. B) Fácies Alfw: arenito com laminações *flaser* e *wave*.



Os sedimentos mistos são caracterizados por arenitos grossos friáveis com cimento calcífero e ocorrem na porção mais *offshore* da bacia (Figura 18). Os arenitos calcíferos apresentam grande quantidade de siliciclásticos, que diminuem em direção ao topo. Essa fácies faz contato com a fácies carbonática da Formação Gramame, sendo gradual a passagem entre as duas unidades.

Figura 18 – Amostras de arenito calcífero da formação Itamaracá.



6.3 FORMAÇÃO GRAMAME (MAASTRICHTIANO SUPERIOR)

A Formação Gramame foi definida por Oliveira (1940) como constituída por calcários argilosos contendo na base uma camada de arenitos calcíferos com fosfato. Essa formação também foi descrita por Beurlen (1963) como constituída por camadas de calcários margosos e margas intercaladas em lâminas de argila, caracterizada por uma ciclicidade. Mabesoone (1967) afirma ser um calcário margoso homogêneo, de coloração cinza, com níveis de argila intercalados. Segundo Muniz (1993) e Santos et al. (1994), essa unidade tem idade maastrichtiana, registrando uma sequência marinha agradacional, de um trato de sistema de mar alto (LIMA FILHO; SOUZA, 2001), que teria continuidade até o momento em que mudanças tectônicas ocasionaram a regressão marinha. Lima e Koutsoukos (2002) afirmam que, durante o Maastrichtiano, a área era caracterizada por clima árido e baixo influxo terrígeno de sedimentos. Essas condições favoreceram o desenvolvimento de um sistema de rampas carbonáticas em ambiente nerítico a batial, sendo depositadas alternâncias de *mudstones* a *wackestones*, em um trato de sistema de segunda ordem, transgressivo a mar alto, característico de margem passiva.

6.4 FORMAÇÃO MARIA FARINHA (PALEÓGENO INFERIOR)

A Formação Maria Farinha é definida como o registro de uma regressão marinha, sendo constituída por calcários puros, algumas vezes pouco granulosos, com lentes de argila e bancos de calcários retrabalhados, não apresentando periodicidade (BEURLEN, 1963). Mabesoone (1967) também enfatiza o seu caráter regressivo e sua principal característica litológica a de ser um calcário detrítico. Essa unidade, considerada de idade paleocênica (MUNIZ, 1993; TINOCO, 1971), apresenta calcários detríticos, médios a finos, com intercalações de argilas carbonáticas e fauna fóssil de recifes (BEURLEN, 1967) (Figura 19).

Figura 19 – A) Dolomitos da formação Maria Farinha (Alhandra, PE). B) Fácies margosa (Itamaracá, PE).



6.5 COBERTURAS CENOZOICAS

As Coberturas Cenozoicas são formadas por Grupo Barreiras e depósitos pós-Barreiras e incluem depósitos de sedimentação recente.

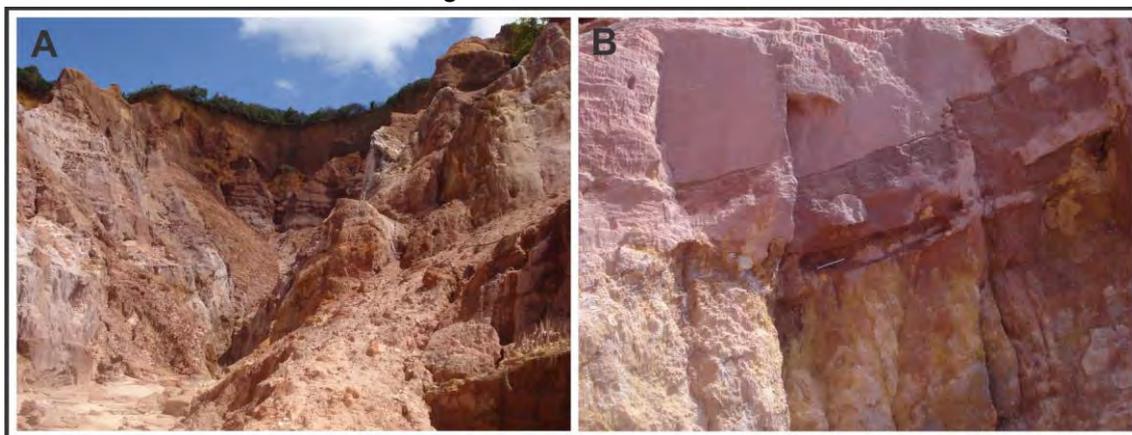
6.5.1 Grupo Barreiras (Mioceno a Plio-Pleistoceno)

Os primeiro trabalhos que caracterizam essa unidade foram desenvolvidos por Oliveira e Leonardos (1943), os quais a denominaram “Série das Barreiras”. Posteriormente, Kegel (1957) usa o termo “Formação Barreiras”. Somente com o trabalho de Bigarella (1975) é que

foi definido o Grupo Barreiras, subdividido em Formação Guararapes, inferior, e Formação Riacho Morno, superior.

Conforme descrição de Mabesoone (1972), o termo “Formação Barreiras” é usado para nomear sedimentos pouco ou não consolidados, com cores variegadas, litologicamente variando entre argila e conglomerados, com estruturas sedimentares do tipo estratificações irregulares, muito indistintas. Podem ocorrer de forma discordante sobre o embasamento cristalino ou sobre unidades sedimentares cretáceas e terciárias (Figura 20).

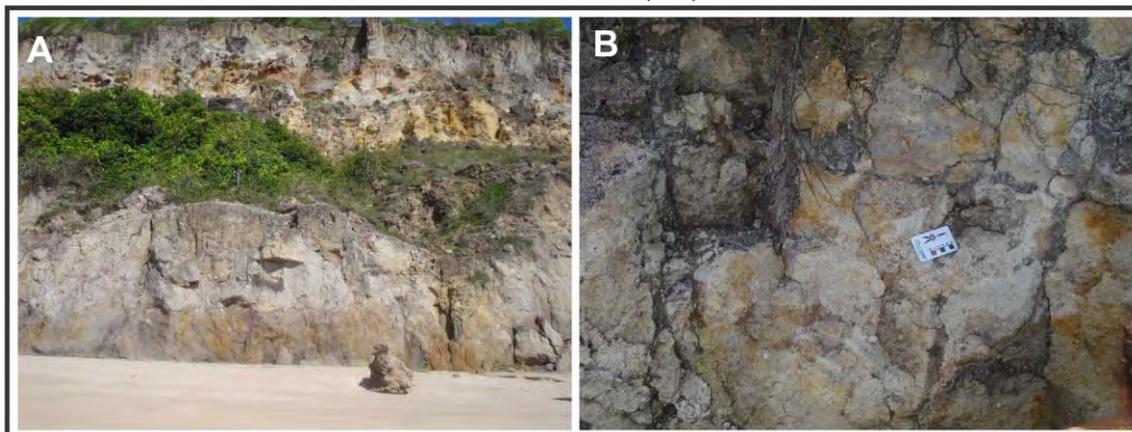
Figura 20 – A) Afloramento do grupo Barreiras na praia de Coqueirinho (PB). B) Sedimentos arenosos com níveis argilosos.



6.5.2 Depósitos pós-Barreiras

O termo “Depósitos pós-Barreiras” foi utilizado inicialmente para caracterizar os sedimentos que sobrepõem a Formação Barreiras, sendo discordantes sobre aqueles (SÁ, 1969). Na Bacia Paraíba, esses sedimentos são subdivididos em duas unidades (Figura 21). A primeira, denominada Unidade PB1, consiste de arenitos com grãos de tamanhos variáveis, de coloração amarelo-acinzentada, por vezes esbranquiçada, contendo intraclastos, argilitos, conglomerados e brechas em discordância com a Formação Barreiras ou com o embasamento cristalino, com idade variando entre 178.300 (\pm 26.800) anos e 15.100 (\pm 1.800) anos. A Unidade PB2 ocorre sobre os depósitos PB1, sobre a Formação Barreiras e também sobre o embasamento cristalino, sendo formada por sedimentos arenosos, quartzosos e inconsolidados, com grânulos de quartzo dispersos, datados de 11.300 (\pm 1.700) anos e 1.800 (\pm 200) anos.

Figura 21 – A) Unidade PB1 na base e unidade PB2 no topo (praia de Tabatinga, PB). B) Detalhe da unidade PB2 em Alhandra (PB).

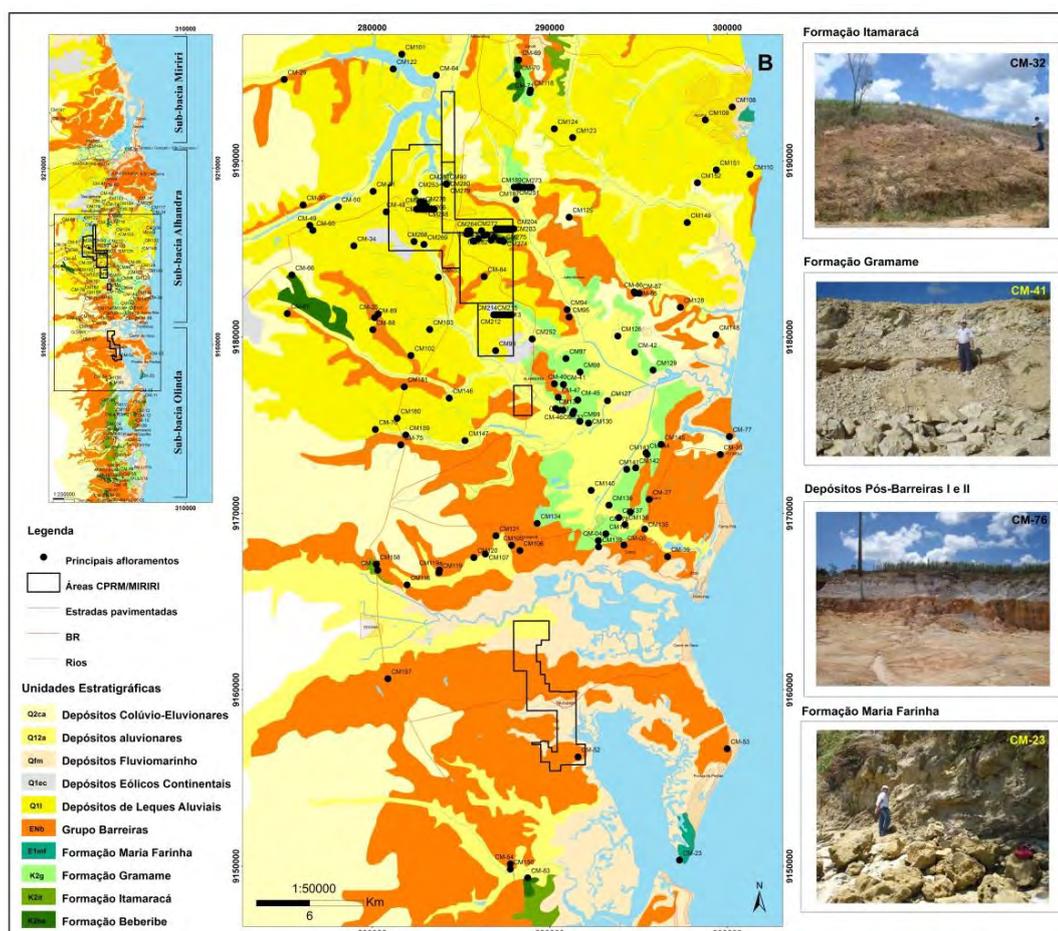


7 GEOLOGIA LOCAL

A região do Projeto Miriri está inserida nas sub-bacias Olinda e Alhandra e está predominantemente encoberta por sedimentos cenozoicos do Grupo Barreiras e depósitos pós-Barreiras.

Dados bibliográficos, como os trabalhos de Rossetti et al. (2011) e os constantes nos mapas geológicos das folhas Itamaracá (SB.25-Y-C-VI) e João Pessoa (SB.25-Y-C-III), associados à interpretação de dados aerogamaespectrométricos (OLIVEIRA, 2012) e descrição detalhada de afloramentos e testemunhos de sondagem dos projetos Fosfato na Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba (FONSECA NETO, 1979) e Miriri (CPRM, 1982a, 1982b), permitem caracterizar, na área do projeto, rochas das formações Gramame e Itamaracá e, secundariamente, a Formação Maria Farinha, que só ocorre nas áreas de praia nas porções mais *offshore* da bacia, além da Formação Beberibe, descrita apenas em testemunhos de sondagem (Figura 22).

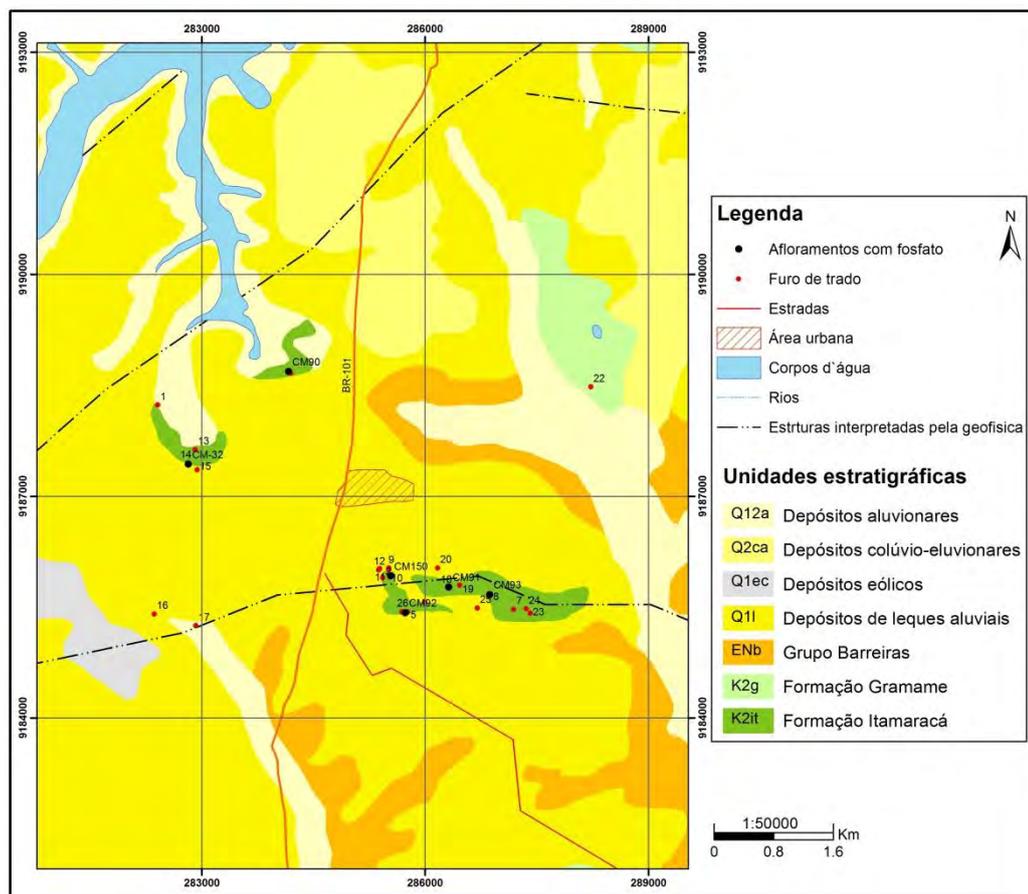
Figura 22 – Mapa geológico da área de estudo com alguns importantes afloramentos.



7.1 FORMAÇÃO ITAMARACÁ

A Formação Itamaracá aflora em áreas relativamente próximas à borda da bacia, em encostas e vales recortados por drenagens. É caracterizada por fácies siliciclásticas, que ocorrem na maior parte dos afloramentos, e fácies fosfáticas, identificadas por meio de anomalias radiométricas (Figura 23).

Figura 23 – Localização de afloramentos identificados e descritos pela CPRM e furos de trado executados durante a fase de reavaliação do projeto Miriri.



As fácies siliciclásticas são representadas por arenitos médios a grossos, maciços ou com laminações incipientes (Am – Arenito maciço; Ali – Arenito com laminações incipientes) e por argilitos de coloração marrom a cinza, maciços (Argm – Argilito marrom; Argc – Argilito cinza), podendo conter níveis arenosos ou lamosos e intraclastos de carbonato. A fácies Argm, quando associada aos fosforitos, pode conter baixos a médios teores de P_2O_5 .

As fácies fosfáticas são caracterizadas por fosforitos e arenitos fosfáticos. Os fosforitos são maciços (Fm), têm granulação fina de argila a silte ou laminações plano-paralelas (Fl). Os arenitos fosfáticos são compostos, predominantemente, por terrígenos e aloquímicos, principalmente por peloides (Ap – Arenito pelfosfático), têm granulação média a grossa e, em geral, ocorrem maciços.

O afloramento CM-32 (Figuras 24 e 25) tem uma das melhores exposições dessa associação de fácies, onde ocorre intercalação de fácies siliciclásticas e fosfáticas. Esse afloramento está localizado próximo à borda da bacia, onde o influxo de terrígenos é bastante regular, por meio de fluxos gravitacionais. Nesse afloramento, grande parte da área está sendo encoberta por depósitos coluvionares arenosos dos depósitos pós-Barreiras I e II que ocorrem no topo.

Amostragem de canal nesse afloramento indica teores de até 27% de P_2O_5 nesses fosforitos (Fm/Fl), intercalados com arenito pelfosfático (Ap) com até 17% de P_2O_5 , com as fácies siliciclásticas de argilito marrom (Argm) contendo até 5% de P_2O_5 e com arenitos Am/Ali estéreis. As fácies Fm, Fl e Ap, difíceis de visualizar em afloramento, só foram individualizadas em análise petrográfica (Figura 27).

As camadas com fosforitos e arenito pelfosfático são bastante irregulares e ocorrem, principalmente, intercaladas à fácies Argm. As camadas fosfáticas são pouco espessas e chegam, no máximo, a 4 m em seção composta.

Figura 24 – Afloramento CM-32, com localização dos canais e respectivas seções. A) Canais 1, 2 e 3. B) Canais 4, 5 e 6. C) Canais 5, 6 e 7. D) Corte oposto às figuras A, B e C contendo os canais 8 e 9.

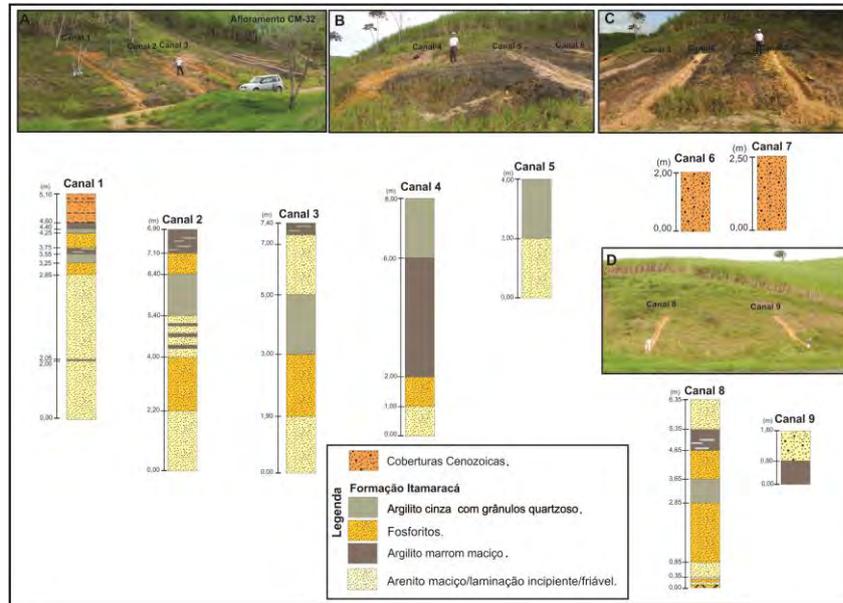
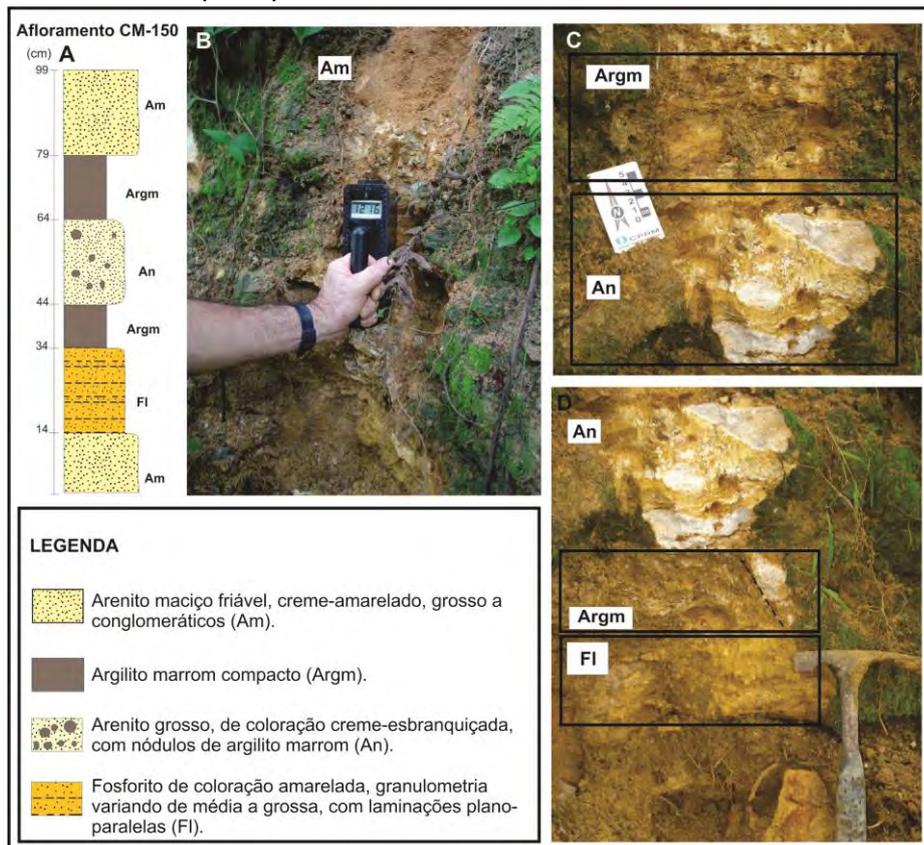
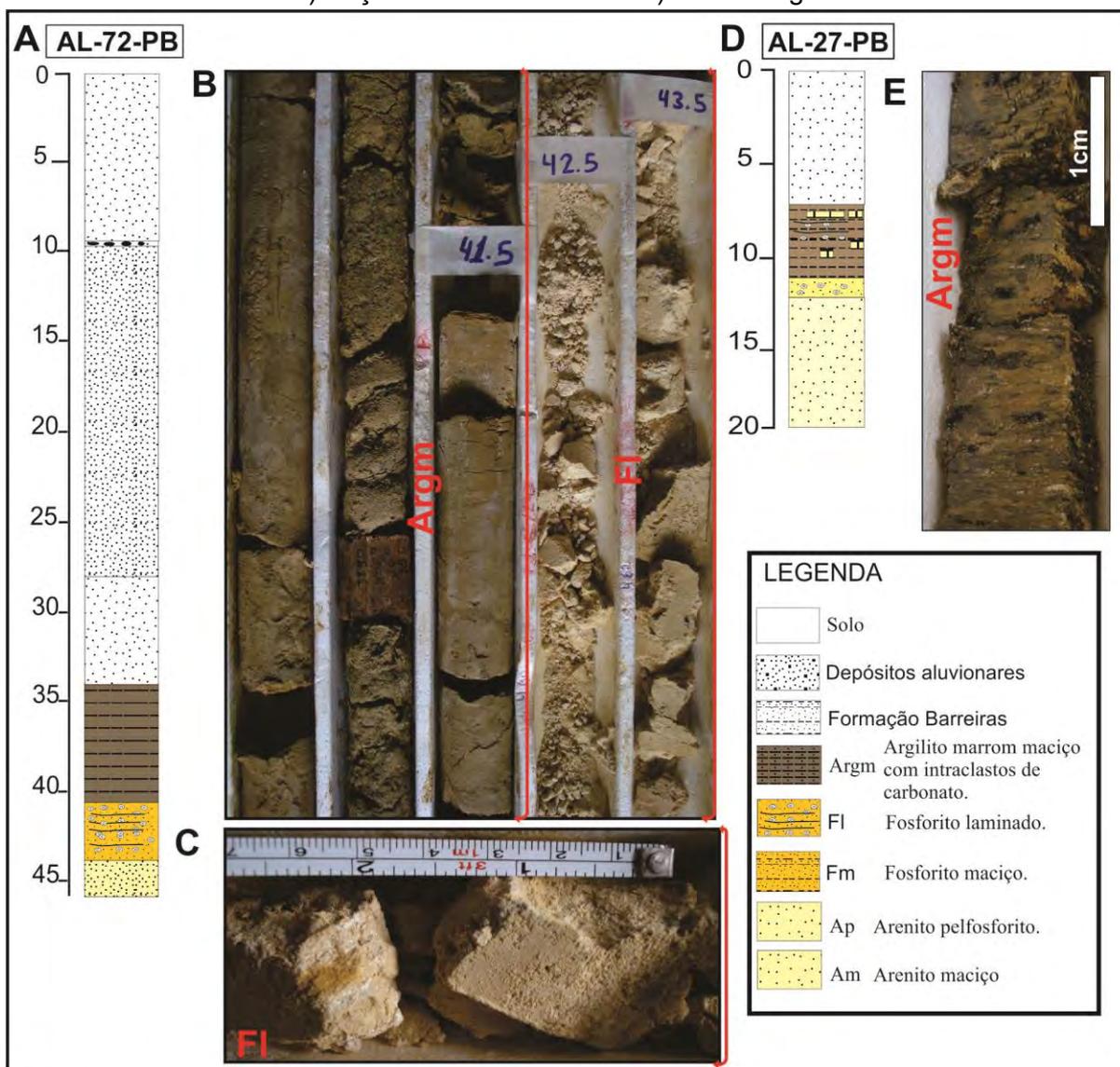


Figura 25 – A) Seção do afloramento CM-150, com intercalação das fácies Am, Argm, An e FI. B) Medidas com cintilômetro (1.200 cps) em zonas mineralizadas. C), D) Detalhe das principais fácies fosfáticas em afloramento.



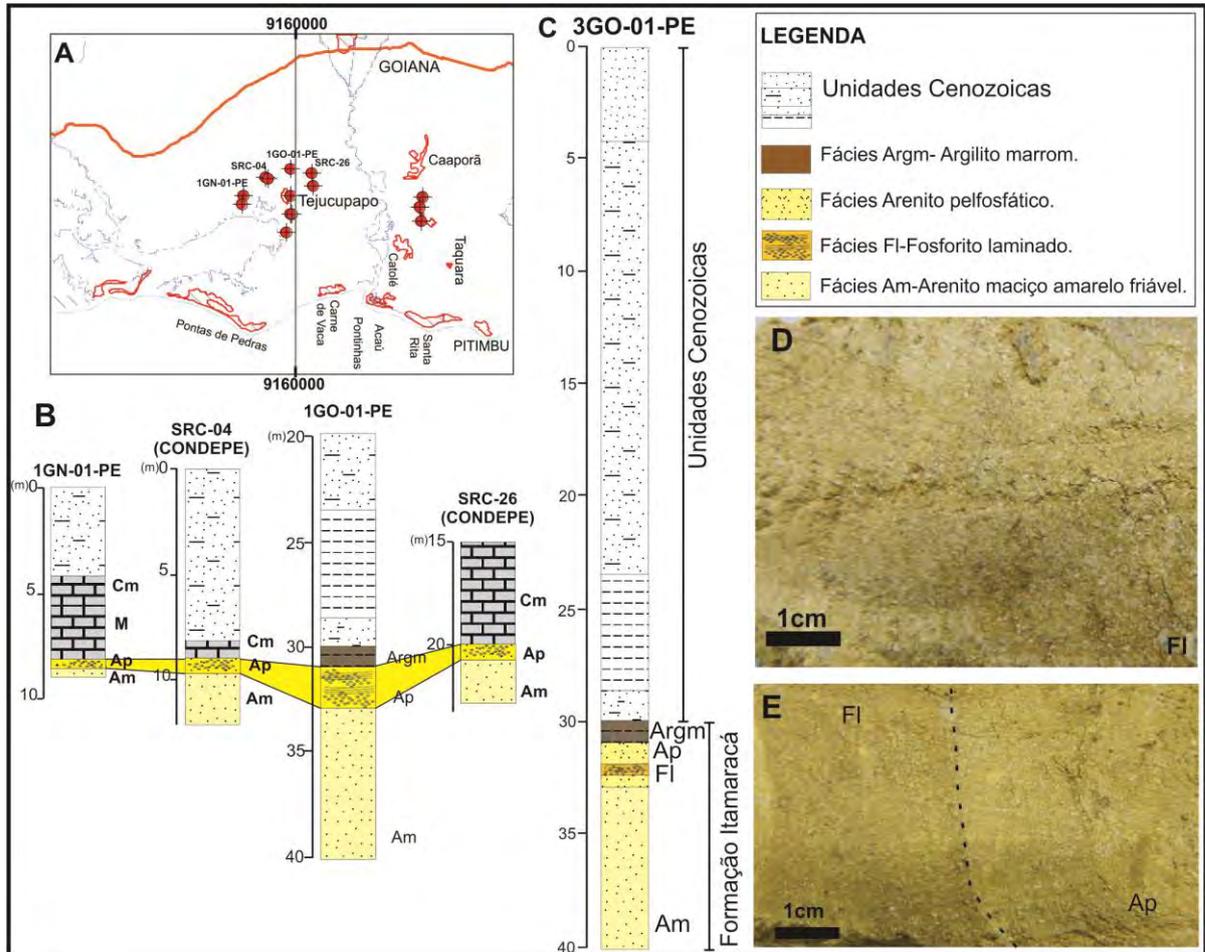
Em furos de sonda observa-se a mesma associação de fácies dos afloramentos: arenito maciço (Am), fosforito (Fm/FI) e argilito marrom (Argm) no topo (Figura 26). Destaca-se o argilito marrom (Argm), que contém níveis de fosforito intercalados, chegando a 10 m de espessura, e os fosforitos, com teores de até 30% de P_2O_5 .

Figura 26 – A) Perfil do furo AL-72-PB. B) Transição das fácies Argm e FI. C) Fosforito laminado. D) Seção do furo AL-27-PB. E) Fácies Argm com níveis de fosforito.



As fácies de arenito pelfosfático, com até 17% de P_2O_5 , foram descritas na região entre os municípios de Tejucupapo (PE) e Goiana (PE), na parte sul das áreas de pesquisa. Nessa mesma área, situada próxima à borda da bacia, os depósitos sedimentares são pouco espessos e não ocorrem todas as unidades descritas mais a norte, configurando-se como uma área com pouco espaço de acomodação para os sedimentos e com grande impulso de sedimentos terrígenos. A fácies Ap é composta por grande quantidade de terrígenos com aloquímicos fosfáticos. Em apenas um furo (3GO-01-PE) foram observados níveis de fosforito intercalados (Figura 27).

Figura 27 – A) Localização dos furos de sonda da parte sul do projeto. B) Perfil destacando a fácies Ap nos principais furos de sonda da área. C) Seção do furo 3GO-01-PE mostrando intercalação da fácies FI em Ap. D) Amostra da fácies Ap. E) Intercalação das fácies Ap e FI.



Blocos de fosforitos alterados, com até 1 m de diâmetro, ocorrem em depósitos colúvio-eluvionares recentes e apresentam teores de até 25% de P_2O_5 e 30% de Al_2O_3 , conforme observado nos afloramentos CM-90, CM-92 e CM-93. Esses fosforitos são bastante endurecidos e formados por minerais com formas alongadas, semelhantes a “agulhas”. Têm coloração amarelo-amarronzada, são maciços, com muitos minerais terrígenos e intraclastos de argila com formas irregulares, mas, em geral, subarredondados. Podem apresentar textura resultante de intemperismo similar a *boxworks*, muito ou pouco desenvolvida.

7.2 FORMAÇÃO GRAMAME

A Formação Gramame foi descrita em vários afloramentos, principalmente no município de Alhandra (PB). Essa unidade pode ser caracterizada na área por quatro fácies: calcários margosos (Cm), margas (M), calcários compactos (Cc) pouco margosos, ealcarenitos (Ca), estes só observados em subsuperfície e fazem parte da sucessão de fácies dos arenitos calcíferos. Essa unidade tem espessura variável, podendo chegar a 50 m.

Os calcários margosos (Cm) são maciços ou pouco bioturbados, de coloração cinza-claro e contêm abundante material fossilífero, com espessuras variáveis, alcançando o máximo de 5 m (Figura 28). Microscopicamente, essas rochas são classificadas como *mudstones* a *packstones* (DUNHAM, 1962) e apresentam de 5 a 30% de grãos aloquímicos (bioclastos,

ooides, esferulitos e raros intraclastos). A matriz, formada por calcita/dolomita e argilominerais, em geral supera 60% do volume da rocha e é envolvida por cimento variando entre franja isópaca e de dolomitas em mosaicos. É frequente a presença de minerais fosfáticos.

A fácies marga (M), em geral bastante bioturbada, pode ser classificada como *mudstone* (DUNHAM, 1962). Tem coloração cinza-esverdeado ou amarelo-esbranquiçada e está sempre associada a calcários margosos e calcários compactos. A matriz (mais de 90%) é lamosa, com siliciclásticos, carbonatos e raros aloquímicos, sendo encontrados foraminíferos (Figura 29).

A fácies calcários compactos (Cc) tem coloração creme-amarelado, é marcada por raras bioturbações e é composta por dolomita euédrica a subédrica (cerca de 90%) e raros constituintes aloquímicos (Figura 29). A rocha pode ser classificada como *mudstone* dolomitizado (DUNHAM, 1962) ou dolomicrito (FOLK, 1968).

Figura 28 – A), B) Intercalação de calcários compactos (Cc) e calcários margosos (Cm). C), D) Fácies Cc e Cm intercaladas na mina Garapu. E), F) Intercalação das fácies Cm e marga (M). G) Associação de todas as fácies da formação Gramame.

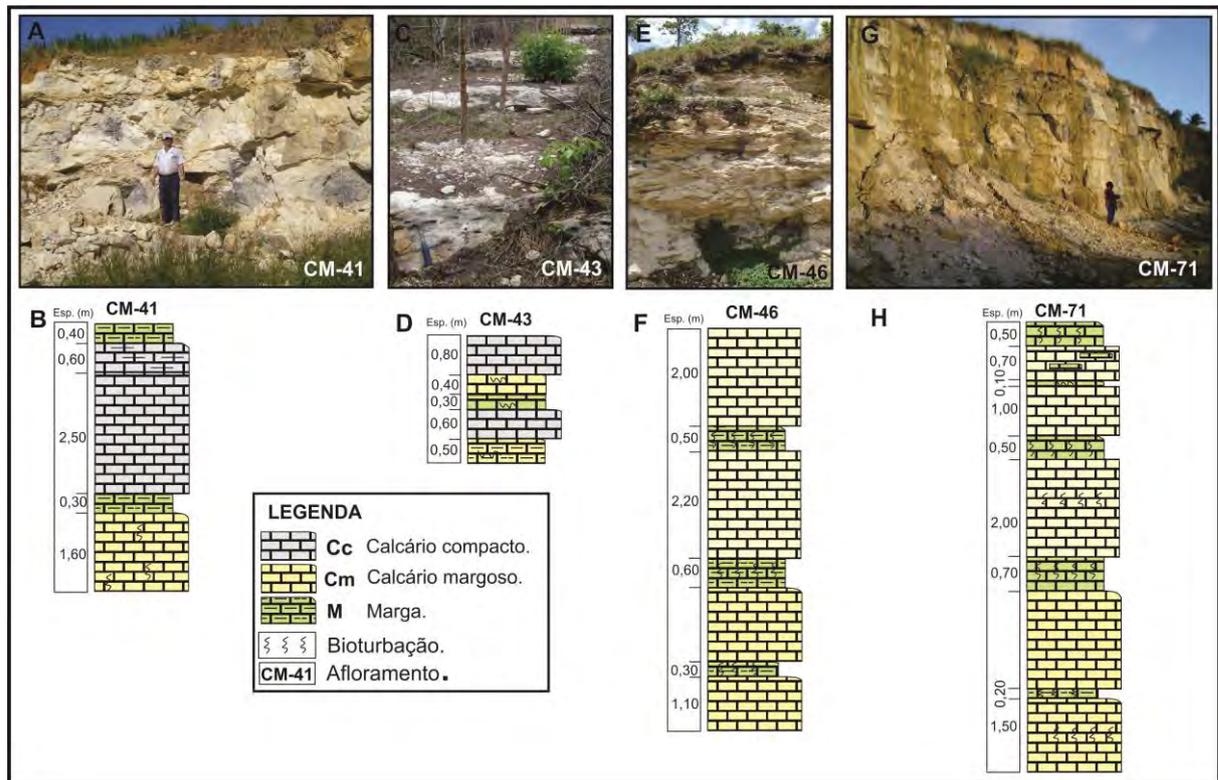
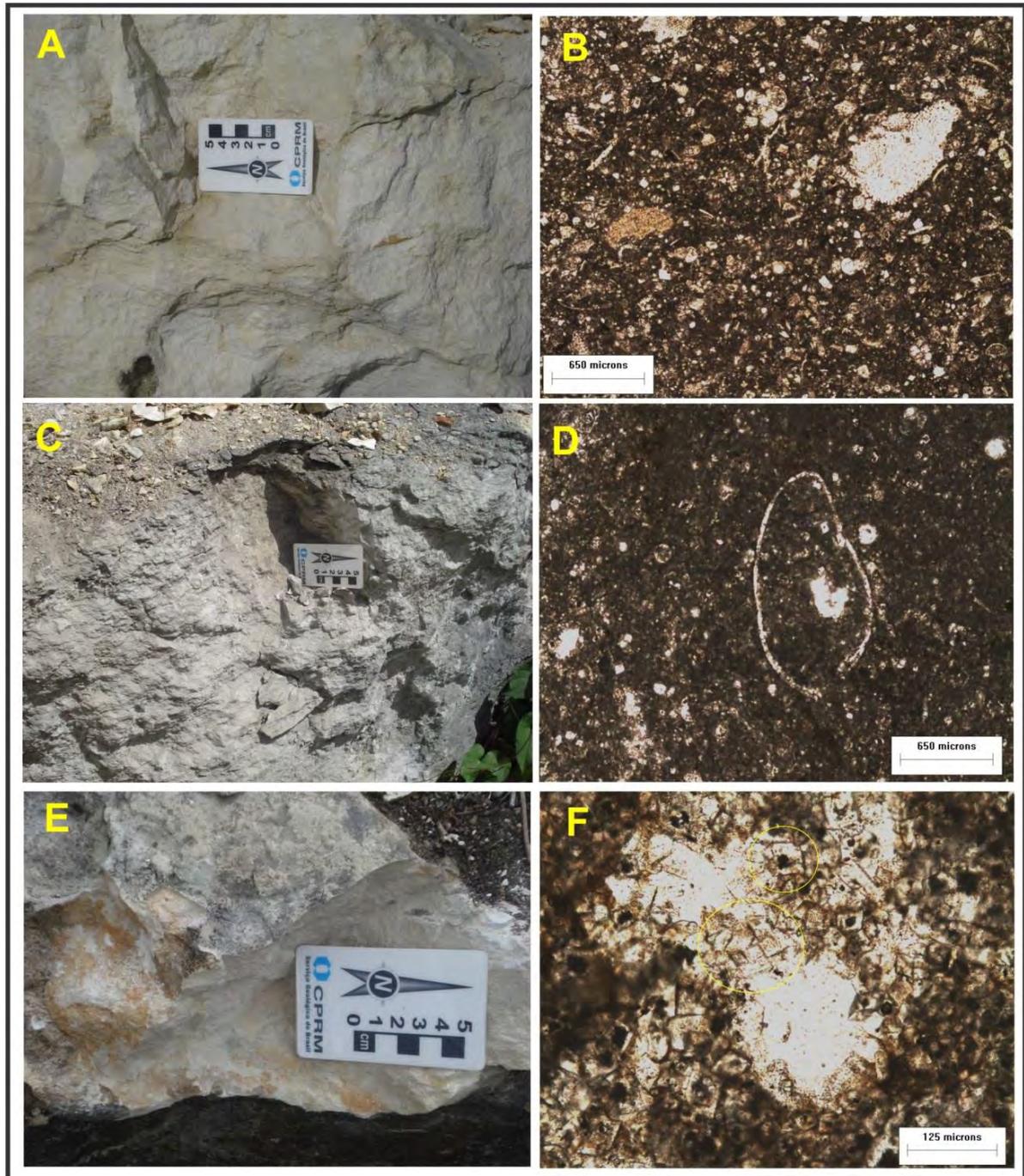
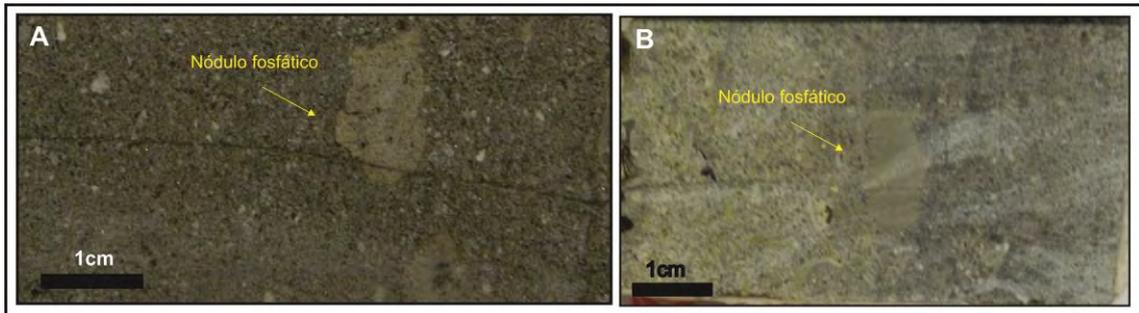


Figura 29 – A) Fácies Cm, afloramento CM-41, Alhandra (PB). B) Fotomicrografia NP (nicóis paralelos) de *packstone* da fácies Cm. C) Fácies M, Afloramento CM-41. D) Fotomicrografia NP de *mudstone*, com destaque para ostracodes. E) Fácies Cc, mina Garapu, Alhandra (PB). F) Fotomicrografia NP de dolomito da fácies Cc.



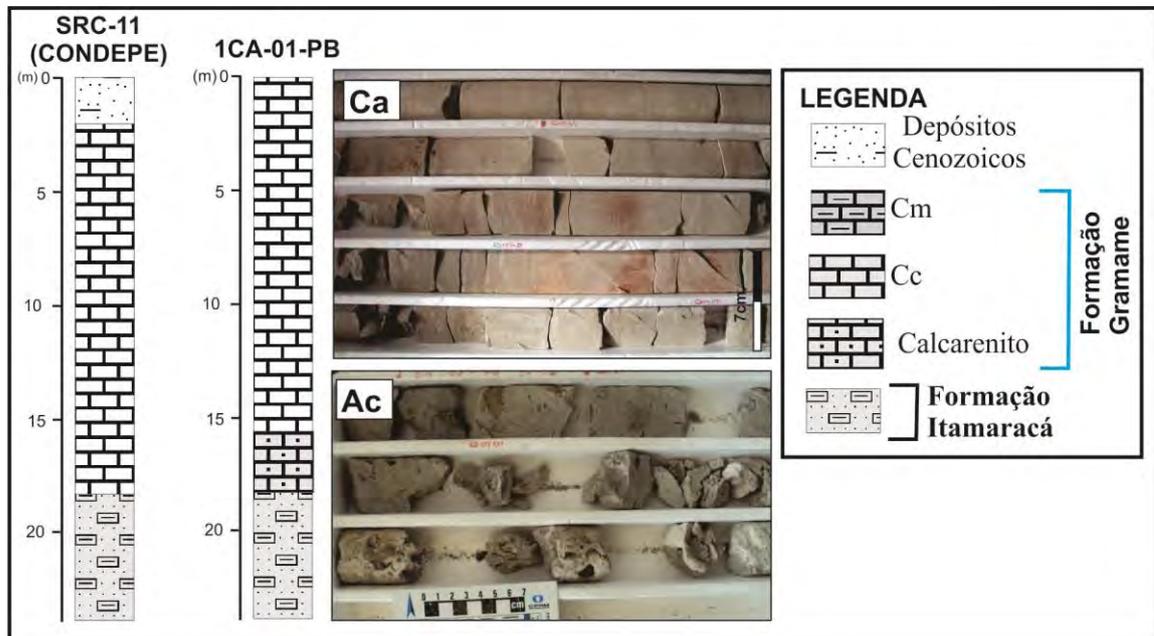
A fácies calcarenito (Ca) tem coloração cinza-escuro, granulação areia fina a média e é composta por matriz carbonática com aloquímicos fosfáticos, principalmente bioclastos e intraclastos, além de quartzo em menor quantidade (Figura 30). Em alguns furos observam-se intercalações das fácies margas e calcário margoso laminado, porém sem expressão estratigráfica.

Figura 30 – A) Calcarenito fosfático do poço 1IG-03-PE (Igarassu, PE). B) Calcarenito fosfático do poço 1PL-01-PE (Paulista, PE).



Em subsuperfície, a Formação Gramame só ocorre nas áreas distais em relação à borda da bacia, sempre no topo da Formação Itamaracá. Em situações mais proximais, essa unidade pode ocorrer interdigitada à Formação Itamaracá, com ocorrência local de arenito calcífero (Ac) com até 5% de P_2O_5 e de calcarenito com até 7% de P_2O_5 (Figura 31).

Figura 31 – Perfis dos furos SRC-11 e 1CA-01-PB, com amostras dos testemunhos das fácies Ca e Ac.

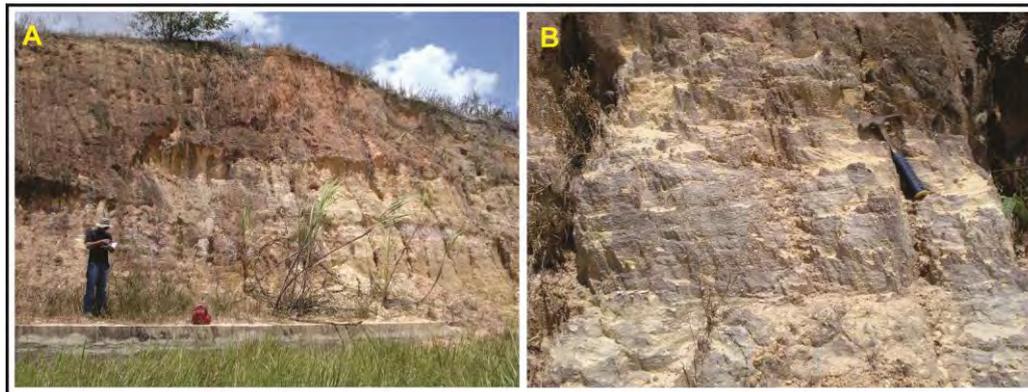


A Formação Gramame foi depositada em um trato de sistema de mar alto em plataforma do tipo rampa, possivelmente na rampa exterior. A alternância de fácies indica que essa unidade tem registros de variações cíclicas com aumento e diminuição do nível do mar, onde as fácies margosas fazem parte de um ciclo menor, com nível de mar baixo e entrada de material siliciclástico.

7.3 DEPÓSITOS CENOZOICOS

A região do depósito de Miriri é predominantemente encoberta por depósitos cenozoicos denominados pós-Barreiras I e II e pelo Grupo Barreiras, que formam os Tabuleiros Costeiros. O Grupo Barreiras é mais expressivo na parte norte da área, entre os municípios de Tejucupapo (PE) e Caaporã (PB). Na região de Alhandra, só ocorre em vales e falésias. Essa unidade é caracterizada por arenitos maciços, arenitos com estratificações cruzadas tangenciais e argilitos maciços de coloração variegada (Figura 32).

Figura 32 – A) Grupo Barreiras, com intercalação de arenitos friáveis e argilito com cores variegadas. B) Detalhe de arenito com estratificação cruzada planar tangencial.



Os depósitos pós-Barreiras I (PBI) são caracterizados por conglomerado cascalhoso e arenito friável maciço, muito comum na região a oeste de Alhandra (PB), próximo ao embasamento, e por arenitos friáveis maciços ferruginosos com intraclastos de arenitos retrabalhados, que ocorrem mais próximo à área de praia, formando parte dos tabuleiros costeiros e falésias (Figura 33). No topo dessa unidade, ocorre processo de ferruginização, que pode registrar anomalias de urânio, porém sem significado econômico.

Figura 33 – A) Conglomerado cascalhoso do depósito PBI. B) Arenito maciço com intraclastos de arenito e argilito.



Os depósitos pós-Barreiras II são formados por areia quartzosa de cor branca, provavelmente produto de retrabalhamento eólico, e sempre estão associados às fácies de arenito maciço friável do PBI (Figura 34).

Figura 34 – Depósito de areia quartzosa do depósito PBII. B) Contato arenito friável do depósito PBI e areia quartzosa do PBII.



8 TIPO DE DEPÓSITO

Os depósitos sedimentares fosfáticos da Bacia Paraíba são registros de um grande evento de ressurgência que ocorreu nessa bacia durante o Maastrichtiano e podem ser correlacionados aos depósitos de Colômbia, Venezuela, norte e noroeste da África e Oriente Médio.

Esses sedimentos fosfáticos foram estudados ao longo de toda a Bacia Paraíba, em afloramentos e em testemunhos de poços estratigráficos, principalmente na sub-bacia Alhandra, onde está contida a área do projeto. Esses dados permitiram a individualização de três grupos de rochas com anomalias fosfáticas: fosforitos com teores acima de 18%, rochas fosfáticas siliciclásticas e rochas fosfáticas carbonáticas, contendo ambas teores de P_2O_5 entre 4 a 17%. Rochas fosfáticas são aquelas com anomalias a partir de 1% de P_2O_5 , enquanto fosforitos são sedimentos bioelementares com teores acima de 18% de P_2O_5 , formados em condições próprias de ambiente de sedimentação e produtividade orgânica. Os fosforitos e as rochas fosfáticas, em geral, eram agrupados como um único horizonte fosfático na Bacia Paraíba, devido às relações dessas fácies com os altos valores da radiometria em poços estratigráficos que marcavam as camadas mineralizadas nos trabalhos de CPRM (1982a, 1982b) e Fonseca Neto (1979). Neste projeto, foi possível individualizar essas rochas e esclarecer o contexto de sedimentação.

8.1 MINERALIZAÇÃO

A sedimentação fosfática é um tema bastante complexo, que envolve a dinâmica do fósforo na água associada aos processos físicos e geoquímicos e à atividade biológica. Ocorre, predominantemente, em ambientes marinhos, em condições geológicas específicas (LOVE, 1964). Segundo Glenn e Garrison (2003), o fosfato pode estar presente em sedimentos como bioclastos primários, tais como dentes de peixe e escamas e ossos de vertebrados, mas a maioria ocorre como precipitados autigênicos, grãos, formas peloides, micronódulos e também como lâminas incrustantes em fundos oceânicos. As acumulações de fosfato são favorecidas pelas taxas de sedimentação lenta. Os *hardgrounds* podem ser compostos por fosforitos laminados, enquanto os outros grãos peloides, com alto teor de fosfato, estão concentrados em camadas retrabalhadas por correntes do fundo do mar. As concentrações de fosforitos modernos ocorrem em margens continentais, onde existem regiões com ressurgência de águas ricas em nutrientes, como ao longo da costa oeste da América do Sul e costa ocidental da África, onde águas da Antártida chegam à superfície. Essas correntes frias e ricas em nutrientes, em contato com águas mais quentes, promovem *blooms* de plâncton, que estão na parte inferior da cadeia alimentar. Esse modelo não explica a grande quantidade de fosforitos antigos, sendo possível que tais concentrações fossem maiores na época em que o nível do mar apresentava taxa reduzida de sedimentos. A gênese do fosforito é também relacionada ao fornecimento de fosfato, o que, em última análise, tem relação com o intemperismo das rochas continentais (NICHOLS, 2009).

Segundo Pufahl (2010), sedimentos fosfáticos, juntamente com a formação ferrífera e *cherts*, fazem parte do grupo de sedimentos bioelementares por serem compostos por nutrientes essenciais à vida (Fe, P e Si). O desenvolvimento dos modelos de fácies desses sedimentos bioelementares depende da biologia primária com a acumulação controlada pela biosfera, composição química da água do mar e características físicas dos processos sedimentares. Os processos autigênicos, biológicos e hidrodinâmicos trabalham juntos, no mesmo cenário, para formar fosforitos primários e retrabalhados. Os fosforitos primários são sedimentos finos (silte, argila) laminados, com micronódulos ou peloides *in situ* ricos em matéria orgânica. Os

fosforitos retrabalhados são depósitos granulares formados a partir do retrabalhamento dos fosforitos primários.

Alguns autores, como Follini (1996) e Pufahl et al. (2003), chamam a atenção para a correlação de alguns depósitos de fosfato no mundo, como é o caso dos sedimentos fosfáticos do Cretáceo Superior e do Eoceno, que resultaram de um evento de ressurgência oceânica do Tétis nas plataformas continentais ao longo da margem sul, que produziu elevada acumulação de matéria orgânica e consequente fosfogênese, deixando registros de grandes depósitos de fosforitos nesse período.

8.2 CARACTERIZAÇÃO DAS FÁCIES MINERALIZADAS

As fácies mineralizadas foram individualizadas em três grupos de rochas geneticamente associadas: fosforitos, rochas fosfáticas siliciclásticas e rochas fosfáticas carbonáticas (Quadro 3).

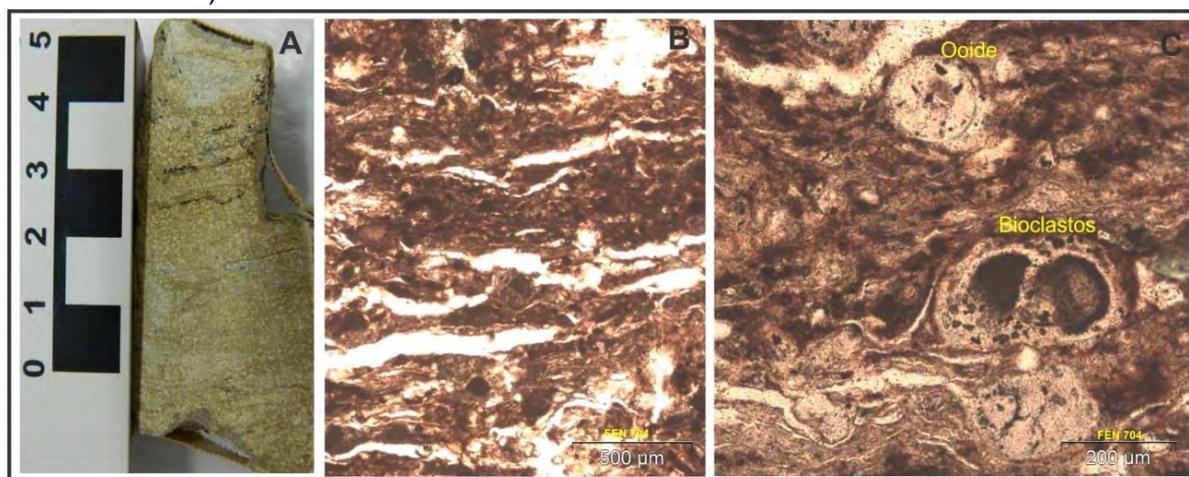
Quadro 3 – Caracterização das fácies fosfáticas e suas descrições macroscópicas

Fácies	Descrição	P ₂ O ₅ (%)	Unidade
Ca Calcarenito	Calcarenito cinza-escuro, maciço, granulometria areia fina a média, com raros intraclastos de argila.	2 a 7,45	Gramame
Ac Arenito calcífero	Arenito cinza-claro, maciço, granulometria areia grossa, com intraclastos de argilito.	1,5 a 4,77	Itamaracá
Argm Argilito marrom	Argilito marrom, maciço. Argc – Argilito cinza, maciço. Argi – Argilito marrom com intraclastos.	7 a 10	
Ap Arenito pelfosfático	Arenito maciço, creme-amarelado, granulometria areia fina a grossa, com muitos aloquímicos.	10 a 17	
Fosforitos	Fosforito maciço (Fm), marrom ou cinza, bastante argiloso, granulometria silte a argila.	18 a 20	
	Fosforito laminado (Fl), cor amarela, pouco argiloso, granulometria areia fina a média.	20 a 32	

8.2.1 Fosforitos

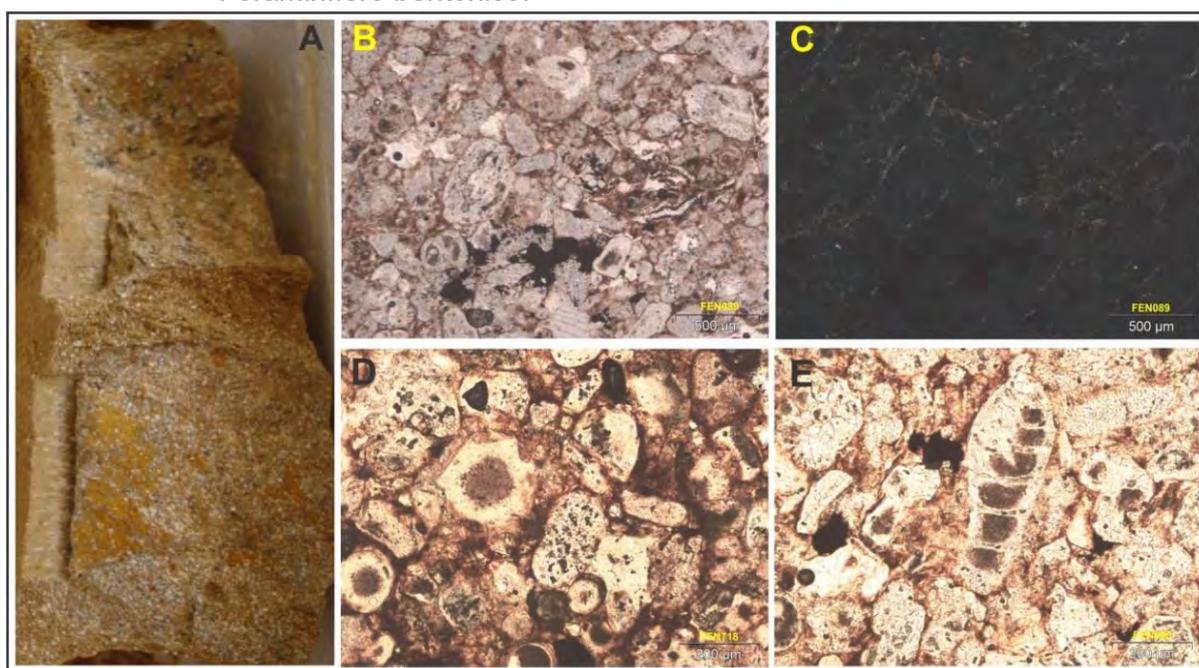
Os fosforitos laminados (Fl) são caracterizados por laminações plano-paralelas, que podem ocorrer de forma incipiente, e grande quantidade de matriz em relação aos grãos. A maior parte dos grãos é de aloquímicos fosfáticos, mas pode haver terrígenos. Os grãos aloquímicos fosfáticos têm coloração marrom-escuro e se extinguem a nicóis cruzados (NC); são, principalmente, bioclastos e ooides; já os terrígenos são predominantemente quartzo. O predomínio de matriz fosfática como poucos aloquímicos classifica a rocha como fosfato *mudstone*, segundo Cook e Shergold (1986). Essa litofácies ocorre com frequência em testemunhos de poços stratigráficos e em alguns afloramentos e podem chegar a 4 m de espessura, com teores de até 24% de P₂O₅ (Figura 35).

Figura 35 – A) Amostra de mão da litofácies FI, com laminações plano-paralelas (poço PL-02-PE). B) Fotomicrografia do aspecto geral da rocha, com predomínio de matriz argilosa (poço IG-01-PE). C) Bioclastos e ooide fosfáticos (poço IG-01-PE).



Os fosforitos maciços (Fm), com granulação de silte a areia fina, podem conter grânulos de terrígenos e nódulos argilosos. Essa litofácies é formada, predominantemente, por grãos aloquímicos fosfáticos e pouca matriz. Os aloquímicos são principalmente intraclastos e peloides e, secundariamente, bioclastos e ooides. Pode conter até 32% de P_2O_5 (Figura 36).

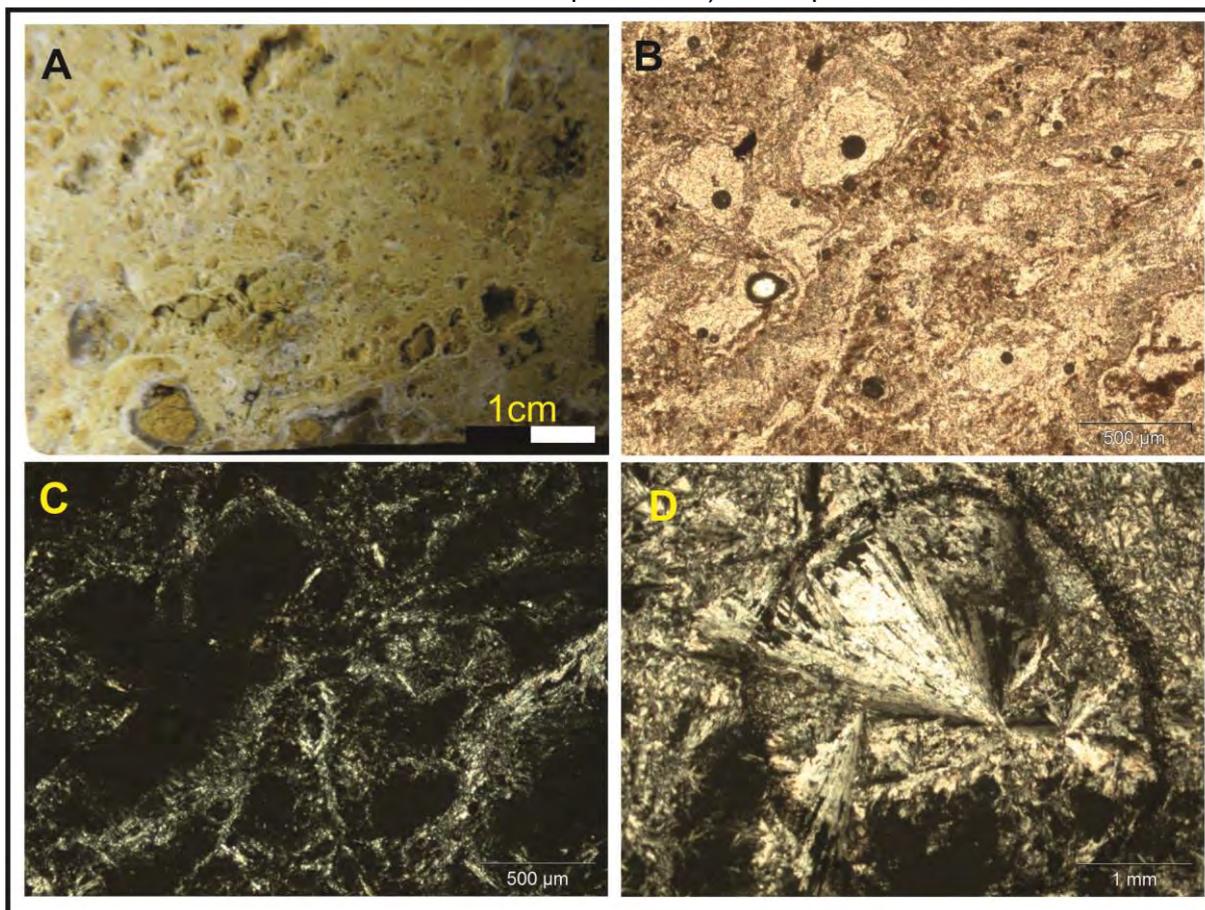
Figura 36 – A) Amostra de mão da litofácies Fm. B) Litofácies Fm formada, predominantemente, por aloquímicos. C) Aloquímicos em NC (nicóis cruzados). D) Destaque para ooides, peloides e intraclastos. E) Foraminífero bentônico.



Os fosforitos, quando alterados, têm coloração marrom-acinzentada, ocorrendo grande quantidade de nódulos argilosos. Estes têm formas irregulares, mas, em geral, são subarredondados, de coloração amarelo-esverdeada e variam em até 3 cm. Circundando os nódulos ocorre uma crosta bastante endurecida, com crescimento de minerais aciculares alongados, semelhantes à textura *boxwork* (Figura 37). Esses fosforitos alterados têm teores

de até 25% de P_2O_5 . Em análise petrográfica, observa-se grande quantidade de minerais fibrorradiais em matriz argilosa (Figura 37).

Figura 37 – A) Amostra de mão de fosforito alterado com nódulos de argila e textura *boxwork* (afloramento CM-92). B) Fotomicrografia apresentando formas circulares dos nódulos argilosos cercados por minerais aciculares, NP. C) Formas aciculares em destaque, NC. D) Destaque de mineral fibrorradial, NC.

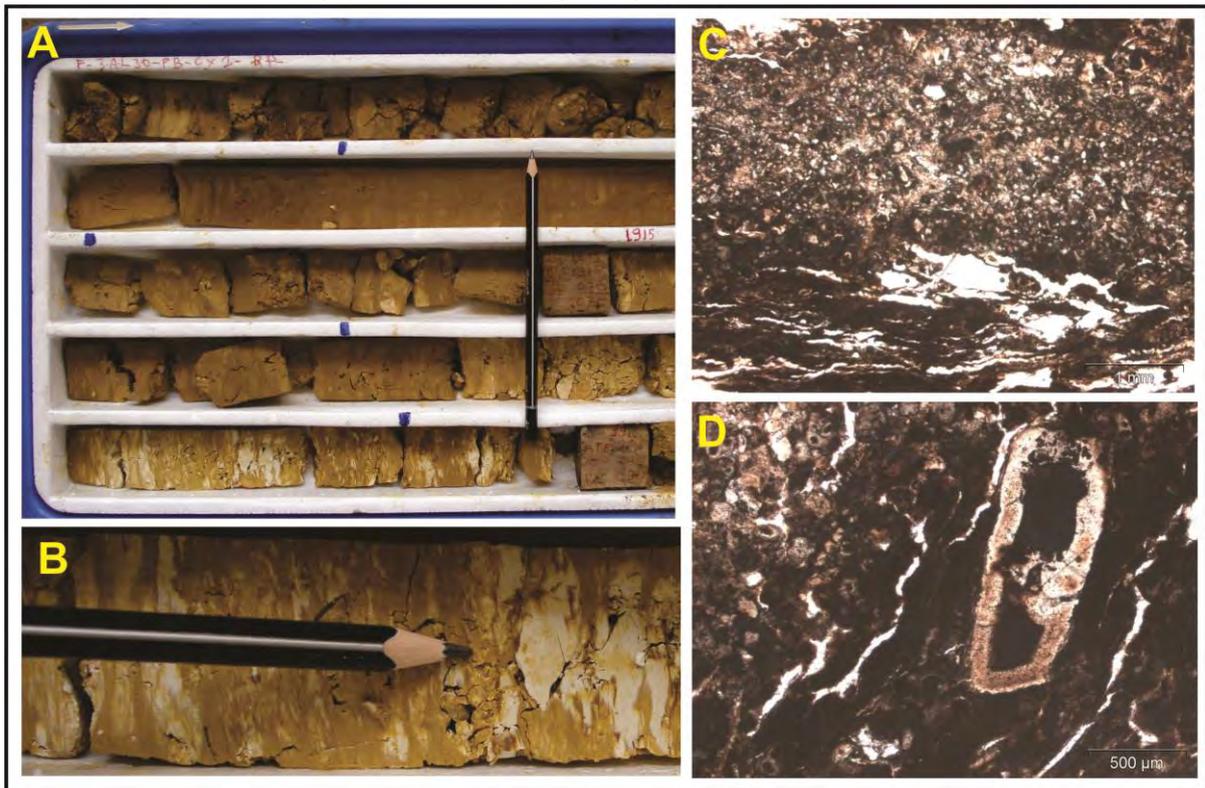


8.2.2 Rochas fosfáticas siliciclásticas

As rochas fosfáticas siliciclásticas são representadas por fácies de argilito e arenitos fosfáticos da Formação Itamaracá. Essas fácies estão sempre associadas às fácies de fosforito.

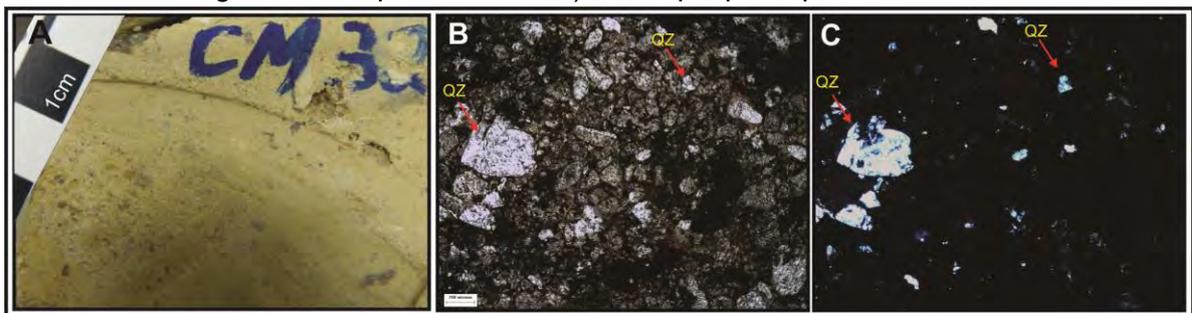
A fácies de argilito é bastante comum na sub-bacia Alhandra, podendo estar associada aos fosforitos. É caracterizada pela coloração marrom (Argm), podendo apresentar algumas variações, como cinza-amarelado; são maciços ou com laminações incipientes. Essa fácies pode conter até 13% de P_2O_5 , principalmente quando associada à fácies de fosforito, e chegar a 8 m de espessura (Figura 38).

Figura 38 – A) Testemunho do poço 1AL-30-PB (Alhandra, PB), com a fácies Argm. B) Detalhe da fácies Argm apresentando níveis de argila esbranquiçada. C) Fotomicrografia da fácies Argm. D) Intraclasto fosfático.



Os arenitos fosfáticos podem apresentar componentes fosfáticos em forma de grãos ou matriz. Na maior parte dos casos, os grãos são predominantemente *pellets*, classificando os arenitos como pelfosfatos (FONSECA NETO, 1979). A fácies de arenito pelfosfato (Ap) ocorre, frequentemente, associada às fácies de fosforito, tendo sido observada em perfis de poços estratigráficos nas sub-bacias Olinda e Alhandra. Os teores de P_2O_5 podem chegar a 17%, sendo caracterizada por maior quantidade de minerais terrígenos, principalmente quartzo e feldspatos, juntamente com elementos aloquímicos fosfáticos. Os aloquímicos são principalmente intraclastos e peloides e, secundariamente, bioclastos e ooides (Figura 39).

Figura 39 – A) Amostra da fácies Ap do afloramento CM-32, com minerais siliciclásticos. B) Fotomicrografia com aspecto textural da fácies Ap, com grande quantidade de terrígenos e aloquímicos NP. C) Destaque para quartzo em NC.

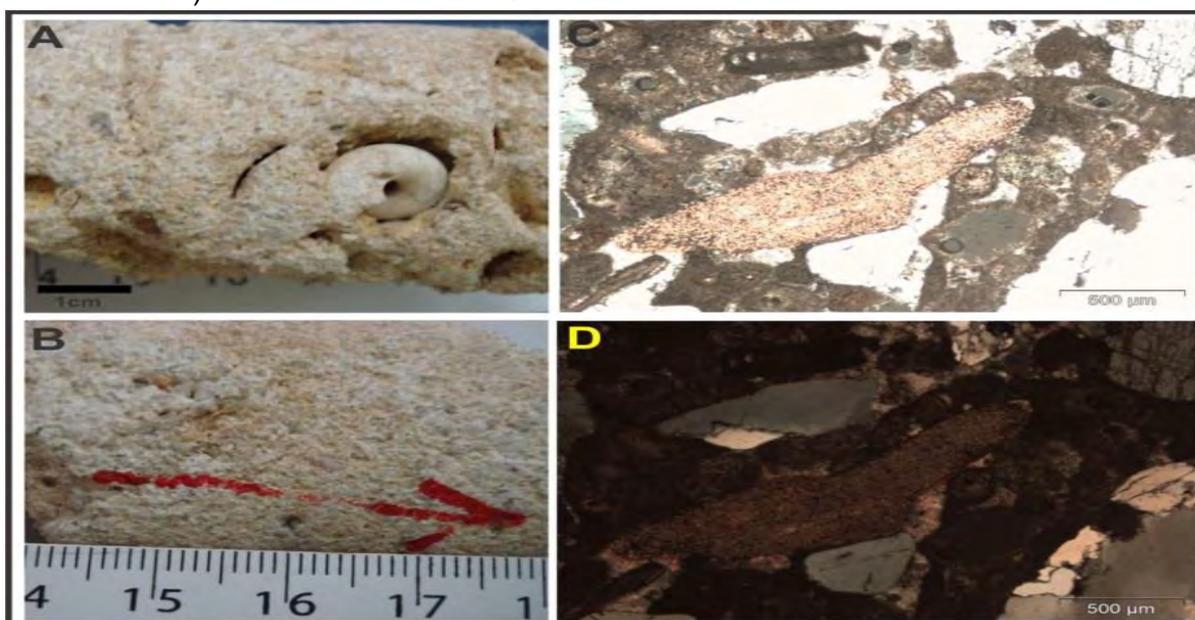


8.2.3 Rochas fosfáticas carbonáticas

As rochas carbonáticas podem ocorrer com teores consideráveis de P_2O_5 e são representadas por arenitos calcíferos com teores de até 5% e calcarenitos (Ca) com teores de até 8%. Essas fácies fazem parte das formações Gramame e Itamaracá e, em geral, estão associadas.

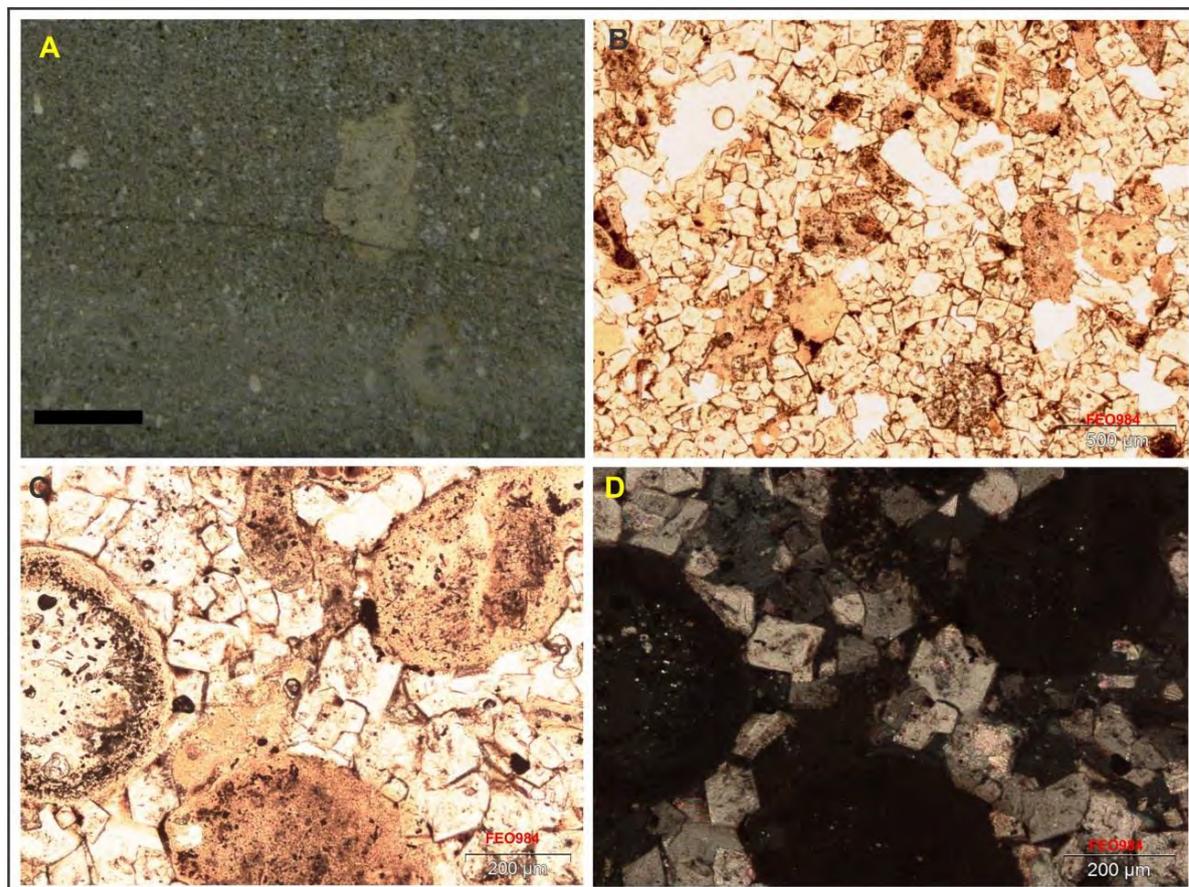
Os arenitos calcíferos (Ac) da Formação Itamaracá são caracterizados por sedimentos com granulação variando de areia fina a grossa, bem selecionados, maciça, de coloração creme-amarelado. Foram observados, nessa fácies, alguns macrofósseis, como gastrópodes. Os arenitos calcíferos são sedimentos mistos, cujo arcabouço é formado, predominantemente, por terrígenos, principalmente quartzo e feldspatos, com grande quantidade de minerais autigênicos, como os minerais fosfáticos em matriz carbonática (Figura 40).

Figura 40 – A) Arenito calcífero (Ac), com grande quantidade de moldes de fósseis (poço 1CA-01-PB; Caaporã, PB). B) Textura arenítica em amostra de mão (poço 1CA-01-PB). C) Fotomicrografia em NP com destaque para mineral fosfático. D) Mineral fosfático em NC.



As fácies formadas por calcarenitos da Formação Gramame são caracterizadas por granulação areia fina a média, coloração cinza-escuro, predominância de matriz carbonática e arcabouço formado por aloquímicos fosfáticos e carbonáticos e raros terrígenos. Os aloquímicos são, principalmente, bioclastos, intraclastos e peloides. Alguns intraclastos ocorrem com até 2 cm. Os minerais terrígenos ocorrem em menor quantidade, predominantemente quartzo (Figura 41). É possível observar em alguns testemunhos de poços estratigráficos que a fácies de marga ou calcário margoso apresenta teores anômalos de fosfato, mas são situações pontuais, em ciclos de menor ordem, do ponto de vista estratigráfico, sem expressão para a mineralização.

Figura 41 – A) Calcarenito fosfático do poço 1IG-03-PE (Igarassu, PE). B) Fotomicrografia com destaque para matriz carbonática e aloquímicos de cor marrom-claro, fosfáticos, NP. C) Detalhe de peloides fosfáticos, NP. D) Peloides extintos em NC.



8.3 MINERALOGIA E GEOQUÍMICA DE ROCHA TOTAL DE FOSFORITOS E ROCHAS FOSFÁTICAS

Os dados de mineralogia foram obtidos a partir de análise de difratometria de raios X (DRX) em 10 amostras de fosforitos e rochas fosfáticas. Apenas os fosforitos apresentaram resultados interessantes do ponto de vista mineralógico. Assim, serão descritos dados de três amostras de fosforitos e de duas amostras de fosforitos alterados. A geoquímica de rocha total foi realizada em 238 amostras entre fosforitos e rochas fosfáticas, considerando teores a partir de 4% de P_2O_5 de afloramentos e de testemunhos de poços estratigráficos. Observa-se que 41 amostras estão no intervalo entre 4% e 18%, enquanto 14 têm teores entre 18 e 25% de P_2O_5 .

8.3.1 Mineralogia de fosforitos

Existe uma grande quantidade de minerais de fosfato reconhecidos, sendo a apatita a mais abundante. Outros fosfatos menos comuns são: monazita, rabdofânio, autunita, xenotímio e torbernita (BARTELS; GURR, 1994). A apatita pode ser formada em variados ambientes geológicos – ígneo, metamórfico, sedimentar e biogênico –, ocorrendo com mais abundância em ambientes ígneos e sedimentares. A sua composição vai depender do ambiente, sendo também influenciada pela necessidade de compensação de cargas, quando ocorrem substituições entre íons de carga diferente em relação à apatita ideal. Pode ocorrer grande variabilidade de composição, que resulta também em mudanças das características físicas,

como diferenças de densidade, índice de refração, birrefringência, suscetibilidade magnética, solubilidade etc. (TOLEDO; PEREIRA, 2001).

Segundo Pufahl (2010), francolita ou carbonato-fluorapatita é o mineral primário mais comum em fosforitos dos principais depósitos do mundo. É um mineral autigênico, que se deposita em fundos oceânicos relacionados a processos de fosfogênese. Essa complexa apatita é encontrada apenas em ambientes marinhos cuja fórmula química pode ser descrita como: $\text{Ca}_{10-a-b}\text{Na}_a\text{Mg}_b(\text{PO}_4)_{6-x}(\text{CO}_3)_{x-y-z}(\text{CO}_3\text{F})_{x-y-z}(\text{SO}_4)_z\text{F}_2$.

Nas análises por difração de raios X (DRX) foram identificados minerais de ambiente primário e alguns minerais de ambientes secundários originados pela ação do intemperismo. Foram analisadas três amostras de fosforitos – CM-32, CM-32C e CM-55 – e duas de fosforitos alterados (foscretes): CM-92B e CM-93. Todas as amostras descritas foram coletadas em afloramentos, o que lhes confere maior grau de intemperismo (Quadro 4).

Quadro 4 – Minerais identificados por DRX nas amostras de fosforitos e fosforitos alterados

Amostra	Mineral	Sigla	Fórmula Química
CM-32	Carbonato-fluorapatita	Ap	$\text{Ca}_5[\text{PO}_4, \text{CO}_3]_3\text{F}$
	Xenotímio	Xtm	YPO_4
	Wavelita	Wvl	$\text{Al}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$
	Svanbergita	Svb	$\text{SrAl}_3[\text{SO}_4][\text{PO}_4](\text{OH})_6$
	Goetita	Gt	$\text{FeO}(\text{OH})$
	Albita	Ab	$(\text{Na}, \text{K})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$
	Fluorita?	Fl	CaF_2
CM-32C	Carbonato-fluorapatita	Ap	$\text{Ca}_5[\text{PO}_4, \text{CO}_3]_3\text{F}$
	Xenotímio	Xtm	YPO_4
	Wavelita	Wvl	$\text{Al}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$
	Svanbergita	Svb	$\text{SrAl}_3[\text{SO}_4][\text{PO}_4](\text{OH})_6$
	Goetita	Gt	$\text{FeO}(\text{OH})$
	Albita	Ab	$(\text{Na}, \text{K})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$
	Quartzo	Qz	SiO_2
CM-55	Carbonato-fluorapatita	Ap	$\text{Ca}_5[\text{PO}_4, \text{CO}_3]_3\text{F}$
	Crandalita	Cdl	$\text{CaAl}_3(\text{OH})_6[\text{PO}_3\text{O}_{0.5}(\text{OH})_{0.5}]_2$
	Wavelita	Wvl	$\text{Al}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$
	Svanbergita	Svb	$\text{SrAl}_3[\text{SO}_4][\text{PO}_4](\text{OH})_6$
	Goetita	Gt	$\text{FeO}(\text{OH})$
	Albita	Ab	$(\text{Na}, \text{K})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$
	Quartzo	Qz	SiO_2
CM-92B	Wavelita	Wvl	$\text{Al}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$
	Goyazita	Goy	$\text{SrAl}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_5\text{H}_2\text{O}$
	Crandalita	Cdl	$\text{CaAl}_3(\text{OH})_6[\text{PO}_3\text{O}_{0.5}(\text{OH})_{0.5}]_2$
	Xenotímio	Xtm	YPO_4
	Albita	Ab	$(\text{Na}, \text{K})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$
CM-93	Carbonato-fluorapatita	Ap	$\text{Ca}_5[\text{PO}_4, \text{CO}_3]_3\text{F}$
	Wavelita	Wvl	$\text{Al}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$
	Svanbergita	Svb	$\text{SrAl}_3[\text{SO}_4][\text{PO}_4](\text{OH})_6$
	Goyazita	Goy	$\text{SrAl}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_5\text{H}_2\text{O}$
	Grunerita	Grun	$[\text{Fe}_{0.87}\text{Mg}_{0.13}]_7(\text{Si}, \text{Al})_8\text{O}_{22}(\text{OH})_2$
	Quartzo	Qz	SiO_2
	Albita	Ab	$(\text{Na}, \text{K})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$
	Monazita	Mz	SrSeO_4

Nas amostras de fosforito CM-32, CM-32C e CM-55, foram identificados, principalmente, carbonato-fluorapatita e minerais de fosfato de alumínio secundários – wavelita, svanbergita e crandalita –, além de goetita e xenotímio, quartzo e albita (Figura 42). Na amostra CM-32, há possibilidade de ocorrência de fluorita. Nos fosforitos alterados (amostras: CM-92B e CM-93) foram distinguidos, principalmente, minerais secundários de fosfato de alumínio, já identificados em fosforitos menos alterados, como wavelita, svanbergita e crandalita, e ainda goiazita. Há outros minerais, como xenotímio, albita, grunerita e monazita. Na amostra do afloramento CM-93, observou-se, também, carbonato-fluorapatita (Figura 43).

O carbonato-fluorapatita ($\text{Ca}_5[\text{PO}_4\text{CO}_3]_3\text{F}$) ou francolita ocorre em todas as amostras, exceto em um fosforito alterado, formado por clastos e intraclastos de foscretes (amostra CM-92B). A alteração do carbonato-fluorapatita, por meio de intemperismo, pode dar origem aos minerais de fosfatos aluminosos.

Os minerais de fosfato aluminosos são principalmente representados pela wavelita ($\text{Al}_3[\text{PO}_4]_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), que foi descrita em todas as amostras analisadas de fosforitos e fosforitos alterados e se apresenta, comumente, sob a forma de agregados de cristais radiais concêntricos semelhantes aos que foram observados em análise petrográfica.

A crandalita ($\text{CaAl}_3(\text{OH})_6[\text{PO}_3\text{O}_{0.5}(\text{OH})_{0.5}]_2$) já foi denominada como pseudowavelita ou Ca-wavelita. Ela faz parte do grupo da alunita ($\text{KAl}_3[\text{SO}_4]_2[\text{OH}]_6$) e, juntamente com woodhouseita, svanbergita e goiazita, formam uma solução sólida. Galán-Abellán et al. (2013) descrevem essa solução sólida em rochas sedimentares do Triássico Médio na Espanha como um sulfato de alumínio-fosfato (Aluminium-Phosphate Sulfate – APS) rico em estrôncio (Sr). Nas amostras dos fosforitos, foi identificada a presença de svanbergita e, nos foscretes, foram descritas svanbergita e goiazita. Anomalias de estrôncio foram observadas nas amostras de fosforito (CM-32 e CM-32C), com até 3%, mas não ocorre com altos valores nos foscretes e na amostra de fosforito CM-55. Os minerais da solução sólida APS ocorrem como pequenos cristais disseminados e ideomorfos pseudocúbicos ou sob a forma de massa e agregados policristalinos substituindo fragmentos de rochas (GALÁN-ABELLÁN et al., 2013). A goetita ($\text{FeO}(\text{OH})$) e a grunerita ($[\text{Fe}_{0.87}\text{Mg}_{0.13}]_7(\text{Si},\text{Al})_8\text{O}_{22}(\text{OH})_2$) foram, provavelmente, formadas durante um processo diagenético mais tardio, posterior à formação dos fosfatos aluminosos.

Os minerais secundários são formados por intemperismo, em condições específicas, onde a água meteórica causa alterações em minerais primários, com baixo pH e condições oxidantes, e em temperaturas tropicais quentes com exposição subaérea das rochas. Durante o processo de intemperismo pode ocorrer lixiviação e quebra do carbonato e decarbonização da apatita, levando ao aparecimento e crescimento de fosfatos aluminosos e ferruginosos, devido à disponibilidade desses elementos no ambiente, que derivam da dissolução parcial de outros minerais (LUCAS, PREVOT; TROMPETTE, 1980). Outro mineral comum na maior parte das amostras é o xenotímio, cuja ocorrência nas amostras é coerente com os resultados obtidos em relação ao alto valor de ítrio nas análises químicas, em rocha total, que pode chegar a 2% em algumas amostras. O xenotímio está sendo cada vez mais reconhecido como constituinte-traço em rochas sedimentares siliciclásticas. Ele pode começar a crescer durante a eodiagênese, geralmente se formando sobre grãos de zircão detríticos. Xenotímio diagenético ocorre em ampla variedade de tipos de rochas, incluindo conglomerado, arenito, siltito, folhelhos, fosforitos e vulcanoclásticas, desde o início – do Arqueano ao Mesozoico. A formação do xenotímio diagenético é principalmente relacionada ao ciclo redox de Fe-oxi-hidróxidos e à decomposição da matéria orgânica, levando a altas concentrações de fosfato dissolvido e elementos terras-raras (ETR) na água presente nos poros nas rochas sedimentares (RASMUSSEN, 2005).

Figura 42 – A) Amostra de mão de fosforito do afloramento CM-32. B) Fotomicrografia da amostra CM-32 N//. C) Difratoograma da amostra CM-32. D) Amostra de mão do afloramento CM-32B. E) Fotomicrografia da amostra CM-32 N//. F) Difratoograma da amostra CM-32C. G) Amostra de mão de fosforito do afloramento CM-55. H) Fotomicrografia da amostra CM-55 N//. I) Difratoograma da amostra CM-55.

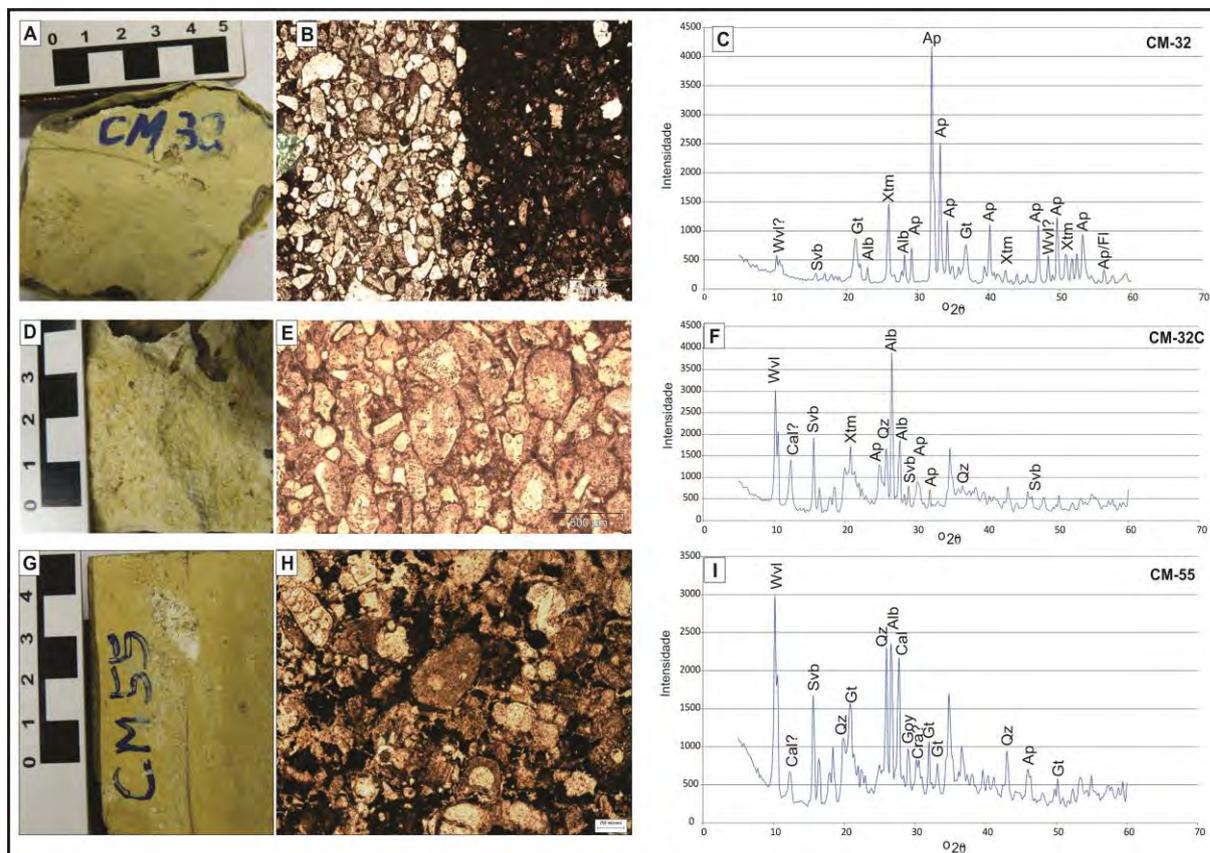
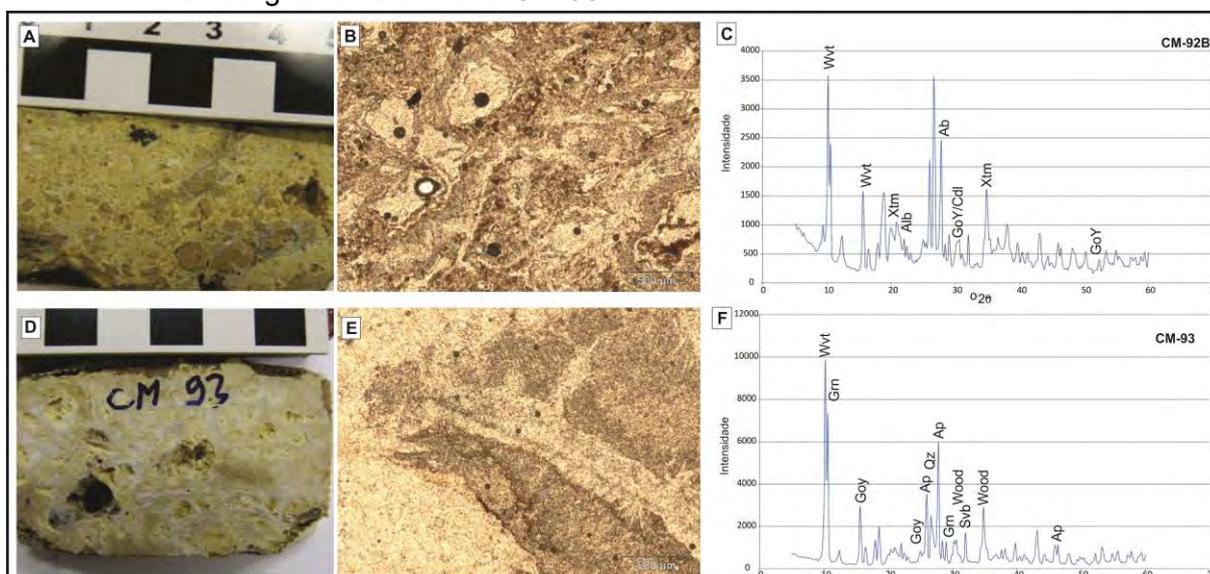


Figura 43 – A) Amostra de mão de fosforito do afloramento CM-92. B) Fotomicrografia da amostra CM-92B N//. C) Difratoograma da amostra CM-92B. D) Amostra de mão do afloramento CM-93. E) Fotomicrografia da amostra CM-93 N//. F) Difratoograma da amostra CM-93.



8.3.2 Geoquímica de elementos maiores

Na análise dos elementos maiores de amostras de fosforitos e rochas fosfáticas destacam-se os altos teores de CaO, Al₂O₃, SiO₂ e Fe₂O₃. Os óxidos TiO₂ e K₂O têm, em geral, valores muito baixos e apresentam algumas anomalias. Os elementos Cr₂O₃, MnO e Na₂O apresentam valores muito baixos e constantes nos fosforitos e nas rochas fosfáticas, não tendo sido identificadas anomalias significativas. Na correlação desses elementos destaca-se que a maior afinidade é de P₂O₅ com CaO. Também se observou que Al₂O₃ tem grande afinidade com perda ao fogo (LOI).

Segundo McClellan (1980) e Deer, Howie e Zussman (1992), a composição média da apatita marinha primária é aproximada a igual à da carbonato-fluorapatita ou francolita. Para Butrenchuk (1996), nos fosforitos a razão ideal CaO/P₂O₅ em porcentagem de peso da fluorapatita (Ca₁₀(PO₄)₆F₂), principal mineral de apatita em depósitos sedimentares, é 1.31. O flúor pode estar presente em fosforitos em forma de fluorita ou como ânion na apatita. A relação F/P₂O₅, característica da fluorapatita, varia entre 0.08 e 0.12 (SLANSKY, 1986). Razões que excedem 0.12 sugerem a presença de fluorita (BUTRENCHUK, 1996). Os trabalhos de McClellan (1980) e McClellan e Van Kauwenbergh (1991) apresentam valores para as razões CaO/P₂O₅ e F/P₂O₅ para a fluorapatita normativa, que correspondem, respectivamente, a 1.318 e 0.089 para a francolita normativa; essas razões são equivalentes a 1.621 e 0.148. Outros trabalhos, como de Nathan et al. (1979) e Lucas et al. (1980), afirmam que, em carbonato-fluorapatita (francolita) de fosforitos não intemperizados, os valores de CO₂ variam de 4.5 a 6%. As razões CaO/P₂O₅ e F/P₂O₅ são, respectivamente, de 1.56 e 0.12. Em fosforitos alterados, a mineralogia muda e o CO₂ em apatita decresce para 1.5 e nas razões CaO/P₂O₅ aumenta para 4.5.

Nas amostras analisadas, observa-se que os valores de CO₂ são menores do que 1% em razões de F/P₂O₅ acima de 0.12 na maior parte das amostras. Esse baixo CO₂ é ocasionado por um processo de decarbonização sedimentar (baixas temperaturas) por meio de dissolução e reprecipitação com quantidade de energia necessária para retirar o CO₂ da rede apatita. Esse processo foi sugerido para fosforitos pobres em Al do sudeste de Israel, o que gerou uma série de neominerais fosfáticos diferentes, como a fairfieldita, entre outros (MATTHEWS; NATHAN, 1977).

Neste trabalho, foram analisadas 19 amostras de rochas fosfáticas e fosforitos para flúor e CO₂ e verificou-se que a maior parte (15 amostras) tem razão CaO/P₂O₅ entre 1.30 a 1.6. Na razão F/P₂O₅, a maioria das amostras encontra-se no intervalo entre 0.08 a 0.16, sendo a maior concentração em 0.12 a 0.14, mas essas razões variam de 0.02 a 0.18 (Figura 44). Para o CO₂, o maior número de amostras está concentrado no intervalo de 0 a 0.5%, com poucas amostras com valores entre 1 e 1.5% e 2.5 a 3.0% (Figura 45).

No conjunto contendo todas as amostras estudadas de rochas fosfáticas e fosforitos (Quadro 4), observou-se que as razões CaO/P₂O₅ variam de 0.008 a 1.73.

Na análise do comportamento de CaO com P₂O₅ em rochas fosfáticas e fosforitos, observa-se que ocorrem duas tendências: uma com amostras com altos valores de CaO, que é proporcional aos valores de P₂O₅, grupo I, e outra com baixos valores de CaO, grupo II (Figura 46-A). O grupo I é representado por amostras de fosforitos e rochas fosfáticas menos alteradas, onde ocorre maior quantidade de carbonato-fluorapatita. O grupo II apresenta amostras de fosforitos e rochas fosfáticas alteradas, onde ocorre grande quantidade de minerais de fosfato de alumínio, de acordo com as análises por DRX.

Nas razões de CaO/P₂O₅ são destacados dois grupos de amostras, com baixas e altas razões, cujos valores são proporcionais aos altos teores de P₂O₅ (Figura 46-B). As baixas razões de

CaO/P₂O₅ são representadas por amostras de fosforitos e rochas fosfáticas com minerais de fosfato de alumínio. As razões de CaO/P₂O₅ com altos valores representam a presença significativa de apatitas sedimentares. É interessante destacar que há algumas amostras com razões muito altas de CaO/P₂O₅, o que pode significar cálcio livre sob a forma de outros minerais, como calcita e dolomita.

Figura 44 – A) Variação de F em relação a P₂O₅. B) F/P₂O₅ em análise de rocha total.

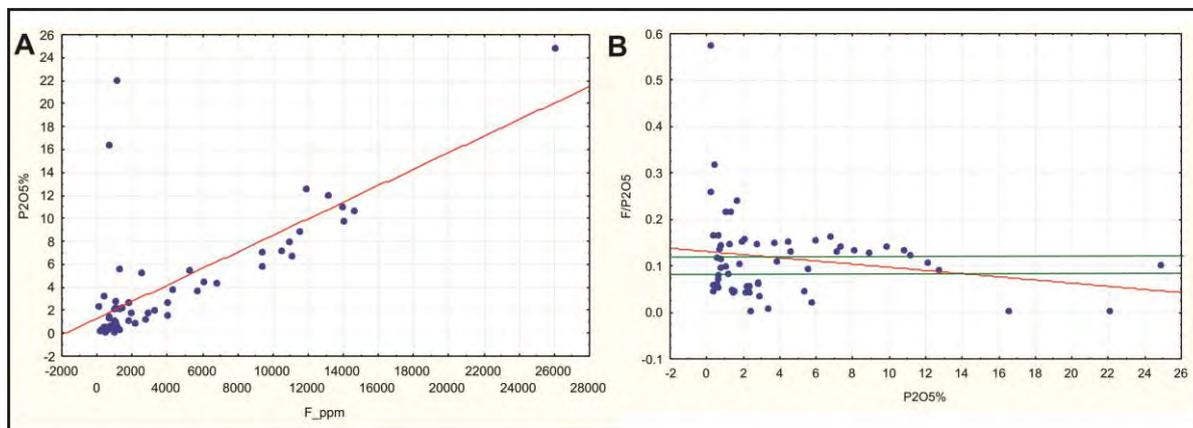
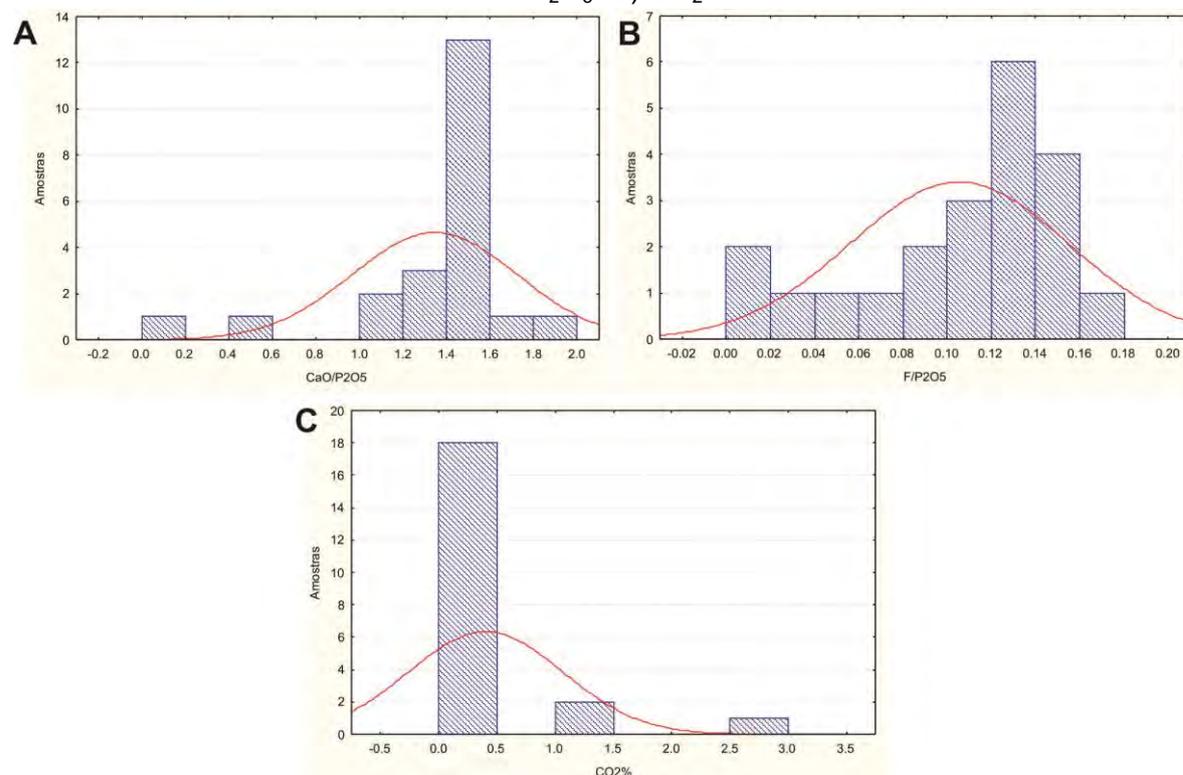


Figura 45 – População de amostras de fosforitos e rochas fosfáticas: A) razão CaO/P₂O₅. B) F/P₂O₅. C) CO₂.



Al₂O₃ tem grande importância no contexto geoquímico das amostras, pois ocorre em algumas amostras com altos teores de P₂O₅, principalmente, em litotipos de fosfato secundário, embora tenham anomalias em amostras primárias, mas no contexto de modificações intempéricas. No gráfico de variação de P₂O₅ em relação a Al₂O₃, onde as amostras estão completamente dispersas, é possível observar essa relação. No gráfico do Al₂O₃ em relação à razão CaO/P₂O₅, observa-se que ocorrem valores altos de Al₂O₃ onde a razão CaO/P₂O₅ apresenta

valores muito baixos, mostrando que nessas amostras ainda não houve formação de fosfato secundários (Figura 47). Esse dado permite identificar dois tipos geoquímicos de fosforitos com alto CaO, onde predominam minerais de apatita e aluminosos com minerais de fosfato aluminoso provenientes da alteração de carbonato-fluorapatita. A relação da perda ao fogo e o Al_2O_3 são destacados nessas amostras, tanto nos fosforitos quanto nas rochas fosfáticas, e sua correlação estatística tem valor de 0.91 (Figura 48). Esse dado enfatiza a presença de grande quantidade de minerais de fosfatos aluminosos hidratados.

Figura 46 – A) Variação de P_2O_5 em relação a CaO. B) CaO/P_2O_5 em análise de rocha total.

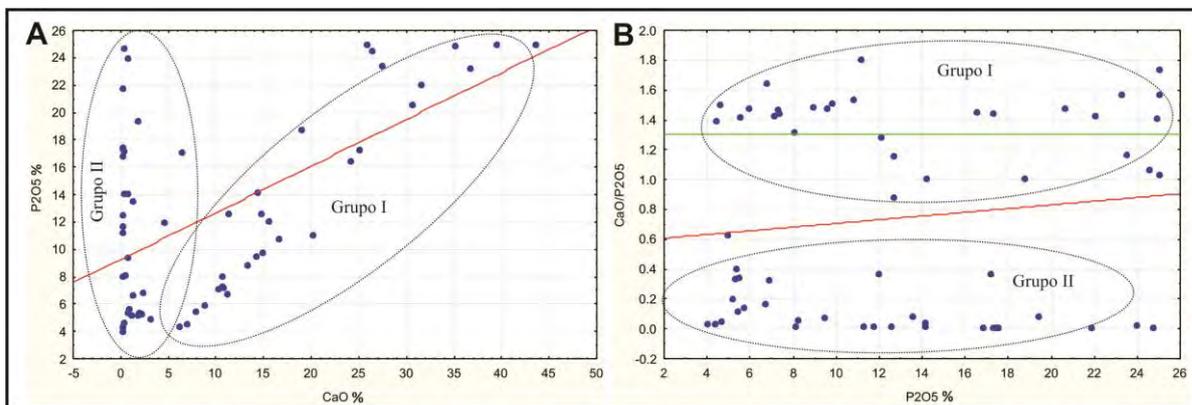


Figura 47 – A) Variação de P_2O_5 em relação a Al_2O_3 , em análise de rocha total. B) Variação de Al_2O_3 em relação à razão CaO/P_2O_5 .

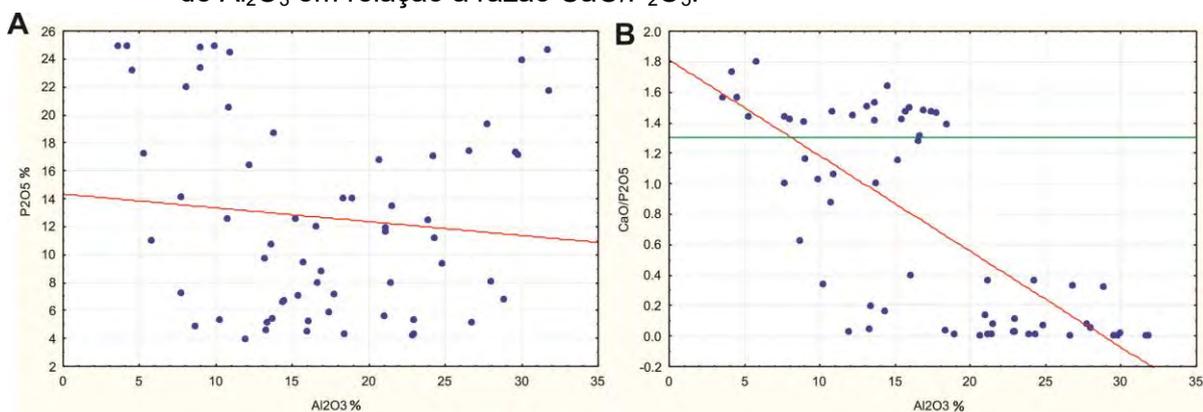
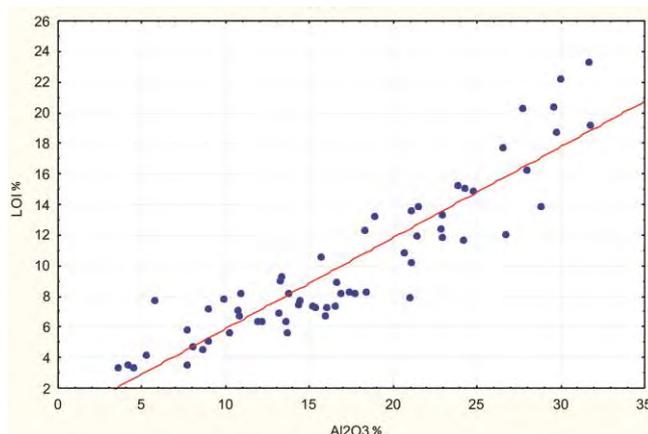


Figura 48 – Variação de Al_2O_3 em relação à perda ao fogo em análise de rocha total.



9 PROSPECÇÃO GEOFÍSICA

Os trabalhos de perfilagem de poços efetuados no Projeto Miriri (CPRM, 1982a; 1982b), para estudo das camadas sedimentares da Bacia Paraíba enriquecidas em fosfato, empregaram na investigação radiométrica a ferramenta de cintilometria, que mede a contagem total dos radioelementos. Os resultados indicaram clara correlação entre o aumento do teor de fosfato e o aumento da intensidade da radioatividade natural. Contudo, não foi possível afirmar a qual radioelemento o aumento da radioatividade das camadas enriquecidas em fosfato está especificamente relacionado. Entretanto, sabe-se que em outras bacias sedimentares mineralizadas em fosfato e temporalmente relacionadas à Bacia Paraíba ocorre correlação positiva entre a concentração de urânio e de fosfato, como na Bacia de Arad em Israel (GILL; SHILONI, 1995). Por causa dessa correlação positiva entre fosfato e urânio, foram utilizados os dados de equivalente urânio (eU) levantados em plataforma aérea para localização de camadas ricas em fosfato que afloram na sub-bacia Alhandra da Bacia Paraíba. Esse aspecto é muito importante para o contexto exploratório da jazida de fosfato na região de Alhandra (PB), por causa da existência prévia de um modelo de jazida que se supunha apenas subterrâneo e pela possibilidade de viabilização de mineração a céu aberto.

9.1 DADOS E MÉTODOS

Os dados aerogeofísicos utilizados neste trabalho fazem parte do Projeto Aerogeofísico Borda Leste do Planalto da Borborema (LASA & PROSPECTORS, 2008). Esse projeto levantou perfis magnetométricos e gamaespectrométricos com linhas de voo e controle espaçadas de 500 m e 5.000 m, orientadas nas direções N-S e E-W, respectivamente. A altura de voo foi fixada em 100 m sobre o terreno. Foram empregadas aeronaves equipadas com magnetômetro e gamaespectrômetro, posicionadas pelo sistema de observação de satélite GPS, com precisão de 1,0 m. O gamaespectrômetro com detectores de cristais de iodeto de sódio (NaI) permitiu a análise individual e precisa dos fotopicos de potássio, equivalente urânio (eU) e equivalente tório (eTh). As medidas foram efetuadas a cada 1,0 segundo, representando medições a intervalos médios de aproximadamente 77,0 m. Foram também levantados dados terrestres de radiometria com um cintilômetro GR-110G, fabricado pela Exploranium para medidas de contagem total, e um gamaespectrômetro RS-125, da Radiations Solutions Inc., para medidas individuais de potássio, equivalente urânio (eU) e equivalente tório (eTh). Dados de anomalia gravimétrica Bouguer, obtidos em um banco de dados preexistente (OLIVEIRA, 2008), foram utilizados para entendimento do arcabouço tectônico da sub-bacia Alhandra. Os trabalhos ora apresentados foram desenvolvidos em parceria com atividades do Projeto Fosfato Brasil (ABRAM et al., 2011).

9.2 INTERPRETAÇÃO DOS DADOS RADIOMÉTRICOS

Na distribuição da concentração de equivalente urânio (eU) da área de trabalho (Figura 54), apesar da aparente aleatoriedade dessa distribuição, sobretudo pelo fato de o urânio ser um elemento muito móvel, observa-se que os valores mais altos, além de picos positivos isolados, formam alinhamentos principais nas direções NE-SW e NW-SE. A análise estatística dos dados de eU indicou um teor médio de 1,21 ppm, com desvio-padrão (σ) de 0,67 ppm. Para a investigação inicial de campo foram considerados anômalos os teores de eU com valores acima de 2,55 ppm (média + 2σ) (triângulos pretos na Figura 54). Esse limiar foi escolhido por causa de sua correlação com o afloramento de uma camada de fosfato (triângulo branco maior na Figura 49).

Nos trabalhos de campo foram checados 52 alvos com o emprego do cintilômetro GR-110G (triângulos pretos na Figura 49). Desse total de alvos, 21 continham rochas com radioatividade acima da média. Para muitas das anomalias de eU localizadas nas encostas dos vales, observou-se no campo a presença de fácies litológicas compatíveis com mineralizações de fosfato. Entretanto, não foi possível identificar a origem das anomalias localizadas dentro das drenagens mais largas, por causa da dificuldade de acesso ao ponto anômalo, representada por canaviais e áreas alagadas. Nas anomalias muito próximas da costa e sobre superfícies aplainadas, observou-se clara correlação com camadas de lateritas da Formação Barreiras. Não foram considerados os pontos anômalos localizados sobre rochas do embasamento cristalino, como ocorre nas proximidades da cidade de Goiana (PE) (Figura 49).

Na checagem das anomalias em uma área de detalhe (Figura 49) localizada a norte da cidade de Alhandra (PB), foram localizados afloramentos da Formação Itamaracá enriquecidos em fosfato com valores de radioatividade variando entre 2.000 e 3.000 cps e teores de equivalente urânio (eU) entre 40 e 230 ppm, medidos com o gamaespectrômetro GRS125. Esses afloramentos estão localizados nas encostas dos vales e, apesar de sua aparente aleatoriedade e intermitência, a correlação entre eles, além do posicionamento em um mesmo nível topográfico, indicou a possibilidade de existência de uma camada mineralizada contínua.

Outro aspecto a ser analisado é a correlação entre eU e eTh . Nos dados aerogeofísicos existe boa correlação entre os dois radioelementos (Figura 50). Contudo, os dados aéreos e terrestres indicam que, nos locais onde ocorre enriquecimento de fosfato, o teor de urânio cresce em relação ao de tório (Figura 51). Nesse caso, dever ser considerado o urânio ideal em relação ao tório, calculado pela equação: $eU_i = (\text{média de } eU / \text{média de } eTh) \times eTh$ (PIRES, 1995).

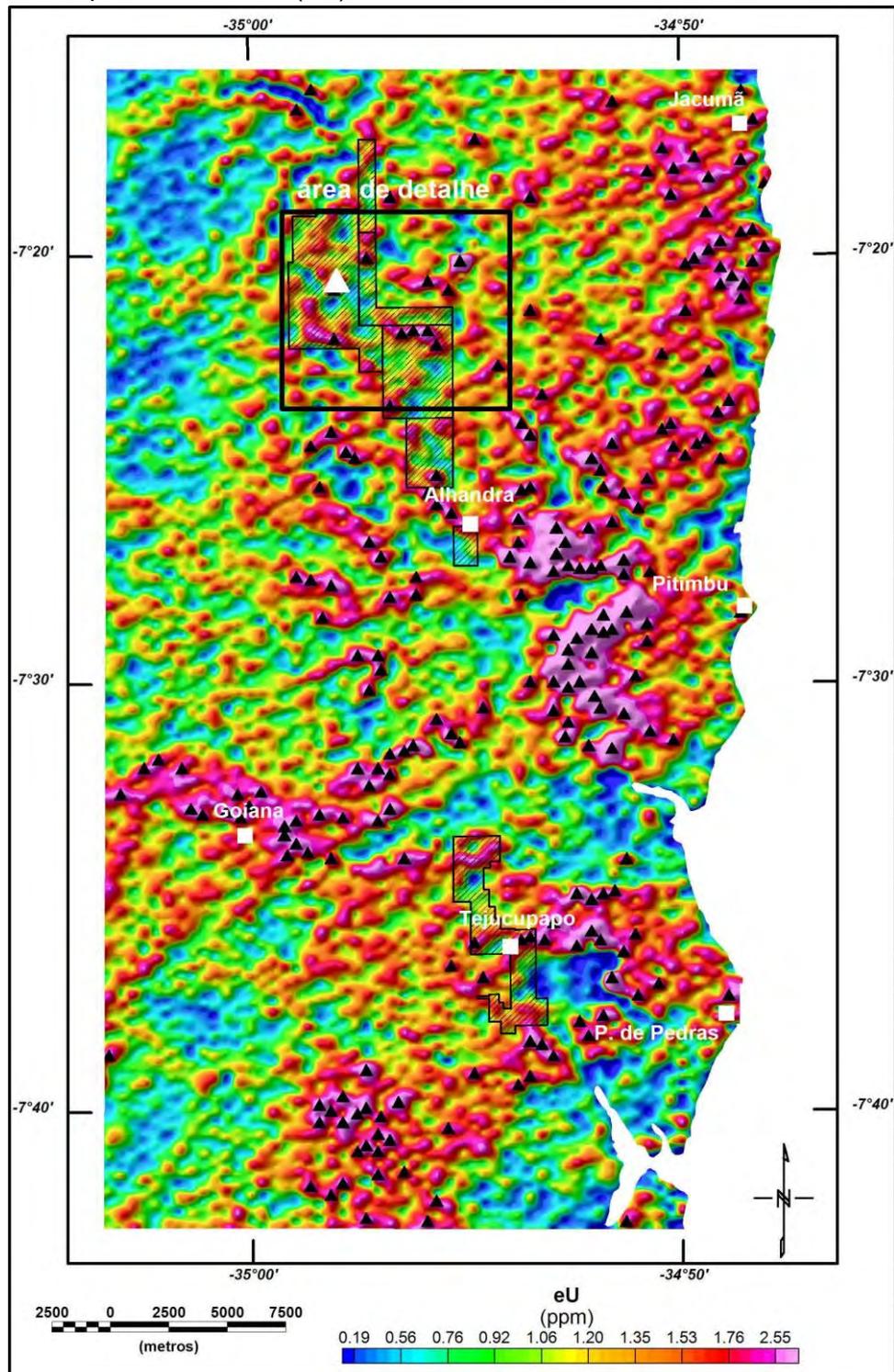
Em seguida, os desvios dos valores reais a partir dos valores ideais (eU anômalo) foram obtidos pela equação: $eU_d = (eU - eU_i) / eU_i$ (PIRES, 1995).

Na Figura 52 apresenta-se a malha interpolada dos dados de eU anômalo com maior probabilidade de estarem associados à mineralização de fosfato. Já a sobreposição da distribuição de eU anômalo com a topografia (SRTM) está apresentada na Figura 53. Para essa comparação foram empregados apenas os dados de eU anômalos positivos e que apresentavam correlação com concentrações de eTh inferiores à média (8,0 ppm). Observa-se que eU anômalo ocorre principalmente nos vales. Sabe-se, *a priori*, que no topo da topografia as rochas dominantes pertencem à Formação Barreiras, onde não ocorrem camadas de fosfato. Também é conhecido que a camada de fosfato, quando aflora, está no meio das encostas. Além disso, as cotas mais altas em que são encontradas camadas da Formação Itamaracá com fosfato estão em torno de 60 m. Portanto, espera-se que eU anômalo associado ao fosfato deva ocorrer unicamente nas encostas dos vales ou no fundo das drenagens, para onde deve ter sido mobilizado por erosão e transporte geoquímico. Considerando essas premissas, na Figura 53 está apresentada, em superposição com a topografia, a distribuição de eU anômalo com maior probabilidade de estar associado a rochas fosfáticas.

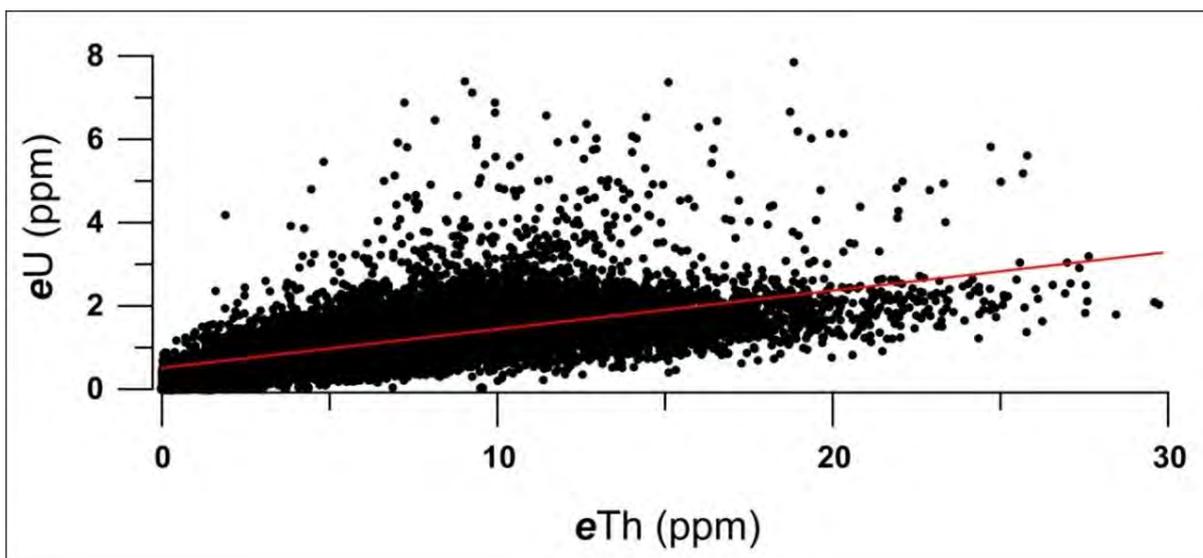
Para corroboração das hipóteses apresentadas, foi escolhida uma área de detalhe (Figura 53), onde foram identificados quatro afloramentos de camadas enriquecidas em fosfato. Na Figura 54 está apresentada a distribuição da concentração de eU anômalo sobreposta na topografia (SRTM) da área de detalhe. Observa-se, como esperado, que o eU se concentra nos vales de drenagens. Nessa figura também são apresentados os resultados da geoquímica de solo para a concentração de fosfato nas amostras retiradas dos alvos investigados. Apesar da variação do teor de concentração, observa-se que as amostras retiradas das encostas dos vales estão mineralizadas em fosfato nos locais onde houve correspondência entre valores altos de eU nos dados gamaespectrométricos aéreos e terrestres. No local em que aflora uma camada de

fosfato (identificada pela letra A na Figura 54) foram realizados levantamentos de cintilometria (Figura 55). O afloramento com teores de 27,0% de P_2O_5 apresenta picos de 3.000 cps e teores de até 234,0 ppm de eU.

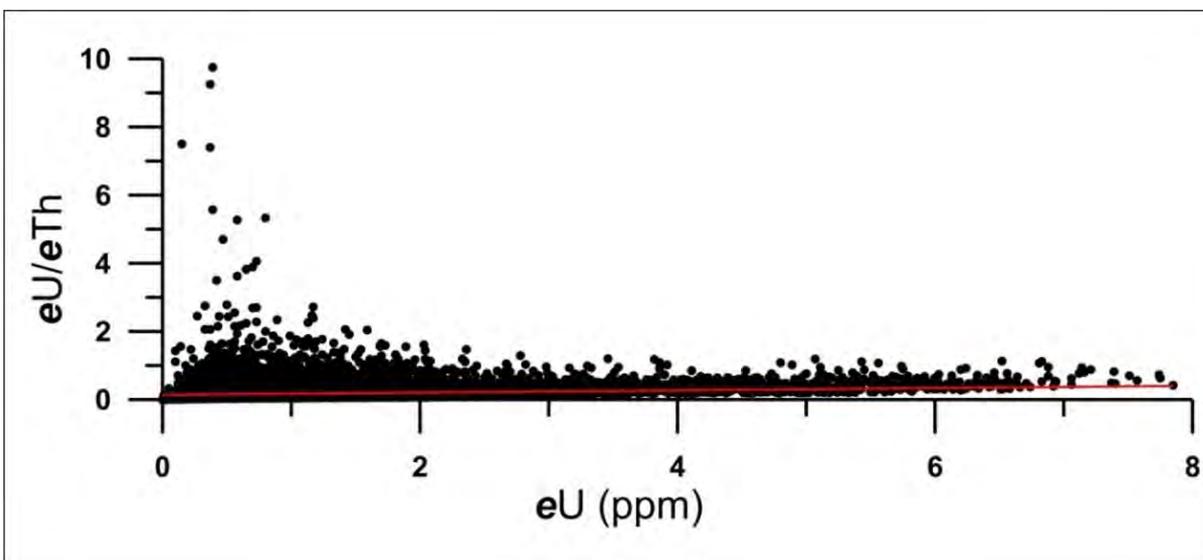
Figura 49 – Malha interpolada pelo método de krigagem (125 x 125 m) dos teores de equivalente urânio (eU) da área de trabalho.



Nota: Os triângulos pretos correspondem a pontos com teores de eU acima de 2,55 ppm; o triângulo branco maior localiza o afloramento da camada de fosfato utilizada como referência para este trabalho; as áreas dos direitos minerários estão com hachuras.

Figura 50 – Correlação entre os teores de eU e eTh na área de trabalho.

Nota: A maioria dos pares apresenta o comportamento linear já esperado; os pares de interesse são os que estão fora e acima da tendência principal.

Figura 51 – Correlação entre os teores de eU com a razão eU/eTh na área de trabalho.

Nota: A maioria dos pares apresenta o comportamento linear já esperado; os pares de interesse são os que estão fora e acima da tendência principal.

Esses resultados permitem esboçar um modelo geológico tridimensional para mineralização de fosfato na área de detalhe. Na Figura 54 apresenta-se uma concepção desse modelo, com superposição da topografia, dos teores de eU e dos teores de fosfato nos alvos investigados. Os principais aspectos já discutidos, quais sejam: i) afloramento com rochas mineralizadas nas encostas de vales de drenagem, ii) correlação dos afloramentos com eU anômalo, e iii) dados de poços estão incluídos. Existe na área de detalhe uma camada contínua (linha tracejada de cor marrom na Figura 56), com rochas sedimentares ricas em fosfato, que foi erodida nos vales das drenagens. Essa camada pode ser acompanhada ao longo das encostas dos vales e, como se sabe pelos dados dos poços, tem continuidade em subsuperfície nas áreas preservadas pela erosão. A camada tem mergulho de aproximadamente 1° para leste.

Figura 52 – Malha interpolada pelo método de krigagem (125 x 125 m) dos valores de equivalente urânio (eU) anômalos da área de trabalho que apresentam maior probabilidade de estarem associados à mineralização de fosfato (as áreas dos direitos minerários estão com hachuras).

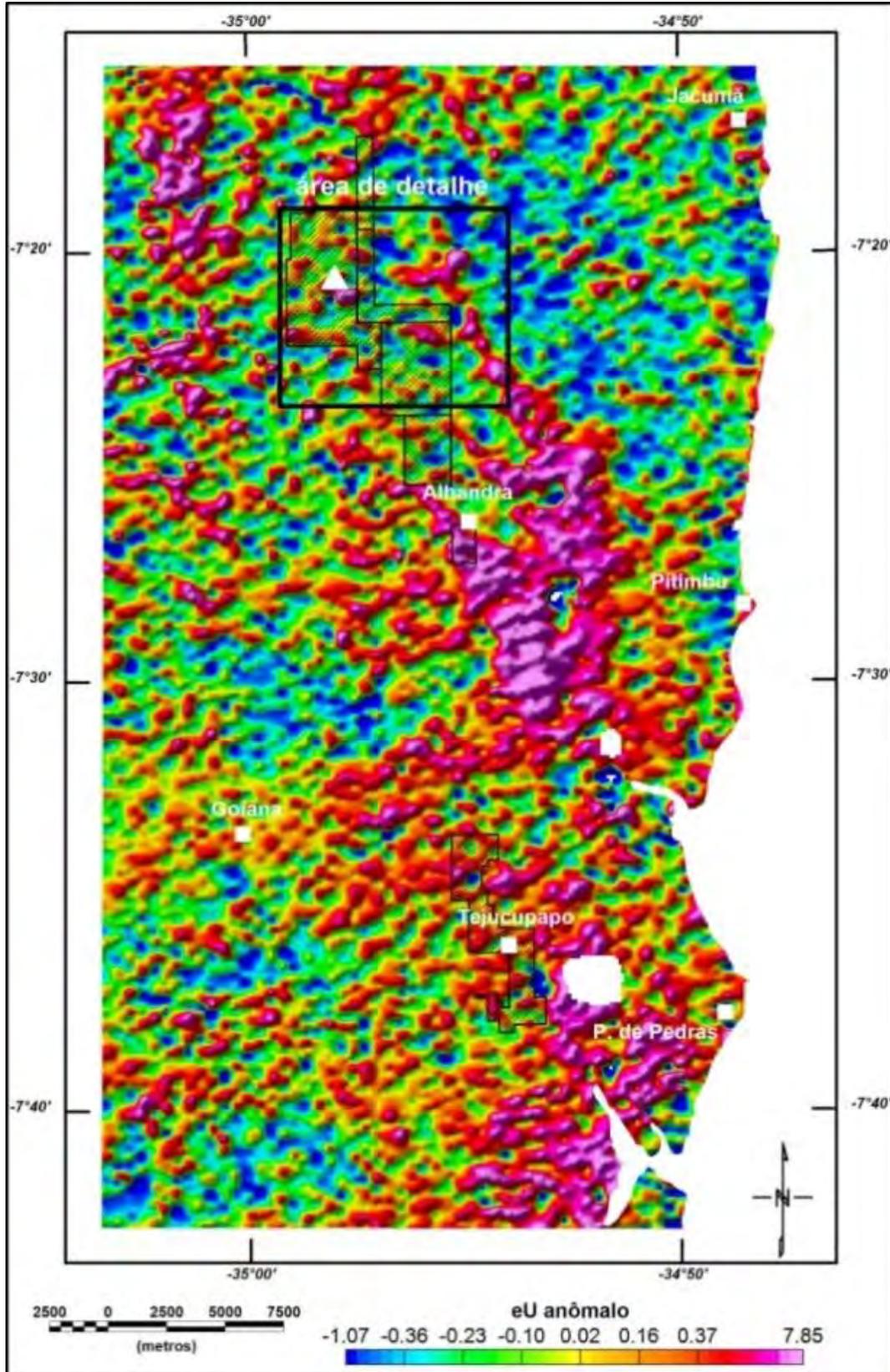
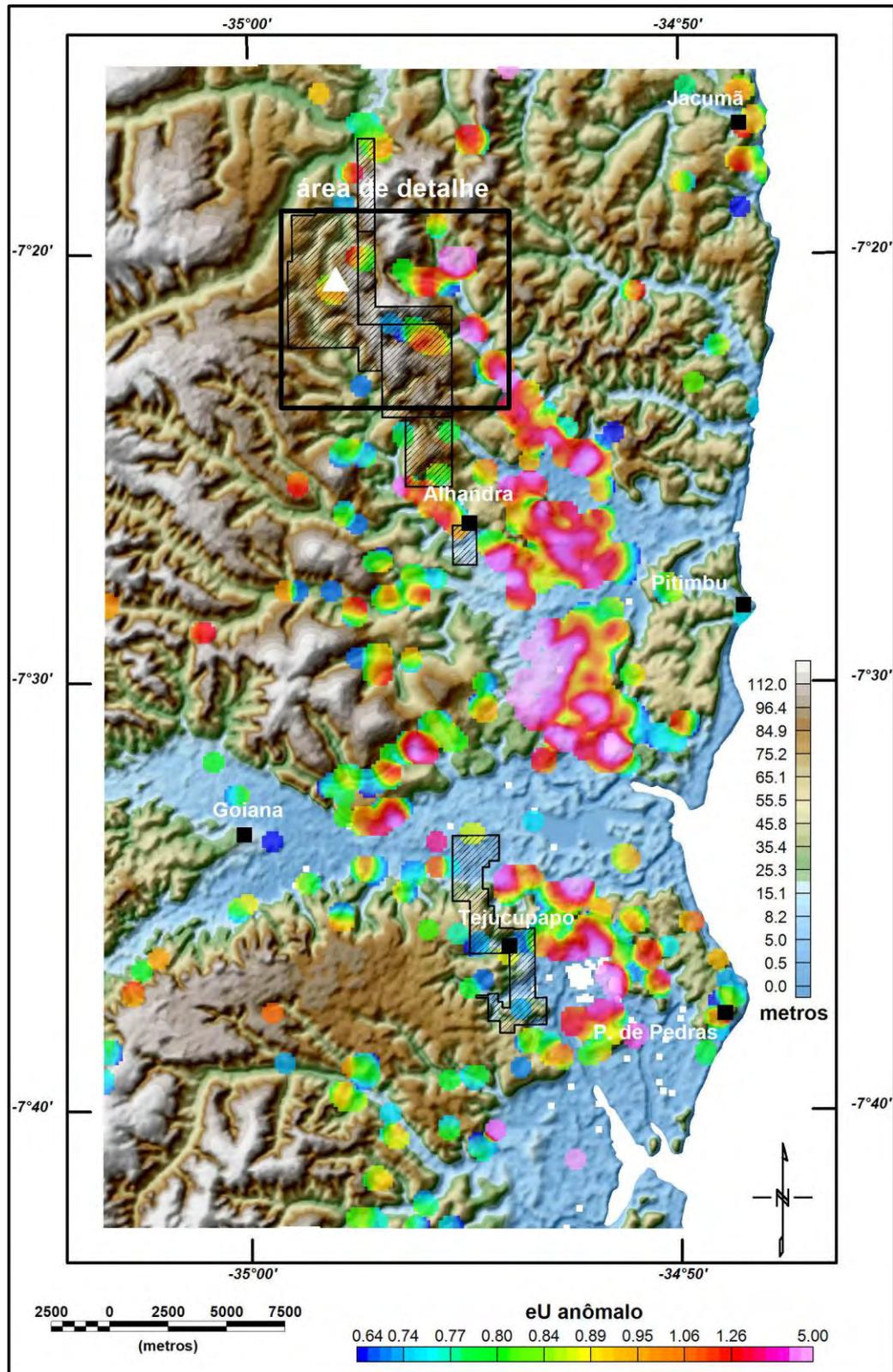
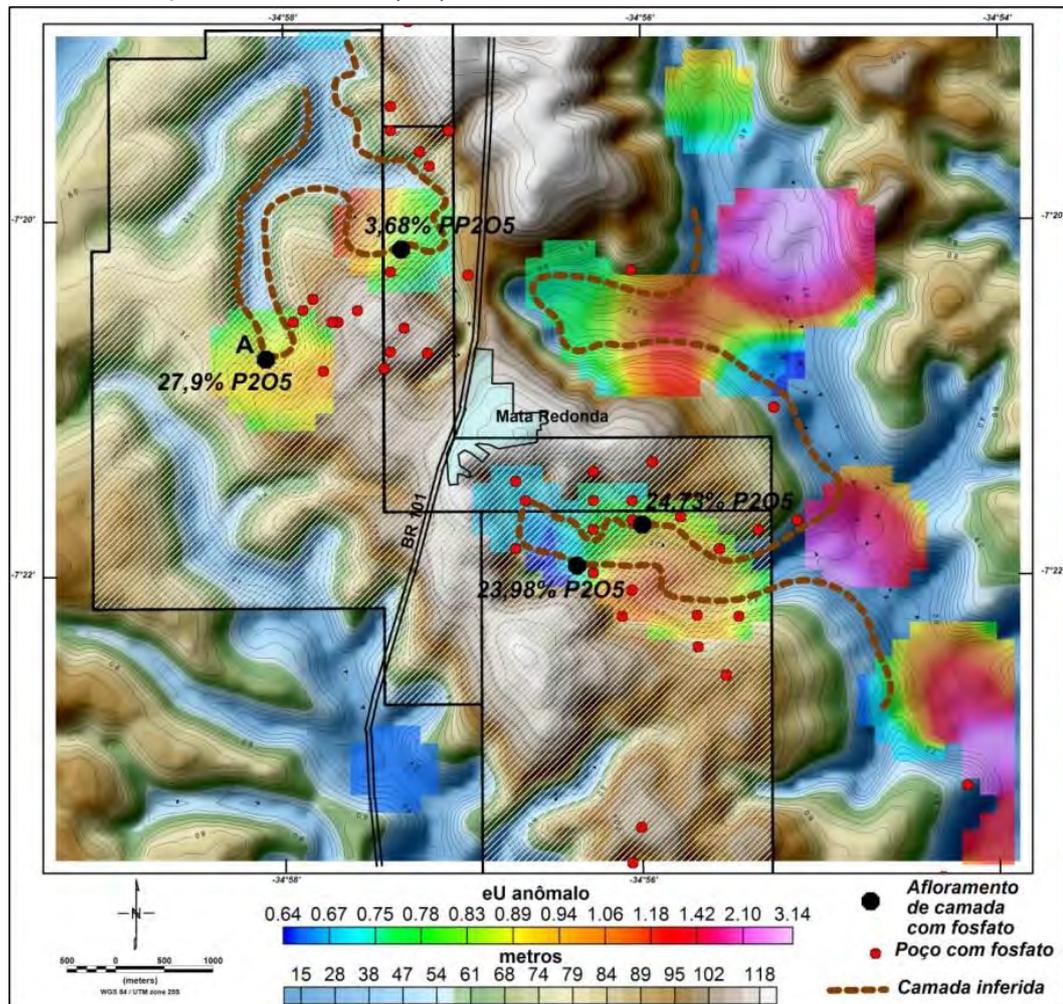


Figura 53 – Superfície digital do terreno (SRTM, 90 x 90 m), com sobreposição dos valores de equivalente urânio (eU) anômalo da área de trabalho.



Nota: Nesse caso, foram considerados os valores de eU anômalo positivos, acima da média e correlacionados com teores de eTh inferiores a 8,0 ppm; as áreas dos direitos minerários estão com hachuras.

Figura 54 – Superfície digital do terreno (SRTM, 90 x 90 m), com sobreposição dos valores de equivalente urânio (eU) anômalo da área de detalhe.



Nota: Estão indicados os pontos de afloramento da camada de fosfato; as áreas dos direitos minerários estão com hachuras.

Figura 55 – a) Afloramento de camada da formação Itamaracá enriquecida em fosfato (o ponto de afloramento está indicado pela letra A na Figura 54). b) Picos cintilométricos associados às maiores concentrações de urânio.

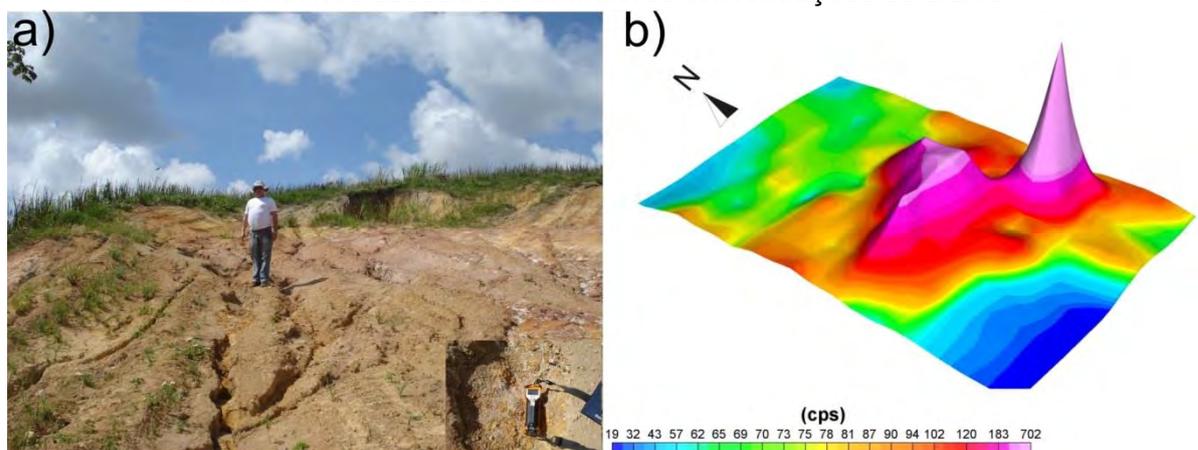
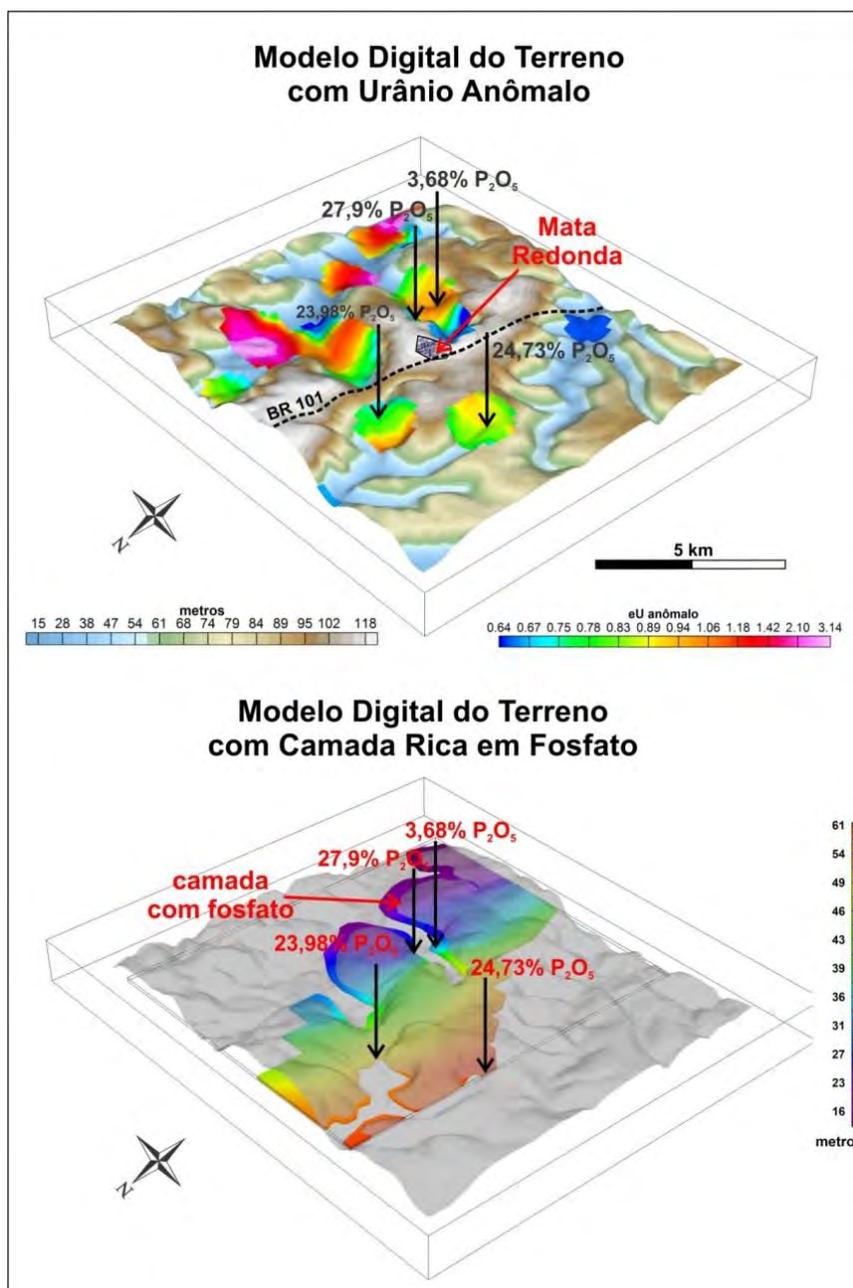


Figura 56 – Modelo geológico-geofísico tridimensional para o topo da mineralização de fosfato na área de detalhe.

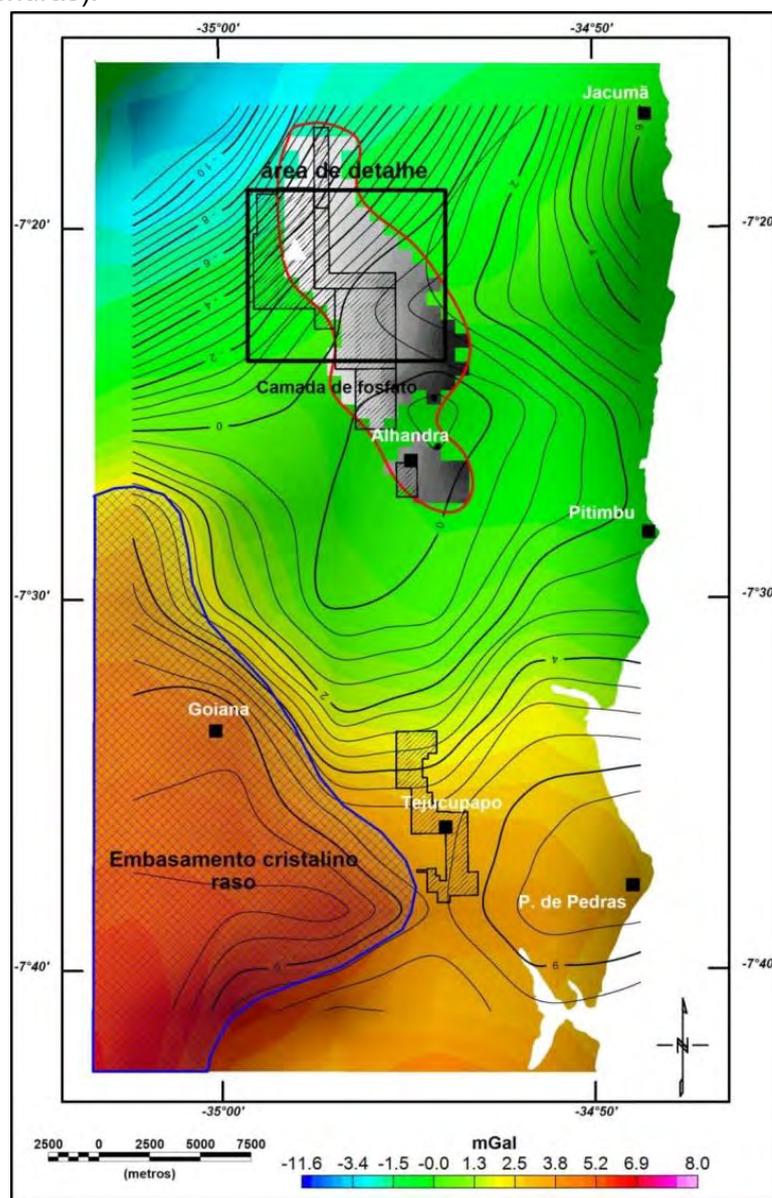


Nota: A barra de cores das cotas do topo da camada de fosfato em relação ao nível do mar obtidas a partir de dados de poços indica que ele varia entre 60 e 15 m de altitude; esses dados permitem estimar que o mergulho da camada é de aproximadamente 1° para leste.

9.3 ARCABOUÇO GRAVIMÉTRICO DA SUB-BACIA ALHANDRA

A resolução dos dados gravimétricos empregados neste trabalho é adequada apenas para o reconhecimento gravimétrico regional e não permite realizar inferências sobre a geologia local e os aspectos estruturais relacionados à camada de rochas enriquecidas em fosfato. Contudo, a interpolação dos dados forneceu uma visão geral do arcabouço da sub-bacia Alhandra e a possibilidade de efetuar inferências sobre o modelo de deposição das rochas fosfáticas (Figura 57).

Figura 57 – Anomalia gravimétrica Bouguer da área de trabalho interpolada pelo método de mínima curvatura (5 x 5 km) (as áreas dos direitos minerários estão com hachuras).



A análise qualitativa da anomalia Bouguer (Figura 57) definiu algumas feições importantes para o entendimento da configuração da sub-bacia Alhandra. Os elementos mais importantes são: i) amplo positivo da região de Goiana (PE); ii) positivo atenuado da região de Tejucupapo-Ponta de Pedras; iii) amplo negativo da região de Alhandra (PE); iv) tendência fortemente negativa no sentido do noroeste da área.

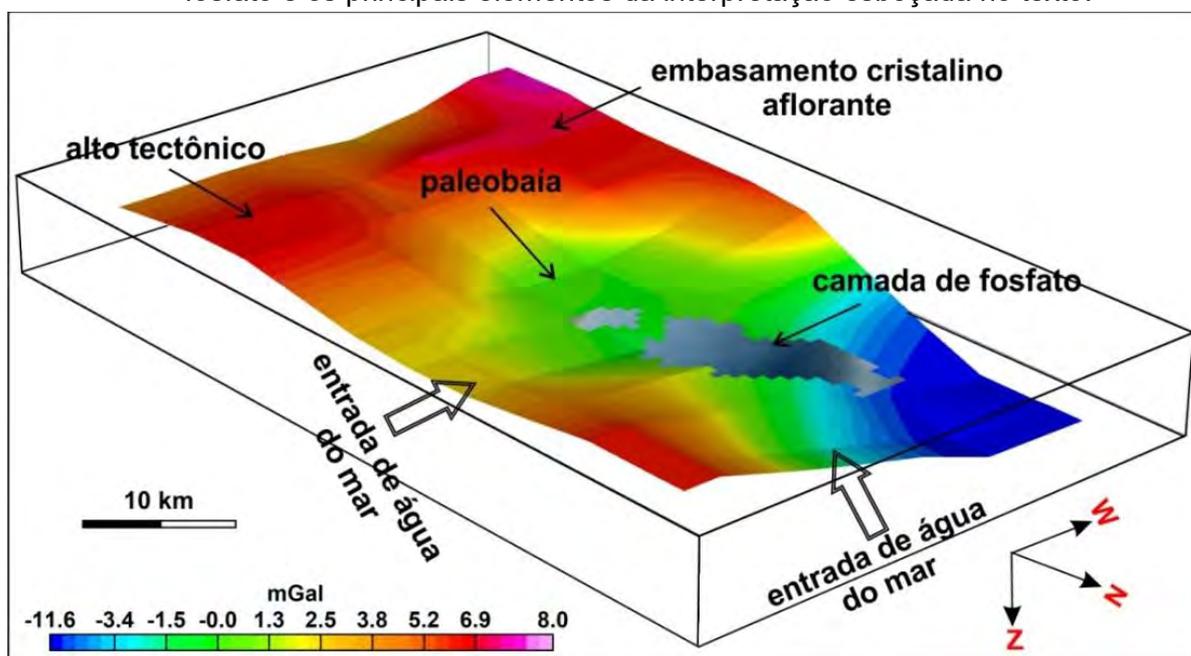
As interpretações dessas feições indicam que os sedimentos na região de Alhandra (PB) apresentam pequenas espessuras (~200 m) por causa da pequena amplitude negativa da anomalia (<3,0 m Gal), em contraste com o embasamento cristalino que aflora na região de Goiana (PE). A espessura dos sedimentos diminui para sul no sentido de um alto tectônico na região de Tejucupapo-Ponta de Pedras, que, possivelmente, está condicionado por uma estrutura pré-cambriana, provavelmente uma zona de cisalhamento com direção E-W. Entretanto, a tendência negativa no sentido do noroeste da área, com amplitude que ultrapassa 10 m Gal, pode indicar grande aumento de espessura do pacote sedimentar na direção do interior do Gráben de João Pessoa. Alternativamente, essa tendência negativa pode ter

contribuição de fontes profundas na crosta e não apresentar correlação direta com a espessura dos sedimentos.

A camada conhecida de fosfato é apresentada como referência para permitir a discussão sobre as condições da paleogeografia de sua deposição (Figura 57). Apresenta-se, ainda, um modelo tridimensional do arcabouço gravimétrico com a camada de fosfato (Figura 58). O modelo geológico mais aceito de deposição sugere que o fosfato marca um limite de sequência com uma superfície de inundação máxima em ambientes redutores, ricos em matéria orgânica, com baixa taxa de sedimentação de terrígenos e em zonas de ressurgência de uma plataforma marinha (SOUZA; LIMA FILHO, 2005; TINOCO, 1962).

A interpretação conjunta dessas informações permite-nos inferir que a configuração tectonomorfológica da sub-bacia Alhandra forneceu ambiente adequado para deposição do fosfato em uma plataforma marinha interna rasa. Aparentemente, pela análise dos dados gravimétricos, na época de deposição do fosfato a área poderia ser constituída geograficamente por uma ampla baía que recebia material terrígeno proveniente da erosão das rochas do embasamento que aflorava a oeste e a sul, com entradas do mar pelo leste e pelo norte, transportando sedimentos ricos em fosfato (Figura 58). Possivelmente, o ambiente restrito da paleobaía forneceu as condições redutoras necessárias para formação do depósito de fosfato.

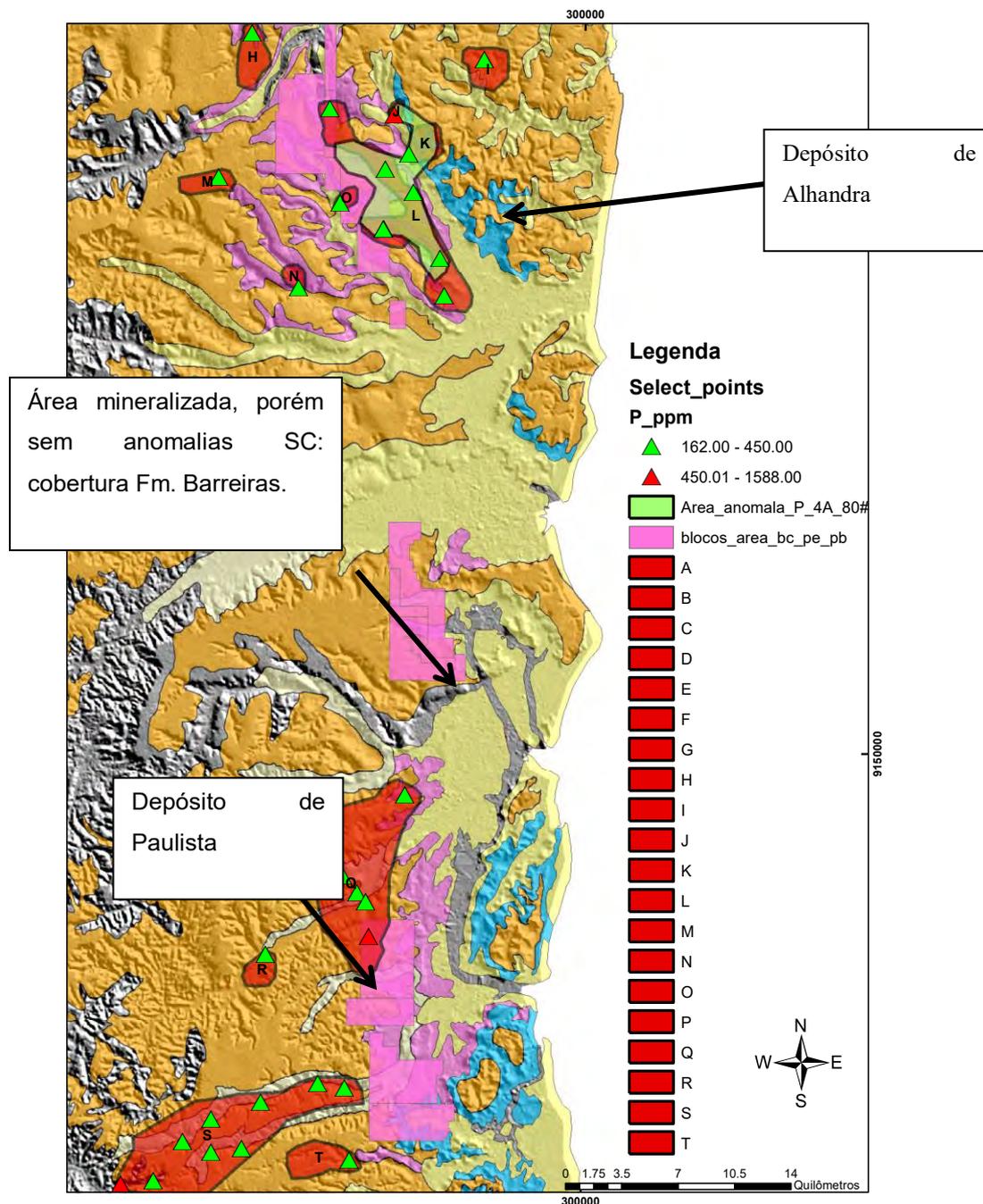
Figura 58 – Visão tridimensional da anomalia gravimétrica Bouguer com a camada de fosfato e os principais elementos da interpretação esboçada no texto.



10 PROSPECÇÃO GEOQUÍMICA

Durante o desenvolvimento do Projeto Fosfato Brasil (ABRAM et al., 2011) na área da Bacia Paraíba, foi realizado um levantamento geoquímico orientativo em sedimentos de corrente e solos nas vizinhanças do depósito de Miriri, com o objetivo de se estabelecerem parâmetros geoquímicos e metodologias de amostragem analítica e interpretativa a serem aplicadas ao levantamento regional por sedimentos de corrente que se seguiu, abrangendo grande parte da área da bacia, desde o estado de Pernambuco até o sul do Rio Grande do Norte. Neste relatório é apresentada parte desses resultados, focando principalmente o entorno da área que está sendo licitada (Figura 59).

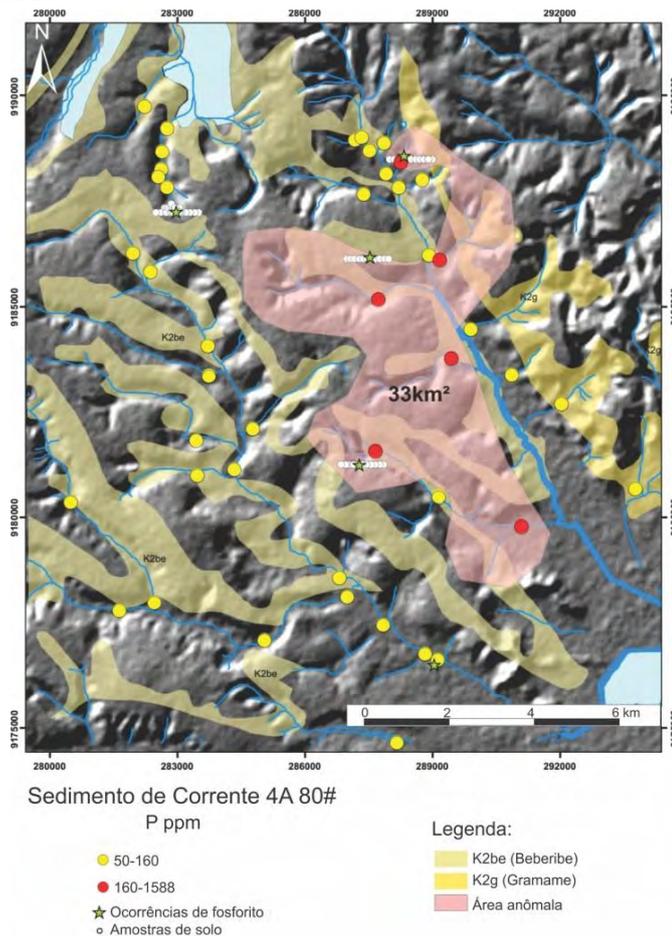
Figura 59 – Área no entorno do depósito de Miriri, com os alvos anômalos detectados.



10.1 RESULTADOS DO LEVANTAMENTO ORIENTATIVO DE SEDIMENTOS DE CORRENTE

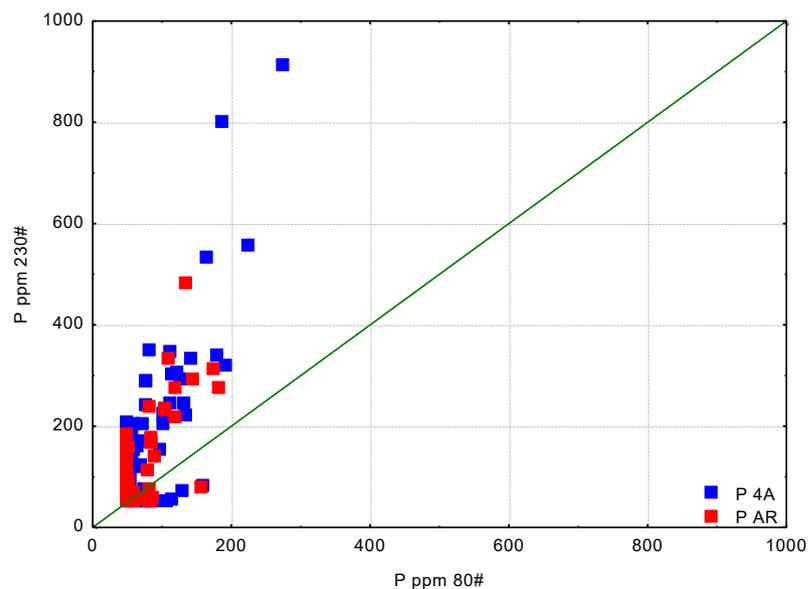
Nesse levantamento foram amostradas 44 estações, cobrindo uma área de cerca de 150 km² ou, aproximadamente, uma amostra para cada 3,4 km² (Figura 60). Para essa amostragem adotaram-se os procedimentos convencionais, visando à fração fina do sedimento ativo. As etapas de preparação e análise das amostras foram realizadas nos laboratórios da SGS Geosol. Foram preparadas as frações granulométricas menores do que 80 *mesh* (<80#) e menores do que 230 *mesh* (<230#), ambas submetidas a análises com extração por quatro ácidos (4A) e água-régia (AR), sendo a leitura realizada por ICP-MS para 51 elementos.

Figura 60 – Mapa de distribuição de P <80# 4A com bacias de captação das amostras anômalas.



10.2 TESTES GRANULOMÉTRICOS E EXTRAÇÃO NOS SEDIMENTOS DE CORRENTE

Quando comparados os resultados das frações <80# e <230#, nota-se que os teores de P são mais elevados na fração <230#, tanto pela extração por quatro ácidos (4A) como por água-régia (AR) (Figura 61). Isso acontece para praticamente todos os elementos analisados, o que aponta para um padrão de diluição na fração <80#, devido ao seu maior conteúdo de areia quartzosa, que ocorre em abundância nos arenitos da área. Nota-se, também, que nas duas frações os resultados para P com extração 4A são mais elevados do que com AR, devido ao maior poder de dissolução da extração 4A.

Figura 61 – Comparação de teores de P nas frações <80# e <230#.

10.3 PARÂMETROS DE DISTRIBUIÇÃO DE P EM SEDIMENTOS DE CORRENTE

Analisando-se os gráficos QQ-plot para as duas extrações combinadas com as duas frações (Figuras 62 e 63), estima-se o valor limiar aproximado dado pelas quebras da distribuição das curvas de frequência (SINCLAIR, 1974). Os valores médios de população *background* e população anômala foram obtidos pela média geométrica do conjunto de dados abaixo e acima do valor limiar, respectivamente. O contraste foi obtido pela razão entre esses valores (Tabela 1). Nota-se que os valores limiares e contrastes são maiores para as frações <230# com extração 4A. No entanto, plotando-se em mapas os valores de P, observa-se que a distribuição das bacias de captação dos pontos anômalos é mais abrangente na fração <80# com extração 4A, resultando em uma área anômala total de 33 km² (Figura 59), comparada com 17 km² na fração <230#, apesar do contraste mais alto para essa última. Os resultados por extração AR apresentam contrastes e áreas anômalas, em geral, menores do que 4A <80#.

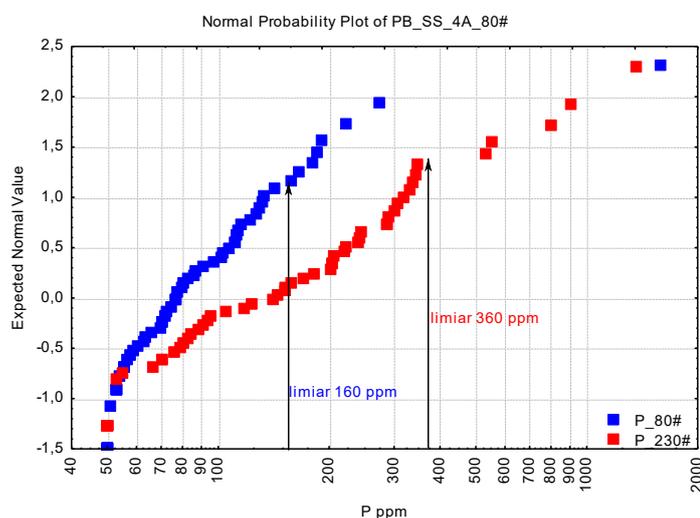
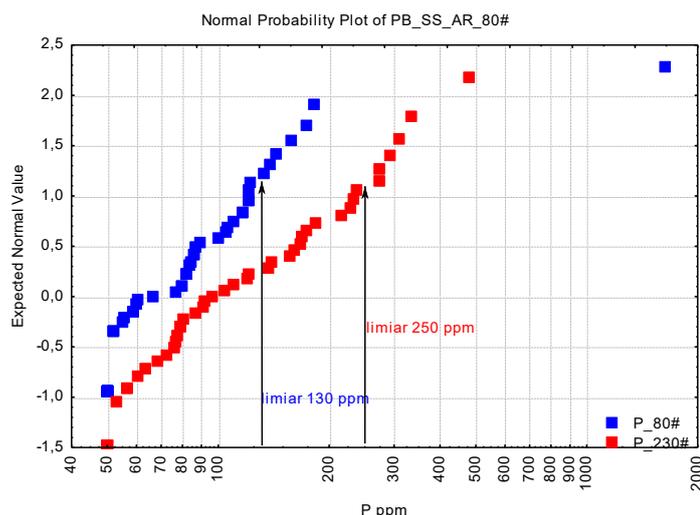
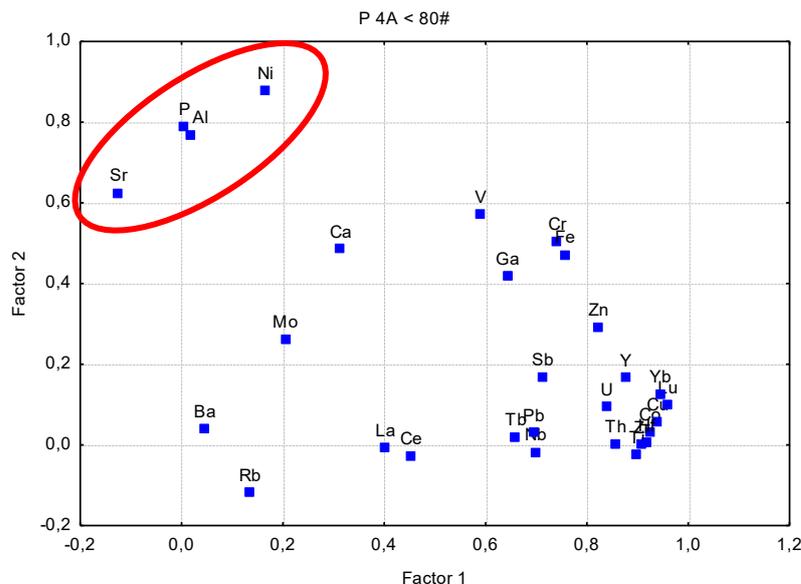
Figura 62 – Gráfico QQ-plot de P por extração de quatro ácidos nas duas frações.

Figura 63 – Gráfico QQ-plot de P por extração de água-régia nas duas frações.**Tabela 1** – Resultados estatísticos para sedimentos de corrente na sub-bacia Alhandra (PB)

Meio Amostral	PB_SS_4A_<80#	PB_SS_4A_<230#	PB_SS_AR_<80#	PB_SS_AR_<230#
N total	62	60	60	45
Limiar	160	360	130	250
N > limiar	8	5	8	6
% > limiar	12,90	8,33	13,33	13,33
Média população <i>background</i>	252,98	784,35	205,06	321,70
Média população anômala	74,87	120,37	67,62	95,71
Contraste	3,38	6,52	3,03	3,36
Área de bacias anômalas (km ²)	33	17	23	24

10.4 ASSOCIAÇÕES GEOQUÍMICAS DE P EM SEDIMENTOS DE CORRENTE

Para investigar as associações geoquímicas obtidas nas análises <80# 4A, utilizou-se a análise fatorial. Primeiramente, foram descartados os elementos com excesso de valores menores do que o limite de detecção (<LD), ou de baixo contraste geoquímico. Os teores foram log transformados, visando-se à normalização dos dados. Em seguida, procedeu-se à padronização dos dados, quando o valor médio de cada variável foi reduzido à unidade e suas variâncias adquiriram valores de zero à unidade. Os resultados mostram que P tem sua maior carga no fator 2, juntamente com Ni, Al e Sr. A correlação de P com Ni, Al e Sr encontra-se ilustrada no diagrama que confronta o fator 1 com o fator 2 (Figura 64). A associação com Al e Sr possivelmente reflete a presença de fosfatos secundários; já o significado da associação com Ni não foi possível decifrar.

Figura 64 – Análise fatorial de sedimento de corrente 4A <80#: associação P-Sr-Al-Ni (Alhandra, PB).

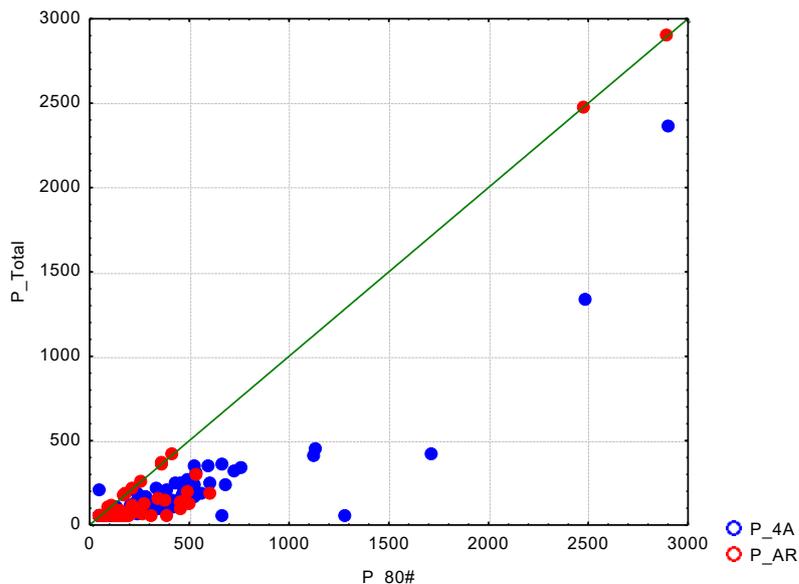
10.5 RESULTADOS DO LEVANTAMENTO ORIENTATIVO DE SOLOS

As amostras de solo foram coletadas ao longo de cinco linhas (L1 a L5) localizadas nas imediações de zonas mineralizadas conhecidas (Figura 59). O espaçamento das amostras ao longo das linhas variou de 50 a 100 m e a profundidade de amostragem foi, em geral, de 30 a 50 cm, procurando-se sempre atingir o horizonte B. Perfis de solo também foram amostrados em seis locais: quatro nas imediações de L1; um a cerca de 700 m a sul de L3; um sobre sedimentos da Formação Barreiras, cerca de 2 km a SE de L5. As amostras foram analisadas utilizando-se o material total pulverizado e a fração <80#. As análises foram realizadas com extração por quatro ácidos (4A) e água-régia (AR), assim como nos sedimentos de corrente. As amostras de perfil de solo foram analisadas apenas por 4A na amostra total pulverizada.

10.5.1 Testes granulométricos e extração nos solos

Foram realizados testes comparando-se os resultados para P em amostra total e na fração <80 # e extrações por quatro ácidos (4A) e água-régia (AR). Observa-se que os teores na fração <80# são sempre superiores àqueles da amostra total, tanto pela extração 4A como AR e que os teores obtidos pela extração 4A tendem a ser mais elevados. O mesmo comportamento é observado para a maioria dos outros elementos-traços além de Fe e Al, o que indica um padrão de diluição de teores na amostra total (Figura 65).

Figura 65 – Comparação de teores de P no solo na amostra total e fração <80#, com extrações por 4A e AR.



10.5.2 Parâmetros de distribuição de P no solo

Esses parâmetros foram extraídos a partir de gráficos QQ-plot de cada tipo de amostra e fração testada (Figura 66). Segundo os pontos de inflexão das curvas de distribuição dos teores de P, foram obtidos os valores limiares. Os valores médios das populações *background* e anômala foram então determinados pela média geométrica das amostras pertencentes a cada população, e o contraste, pela razão entre esses valores (Tabela 2).

Figura 66 – Teores de P em solo na amostra total e fração <80#, com extrações por 4A e AR.

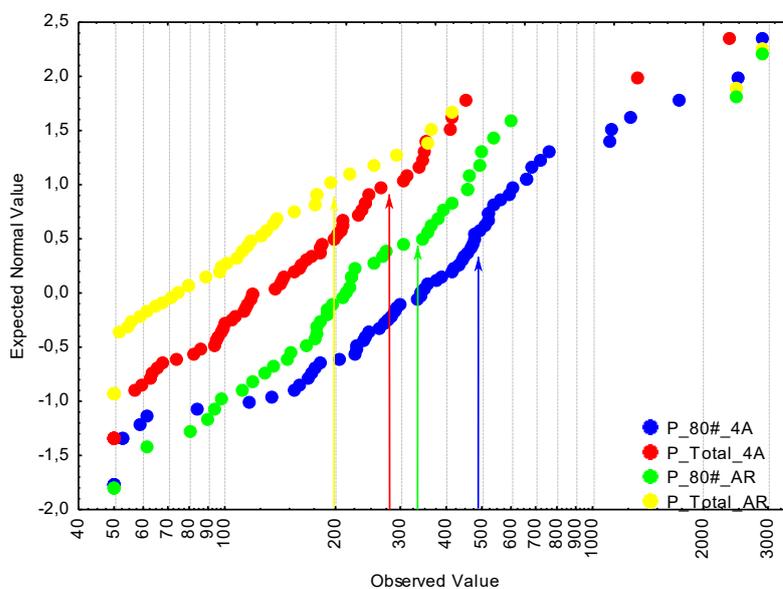
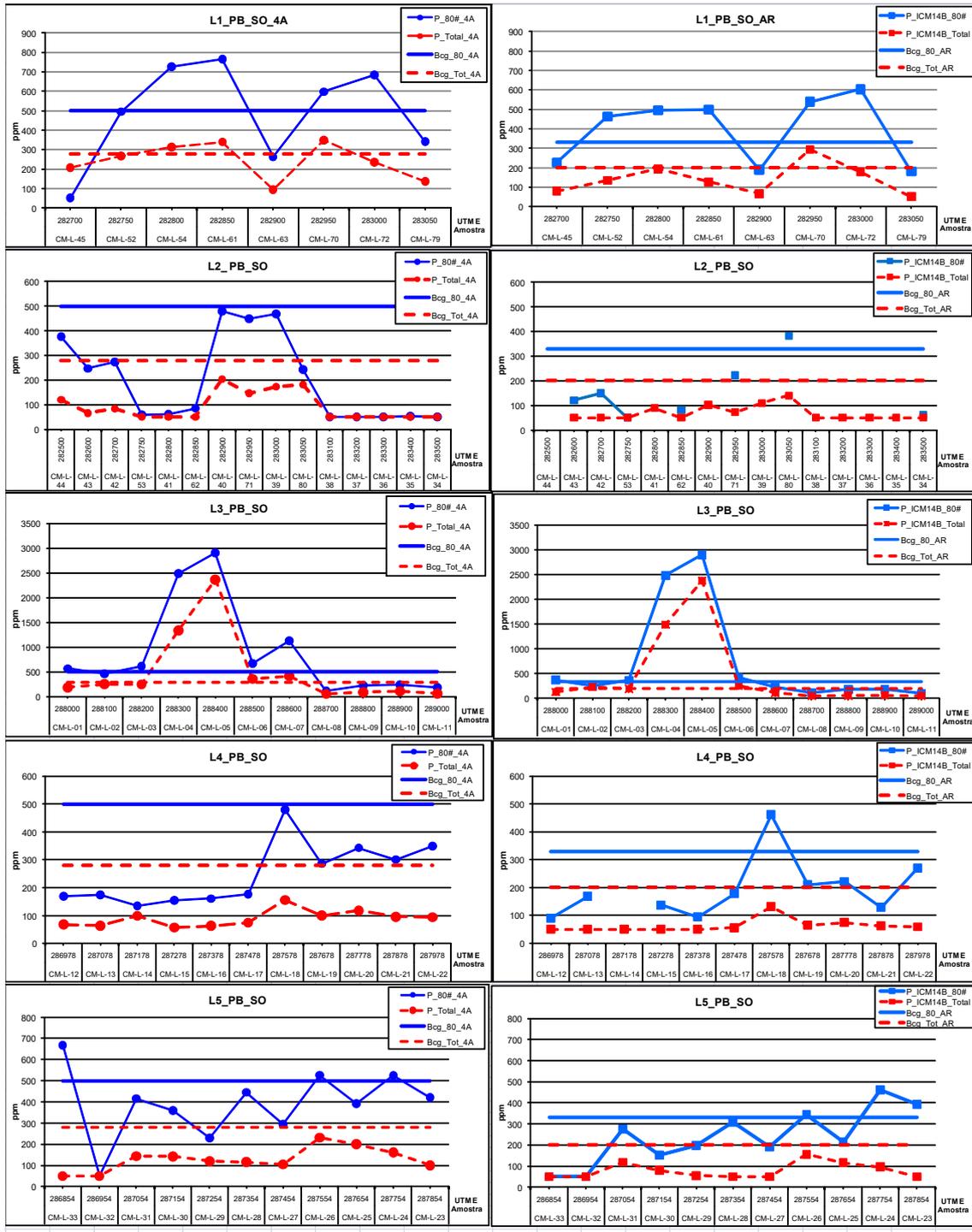


Tabela 2 – Teores *background* e limiar nos solos na sub-bacia Alhandra (PB)

Método	Limiar P (ppm)	% n > Limiar	População	Média Geométrica P ppm	Desvio-Padrão	Coefficiente de Variação	Contraste
4A80	500	27,14	Anômala	829,21	688,68	0,83	4,40
			<i>Background</i>	188,48	149,11	0,79	
4Atot	280	13,70	Anômala	529,21	377,54	0,71	9,09
			<i>Background</i>	58,22	73,34	1,26	
AR80	330	37,93	Anômala	589,35	657,05	1,11	4,05
			<i>Background</i>	145,49	73,74	0,51	
ARtot	200	14,49	Anômala	410,74	725,61	1,77	6,85
			<i>Background</i>	59,92	50,32	0,84	

Embora os contrastes obtidos sejam em geral maiores na amostra total, seus limiares são mais baixos, assim como a proporção de amostras anômalas, o que resulta em áreas anômalas mais restritas. Isso contrasta com os resultados na fração <80#, que, além de mostrar limiares mais elevados (500 ppm para abertura 4A), resulta em um padrão de dispersão mais consistente. Isso pode ser observado nos resultados para P nas linhas L1 a L5 (Figura 67), onde se nota que os intervalos anômalos estão mais bem marcados pela fração <80#. Vale notar que, apesar de as linhas L1 e L2 estarem espaçadas de apenas 200 m, a L1 foi locada em uma faixa mais bem exposta pela erosão, enquanto a L2, mais a montante, aproxima-se dos tabuleiros dominados pelos arenitos estéreis da Formação Barreiras, onde os teores de P mal atingem o limiar. A linha L3, situada em área mais erodida, próxima ao contato com os calcários da Formação Gramame, foi a que resultou nos maiores teores de P, atingindo até 3.000 ppm. Já as linhas L4 e L5, localizadas sobre tabuleiros, apresentam teores de P quase sempre menores que o limiar e sem um padrão anômalo definido, já que a mineralização encontra-se coberta pelos sedimentos da Formação Barreiras.

Figura 67 – Linhas de solo L1 a L5 com resultados para P 4A e AR na amostra total e fração <80#.



10.5.3 Associações geoquímicas de P em solo

O estudo das associações geoquímicas baseou-se nos resultados da fração <80# por extração 4A, que mostrou o melhor padrão de dispersão. A análise fatorial encontrou quatro fatores cujos autovalores (*eigenvalues*) respondem por 86,6% da variância dos dados. O primeiro fator responde por 57% da variância dos dados e contém a mais alta carga de P (0,879), acompanhado de Ba, Rb, Sr, Sb, U, Y, La, Tb. As cargas dos elementos nos fatores 1 e 3

(Figura 68) mostram o grupamento de P com os elementos citados, o que reflete a forte capacidade de os fosforitos incorporarem uma série de elementos, devido tanto à apatita como a minerais secundários de P. As associações geoquímicas estabelecidas foram verificadas em cinco linhas de solo. Na L3, que contém a mais forte zona anômala de P, fica bem estabelecida a associação de P com os oito elementos e, além disso, aparece a associação com Ca, indicando resquícios de apatita ainda preservada no solo (Figura 69).

Figura 68 – Carga dos elementos nos fatores 1 e 3: grupamento de P com Ba, Rb, Sr, Sb, U, Y, La, Tb.

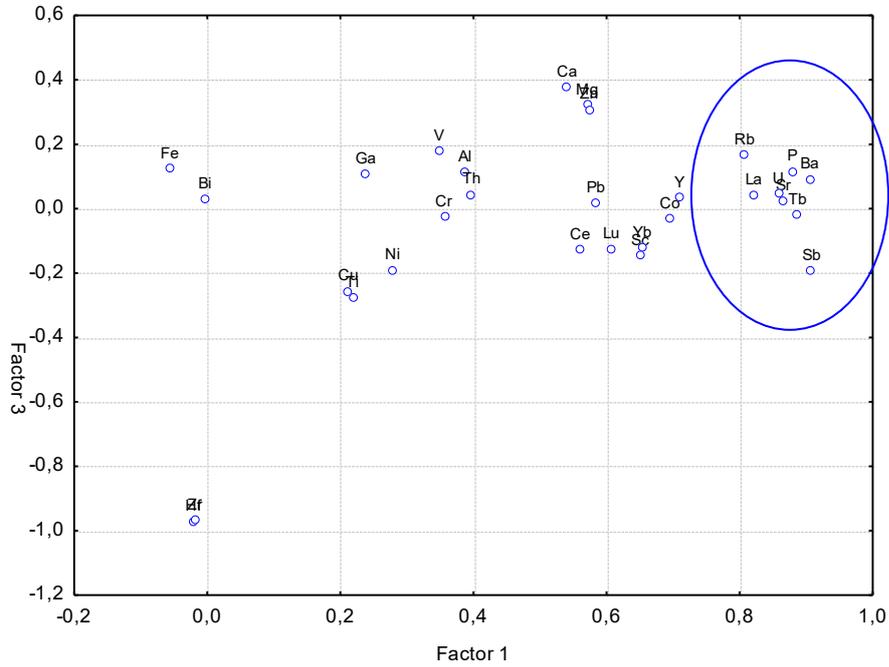
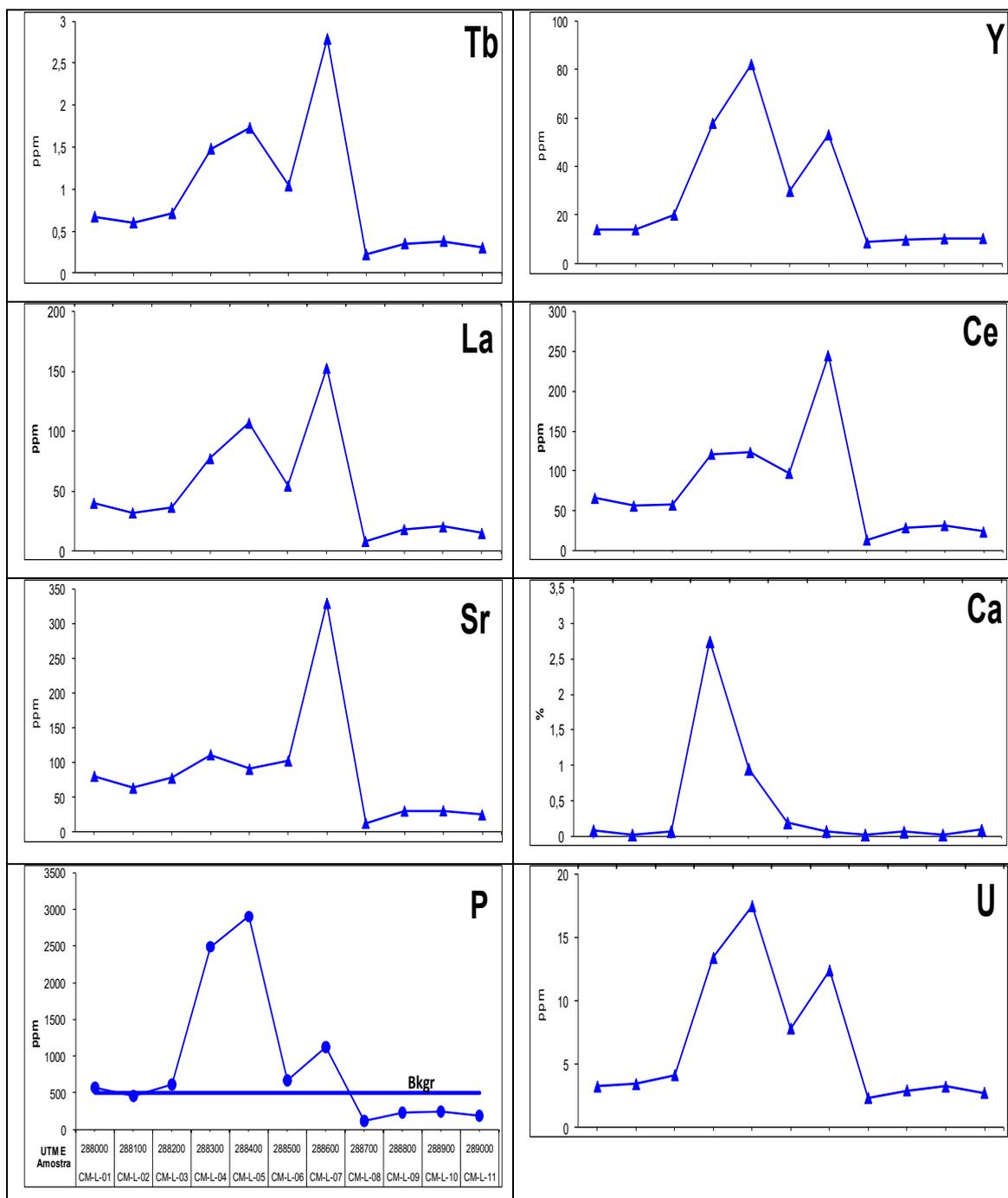


Figura 69 – Associações geoquímicas da linha 3 – 4A <80 #.



10.5.4 Perfis de solo

Os solos da área são arenosos e bastante húmicos e suportam extensa cultura de cana-de-açúcar. O horizonte A é bem desenvolvido, podendo atingir até 1 m de profundidade e transiciona abaixo para um nível mais ferruginoso, até atingir o saprolito. Os perfis CM-L-81 e 82 estão sobre fosforitos nas imediações de L1 em área mais erodida e, portanto, com teores de P mais elevados do que nos perfis CM-L-83 e 84, situados na mesma área mineralizada, porém mais próximos dos tabuleiros, onde os teores de P são mais baixos. O perfil CM-L-85 situa-se sobre arenitos pouco mineralizados, com horizonte A bem desenvolvido até 1 m de

profundidade. O perfil CM-L-86 encontra-se sobre arenitos estéreis da Formação Barreiras, apresentando uma zona mosqueada bem desenvolvida abaixo do horizonte B (Figura 70).

Nota-se que U varia em função do teor de P, à exceção do perfil CM-L-86 sobre a Formação Barreiras, onde o P presente não é relacionado à mineralização. Os teores de P obtidos nos saprolitos dos seis perfis analisados variam bastante, refletindo a concentração de P da mineralização em cada perfil (Figura 71). No entanto, os teores de P obtidos nos horizontes A e B não refletem os resultados obtidos nos respectivos saprolitos e isso ocorre também para outros metais associados, a exemplo de La (Figura 71). Em alguns perfis, teores semelhantes nos horizontes do solo correspondem a teores extremamente diferenciados no saprolito. Isso dificulta a discriminação do potencial entre diferentes áreas mineralizadas, a julgar somente pelos teores de amostras de solo. Esse fato decorre, principalmente, da posição das áreas em relação ao regime erosivo. Portanto, é importante considerar o ambiente do regolito na avaliação de resultados de diferentes áreas.

Figura 70 – Teores de P em escala log à direita e teores de U à esquerda em seis perfis de solo.

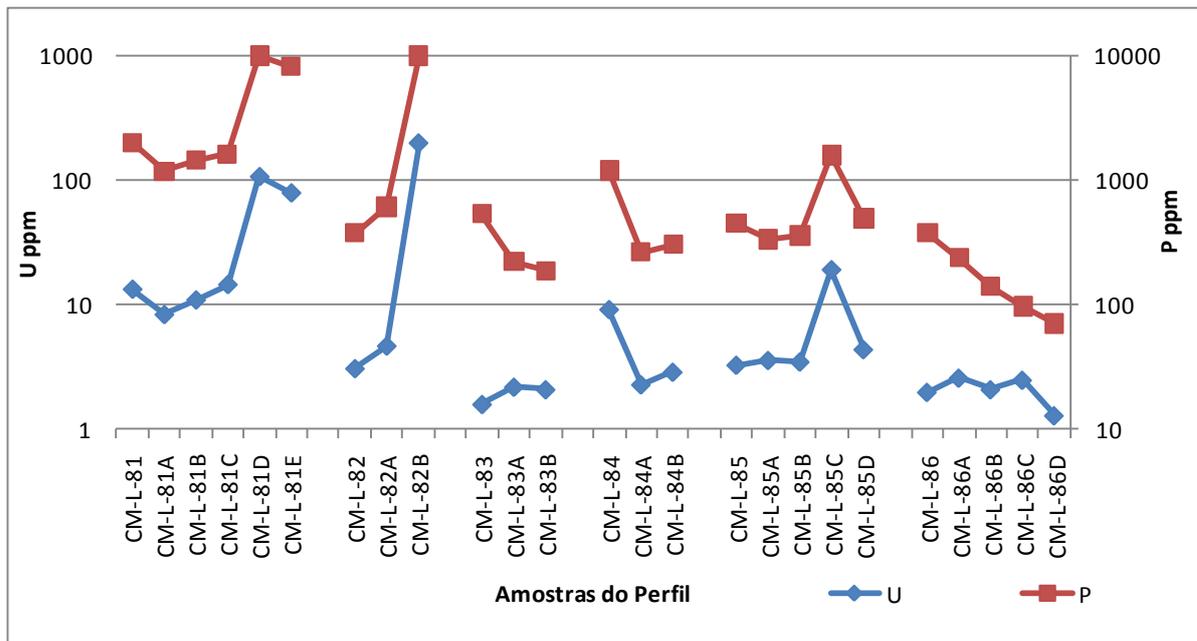
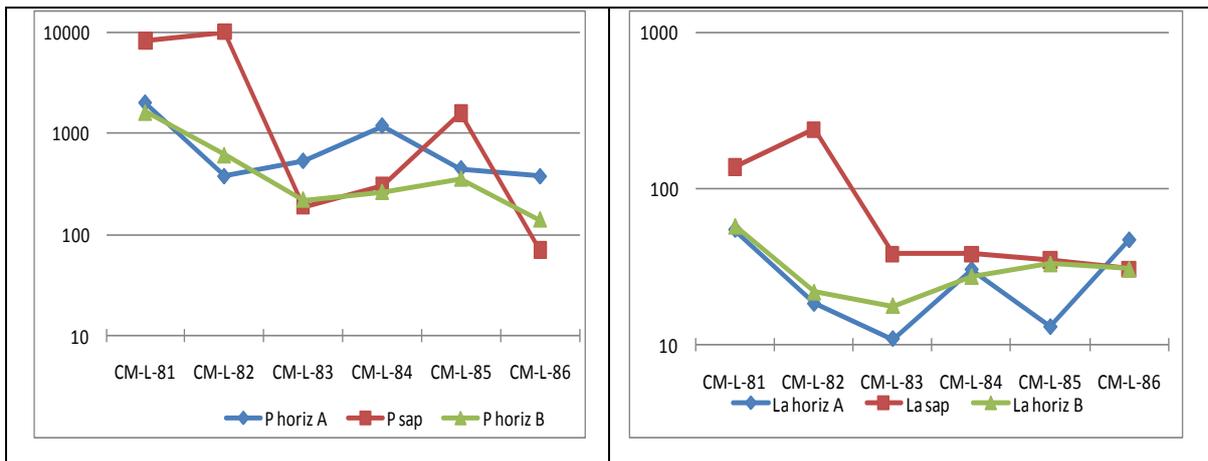


Figura 71 – Concentração de P da mineralização em cada perfil.



10.6 RESULTADOS DO LEVANTAMENTO REGIONAL

Nesse levantamento, foram coletadas amostras de sedimentos de corrente em 580 estações de amostragem, cobrindo uma área de 7.500 km², resultando em uma densidade de amostragem de cerca de uma amostra a cada 12 km².

10.6.1 Precisão analítica e análise de variância

As análises geoquímicas foram realizadas na SGS Geosol, que empregou a abertura tetra-ácida e leitura por ICP-MS para 50 elementos. A precisão analítica foi avaliada com base em resultados de 54 pares de duplicatas analíticas realizadas pela SGS Geosol. As porcentagens de pares analíticos com precisão melhor que 10%, para todos os elementos, foram obtidas de acordo com os diagramas de precisão analítica de Howarth e Thompson (1984). Nesse cálculo, foram considerados apenas pares com valor médio superior a 10xLD (limite arbitrário acima do qual a precisão foi considerada válida). Pares com valores censurados foram excluídos. Nos exemplos de P e Al, todos os pares considerados plotam abaixo da linha de precisão de 10% (Figuras 72 e 73).

Figura 72 – Precisão analítica obtida de P, a partir dos pares de duplicatas de laboratório (a barra vertical mostra o valor 10xLD = 500 ppm).

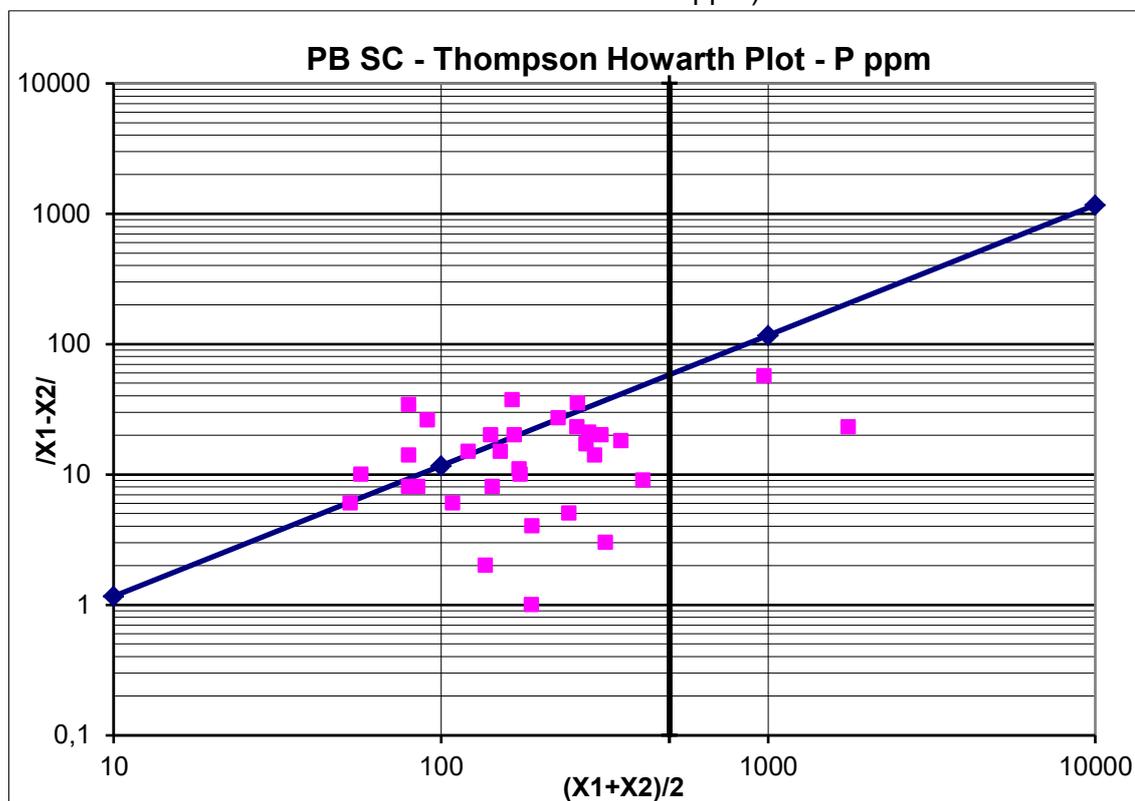
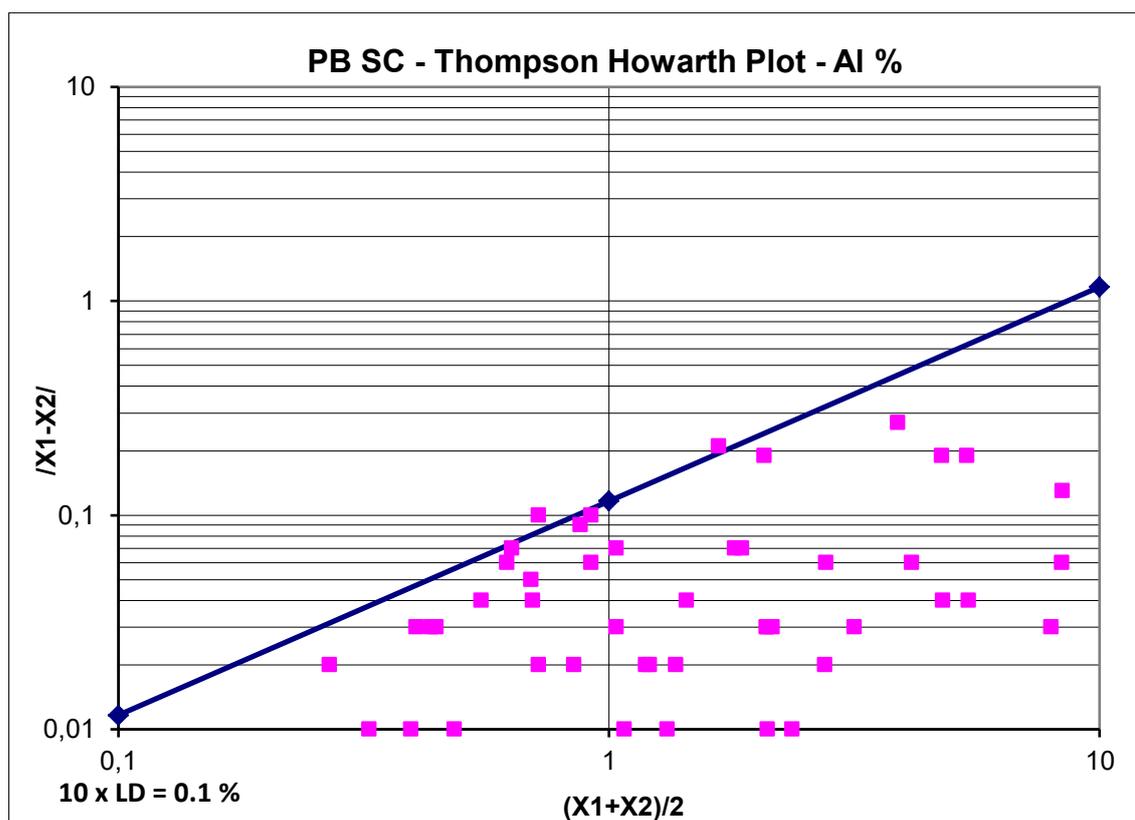
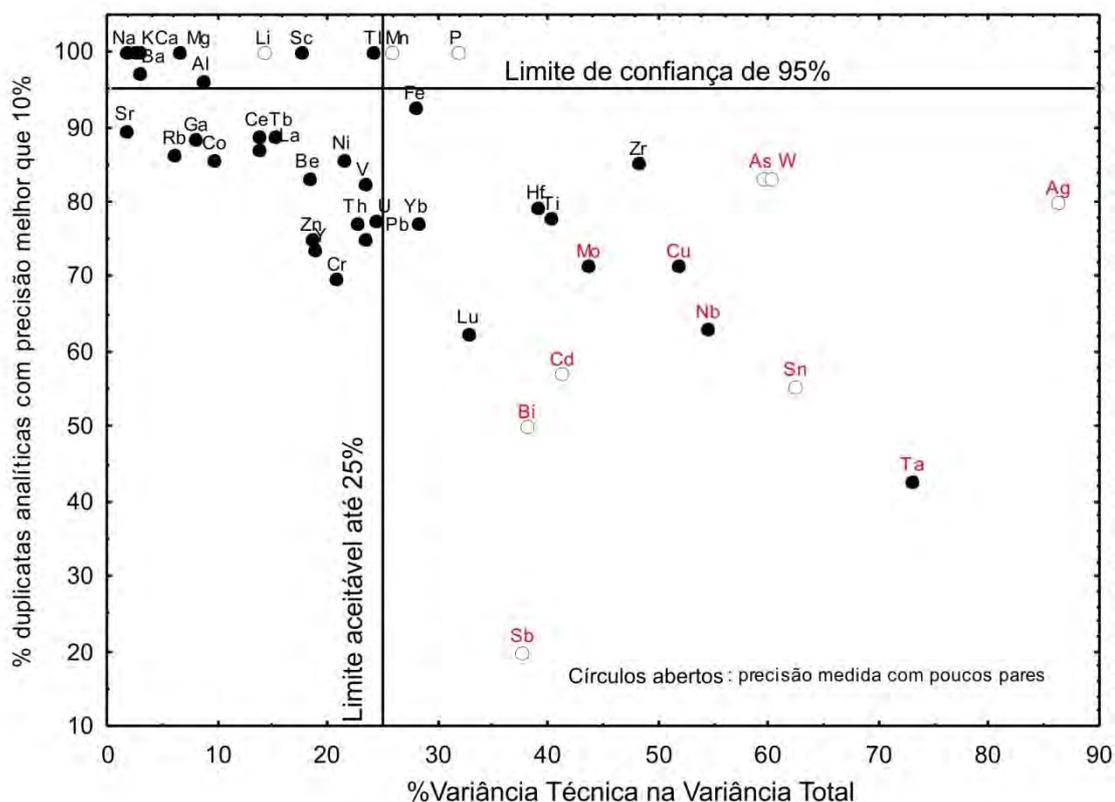


Figura 73 – Precisão analítica obtida de Al, a partir dos pares de duplicatas de laboratório.

Procedeu-se, também, ao cálculo de análise de variância baseado em 145 estações de amostragem, onde foi coletada, além das amostras de rotina, uma replicata de campo. Com isso, foi possível medir a porcentagem da variância técnica na variância total dos dados geoquímicos. A variância técnica representa a soma dos erros de amostragem e analíticos. Idealmente, a porcentagem da variância técnica não deve exceder a 25% da variância total dos dados (RAMSEY; THOMPSON; HALE, 1992); caso contrário, não há relevo geoquímico adequado para interpretação geoquímica. Esses resultados foram confrontados com os da precisão analítica (Figura 74).

Figura 74 – Variância técnica e precisão analítica.



- 1º quadrante: elementos dentro do limite aceitável de variância técnica (<25%) e com mais de 95% dos pares com precisão analítica melhor que 10% (dentro do limite de confiança de 95%). Inclui todos os elementos maiores.
- 2º quadrante: Mn, P e Fe muito próximos, com variância técnica ainda próxima dos desejados 25% e boa precisão, embora medida com pouco pares.
- 3º quadrante: elementos mais problemáticos, onde há excessiva variância técnica, comprometendo o relevo geoquímico (a diferença de teores entre as estações está próxima ao erro de amostragem e analítico). Isso pode ser devido ao erro de amostragem causado pela distribuição heterogênea dos metais na amostra (Ta, Sn, Nb, W) ou à baixa precisão analítica resultante do uso da abertura tetra-ácida para dosar metais como Ag, Cu, As, Sb, Bi, Cd, Mo, atentando também para o baixo número de pares, devido aos frequentes valores <LD na região.
- 4º quadrante: elementos dentro do limite aceitável de variância técnica (<25%), apesar da baixa precisão analítica (pior que 10%), ou seja, o relevo geoquímico não está prejudicado, apesar da baixa precisão analítica.

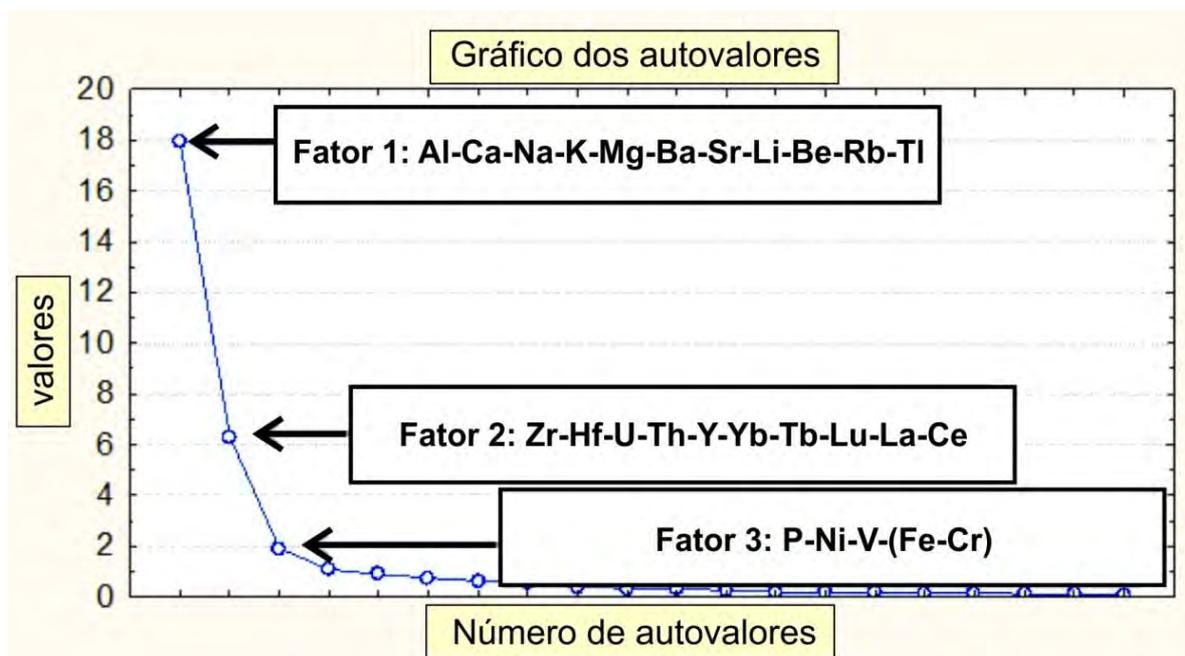
Conclui-se que os elementos Bi, Cd, Cu, Mo, Nb, Sb, Sn, Ta e W não devem ser utilizados na análise estatística multivariada.

10.6.2 Análise fatorial

Dado o quadro retromencionado, restaram 33 elementos que foram log transformados e submetidos à análise fatorial, adotando-se o mesmo procedimento do levantamento

orientativo. Os resultados mostram três principais fatores responsáveis pela variância dos dados (Figura 75).

Figura 75 – Resultados da análise fatorial.



Amostras com elevados valores de escores do fator F1 dominam na porção W da área e refletem a dispersão dos elementos associados às rochas do embasamento em geral. Amostras com elevados valores de escores do fator F2 dominam na parte S da área e refletem a presença do Complexo Salgadinho e suíte de rochas intrusivas graníticas associadas

Amostras com elevados valores de escores do fator F3 encontram-se mais espalhadas e não apontam claramente a presença de depósitos de fosfatos conhecidos, como os de Alhandra e Paulista (Figura 76). Ocorre, também, um conjunto de pontos anômalos que refletem diretamente a presença de rochas de natureza metavulcânica com teores mais altos de P, ou seja, o P do fator F3 não se relaciona aos fosforitos sedimentogênicos da Bacia Paraíba, mas às rochas mais máficas dentro do embasamento.

O procedimento adotado para determinação dos alvos anômalos para fosfato constituiu, primeiramente, em se estabelecer o valor dos escores de F1 acima do qual as amostras refletem mais fortemente a presença de rochas do embasamento. Isso foi feito de acordo com o QQ-plot dos escores de F1, que indicaram que o valor de 1 é o limiar mais adequado para separar o domínio do embasamento do restante das rochas sedimentares. Em seguida, foram estabelecidos valores limiares para o teor de P, também por meio de QQ-plot, que indicaram um limiar de 450 ppm de P (Figura 77).

O outro limiar de 160 ppm foi considerado baseado nos resultados de levantamento orientativo. Assim, as amostras com altos teores de P, mas com escores F1 maiores do que 1, foram descartadas, já que o P, nesse caso, parece estar refletindo a influência de rochas mais máficas do embasamento, enquanto as amostras com altos teores de P, mas com escores F1 menores do que 1, foram consideradas como potenciais anomalias para mineralização de fosfatos. Isso resultou em 41 pontos anômalos para P, sendo quatro de 1ª ordem (Figura 78).

Figura 76 – Distribuição dos valores dos escores do fator 3.

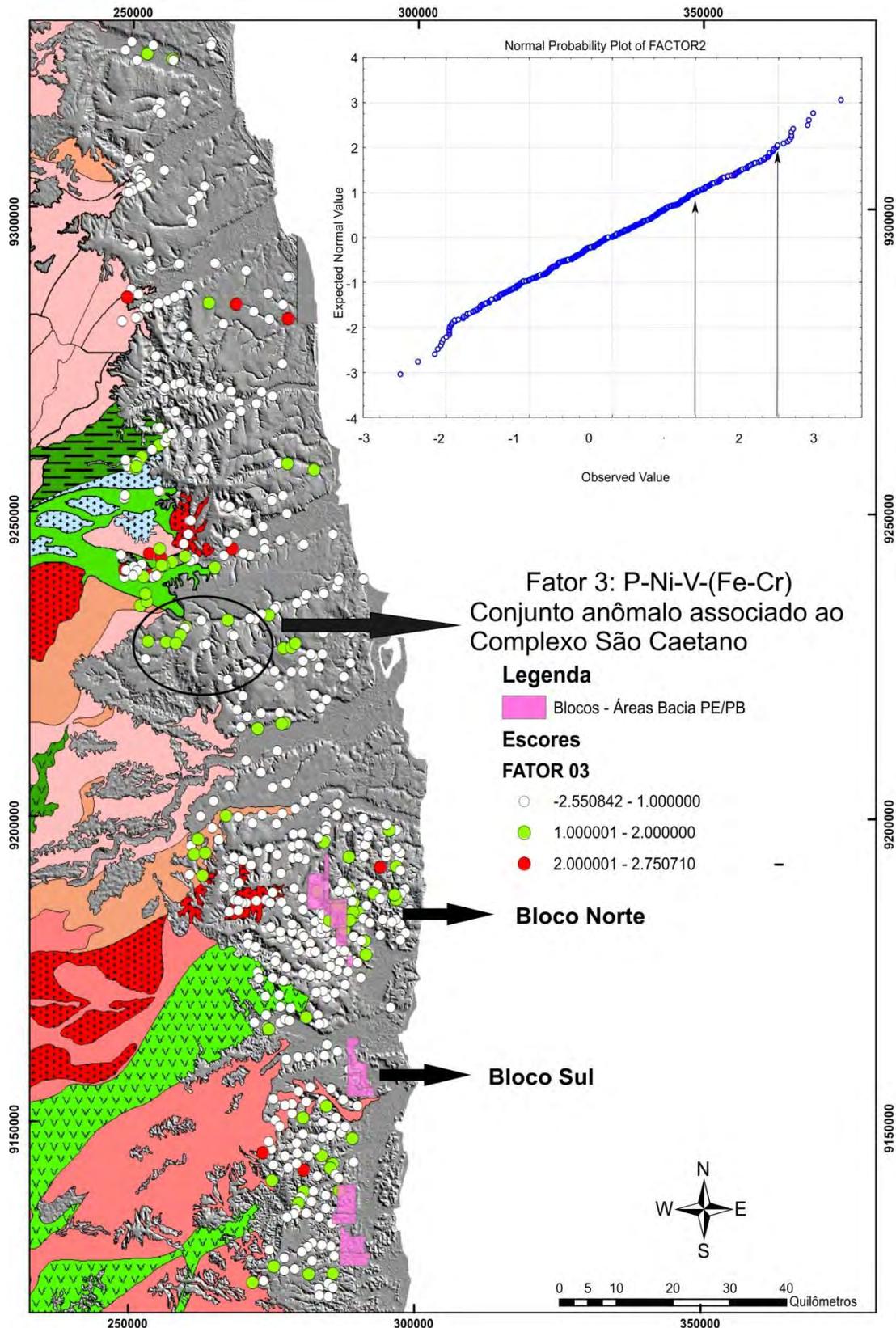


Figura 77 – Teores de P ppm com os limiares indicados.

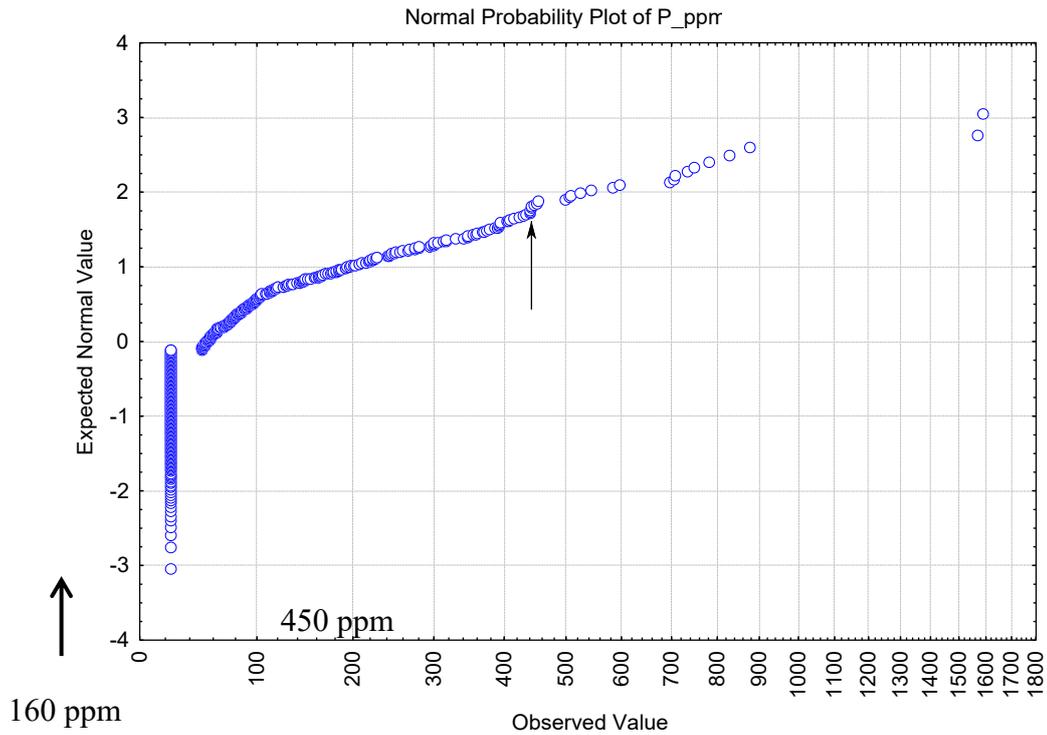
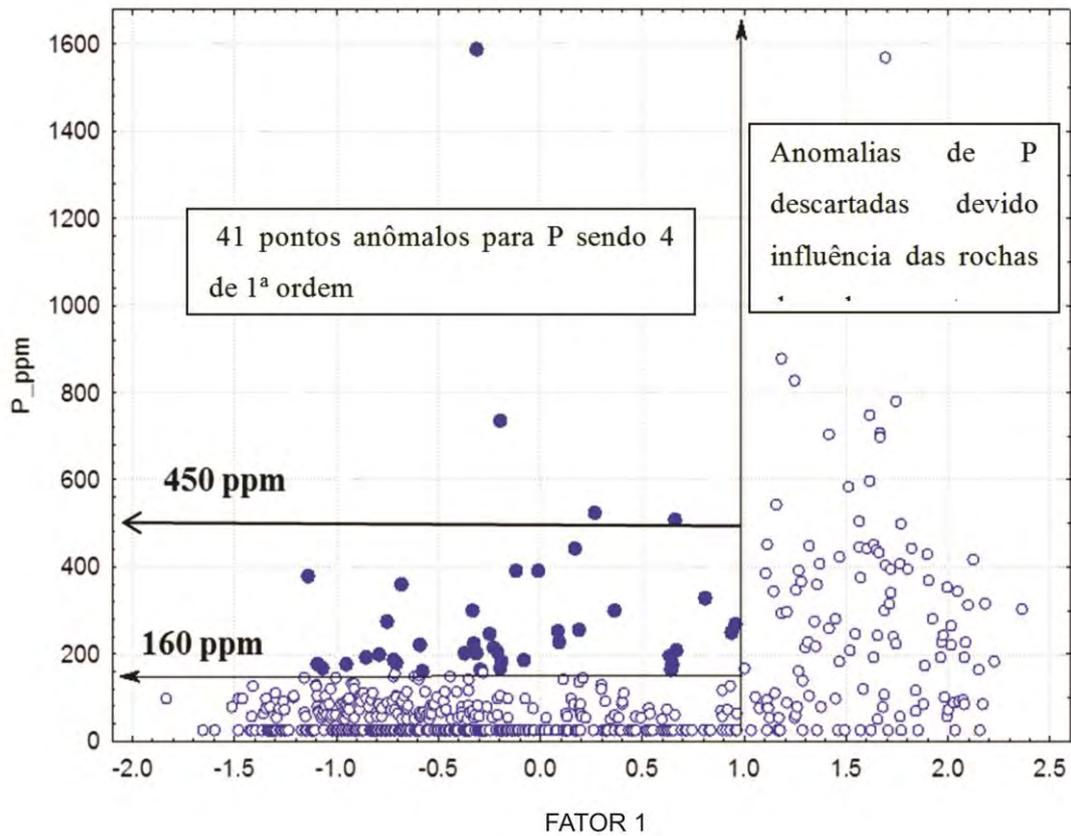


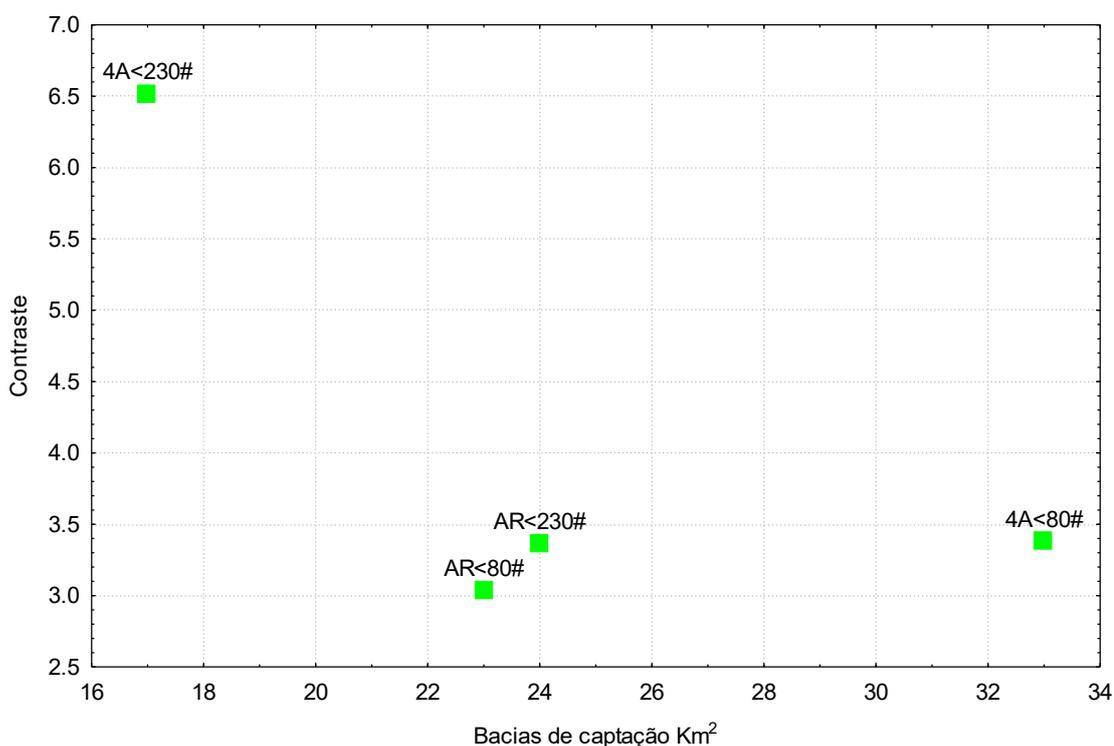
Figura 78 – Relação das anomalias de P com escores de F1, indicando as amostras que compõem os alvos anômalos.



Os levantamentos geoquímicos de solo mostraram que os resultados na fração <80# com digestão multiácida são mais expressivos. Nota-se, também, que as associações geoquímicas primárias são apenas parcialmente preservadas nos solos em que P está associado, principalmente, a ETR, Sr e U, embora contenha uma série de outros elementos que são incorporados aos fosforitos secundários no curso do processo da alteração intempérica.

Os sedimentos de corrente mostraram-se eficazes na detecção de mineralizações de fosfato no ambiente em questão. Esses levantamentos podem ser realizados em escalas regionais, como os que são geralmente executados pela CPRM como parte de levantamentos básicos, com densidade de amostragem variando de uma amostra a cada 10 a 20 km². Essa densidade de amostragem se mostrou compatível com o tamanho das áreas anômalas detectadas (Figura 79). Assim, a julgar pelos padrões de contraste/dispersão (tamanho da área anômala) obtidos, verifica-se que o melhor resultado foi por 4A<80#, que, apesar de apresentar contraste semelhante ao de outros resultados, mostra a maior área anômala com 33 km².

Figura 79 – Padrões de contraste x dispersão.



O enriquecimento de teores de quase todos os elementos na fração <230#, comparado com a fração <80#, é atribuído, essencialmente, à diluição da fração <80# por material arenoso. No entanto, apesar de diluída, essa fração apresenta melhores padrões de contraste/dispersão.

Conclui-se, então, que o procedimento mais adequado a ser adotado na prospecção geoquímica para fosfatos é utilizar a fração <80#, evitando-se, assim, problemas operacionais de campo e de preparação de amostras para recuperar frações mais finas que sejam representativas. É possível que, em se adotando uma fração intermediária (<150#), resulte em um padrão de contraste e dispersão ainda melhor.

Quanto à extração, os resultados por 4A, em geral, foram mais efetivos, já que permite maior segurança na interpretação de dados multielementares, onde elementos como Al, Ba, Sr, Y, La e ETR são frequentemente associados à mineralização fosfática.

Vale reforçar que os limiares e *backgrounds* obtidos são, em geral, próximos ao limite de detecção do método analítico adotado (50 ppm por ICP-MS). Além disso, os contrastes

também são baixos, uma vez que estamos lidando com elemento menor e não traço. Nesse contexto, a apreciação das associações geoquímicas adquire grande importância na avaliação de resultados.

O levantamento regional mostrou uma série de alvos anômalos. A Figura 59 é um mapa-síntese marcando as principais áreas anômalas por letras, de acordo com a distribuição das bacias de captação dos pontos anômalos nas imediações do depósito de Miriri. Nesse mapa, os alvos anômalos H, J, K e L coincidem com as bacias anômalas detectadas no orientativo sobre o depósito de Miriri. Mais a sul ocorre o alvo Q, com três pontos anômalos de 1ª ordem, que se relaciona ao depósito de Paulista. A área mineralizada indicada pela presença de requerimentos de pesquisa mineral na posição intermediária permanece sem resposta geoquímica, provavelmente devido à presença de coberturas da Formação Barreiras.

Na porção S há destaque para as anomalias S (mais extensas), R e T; pelos altos teores, pode indicar corpos a W do corpo de Paulista. A anomalia de mais larga expressão em teores e extensão é a Q, que deve representar a extensão para N do corpo de Paulista. Porém, a urbanização nessa região coloca em dúvida o significado econômico desses alvos.

A anomalia P foi considerada pela lógica do tratamento de dados adotada, porém, a julgar por sua distribuição no mapa, ela deve refletir material proveniente de rochas do embasamento, assim como a maioria das outras anomalias de P.

Ressalta-se a larga presença de coberturas da Formação Barreiras e seus derivados, que podem estar obliterando anomalias geoquímicas em sedimentos de corrente.

No que se refere aos concentrados de bateia, sua utilização na prospecção de fosfatos nessa região não se mostrou eficaz.

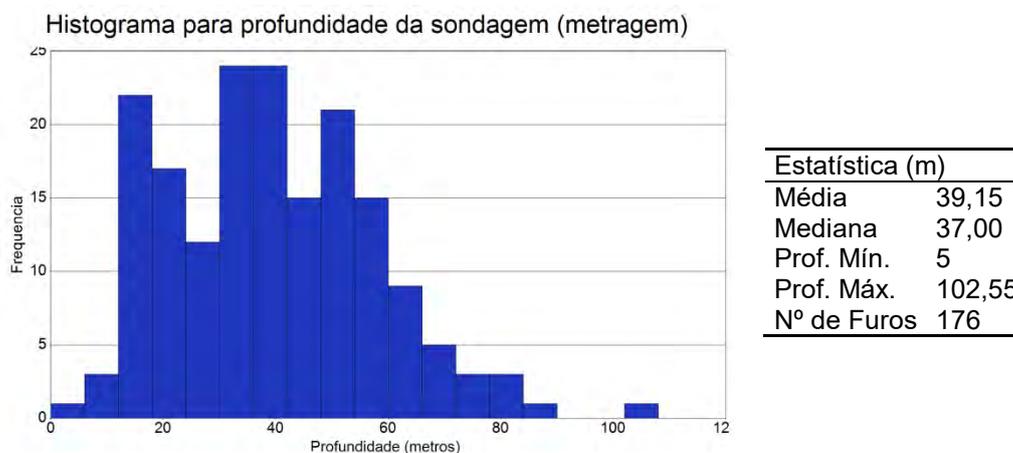
11 SONDAGEM ROTATIVA

O programa de sondagem realizado naquela época teve como objetivo verificar a continuidade da deposição fosfática na faixa sedimentar costeira, na base da Formação Gramame, bem como outros níveis fosfáticos intercalados nessa formação.

Na fase de pesquisa exploratória, a locação dos furos baseou-se em critérios geológicos e topográficos. Na medida do possível, procurou-se estabelecer uma malha regular de furos em seções transversais à bacia ao longo da projeção do provável eixo de deposição da sedimentação fosfática, conforme indicado pelas interpretações paleogeográficas. As locações situaram-se em altos topográficos, evitando-se as áreas baixas onde a camada mineralizada poderia ter sido erodida.

Na região de estudo, foram realizados 10.763,97 m de sondagem rotativa, distribuídos em 247 furos (pontos de observação). Destes, somente 176 furos foram utilizados na modelagem e estimativa, totalizando 6.890.54 m. Os furos foram iniciados em 01.01.1977 e finalizados em 29.01.1982. São verticais em sua totalidade e apresentam profundidade de no mínimo 5 e no máximo 102,55 m, com média em 45,44 m (Figura 80).

Figura 80 – Histograma da profundidade máxima dos furos e estatística descritiva dos dados.



Dos 176 furos utilizados na modelagem, 141 estão contidos nos requerimentos de pesquisa encaminhados ao DNPM, totalizando 5.775,71 m, e o restante nas áreas adjacentes e com continuidade geológica (Quadro 5). O requerimento nº 840.306/1979 não registra qualquer perfuração dentro de seus limites atuais após o recorte da poligonal pelo DNPM.

Quadro 5 – Requerimento de pesquisa x sondagem rotativa

Requerimento DNPM Nº	Número de Furos	Metragem Total (m)	Profundidade Mínima (m)	Profundidade Máxima (m)
840.302/1979	3	214,8	42	102,55
840.303/1979	44	1.950,48	12,2	84,09
840.304/1979	30	1.290,25	16	80,40
840.305/1979	35	1.126,53	12	76,60
840.306/1979	-	-	-	-
840.307/1979	5	116,8	5	40,00
840.446/1980	24	1.076,85	16,5	67,35
Total	141	5.775,71	-	-

Os testemunhos de sondagem encontram-se acondicionados na Litoteca do DNPM em Recife (PE) (Figura 81), em caixas de poliuretano com capacidade para 4 m de testemunho em diâmetro NQ e 5 m em diâmetro BQ (Figura 82).

Figura 81 – Local de armazenamento dos testemunhos de sondagem no DNPM (PE).



Figura 82 – Caixas de acondicionamento dos testemunhos de sondagem.

Os furos antigos foram recuperados e remanejados para caixas de poliuretano, as quais estão armazenadas em prateleiras de aço, tendo sido novamente identificadas.

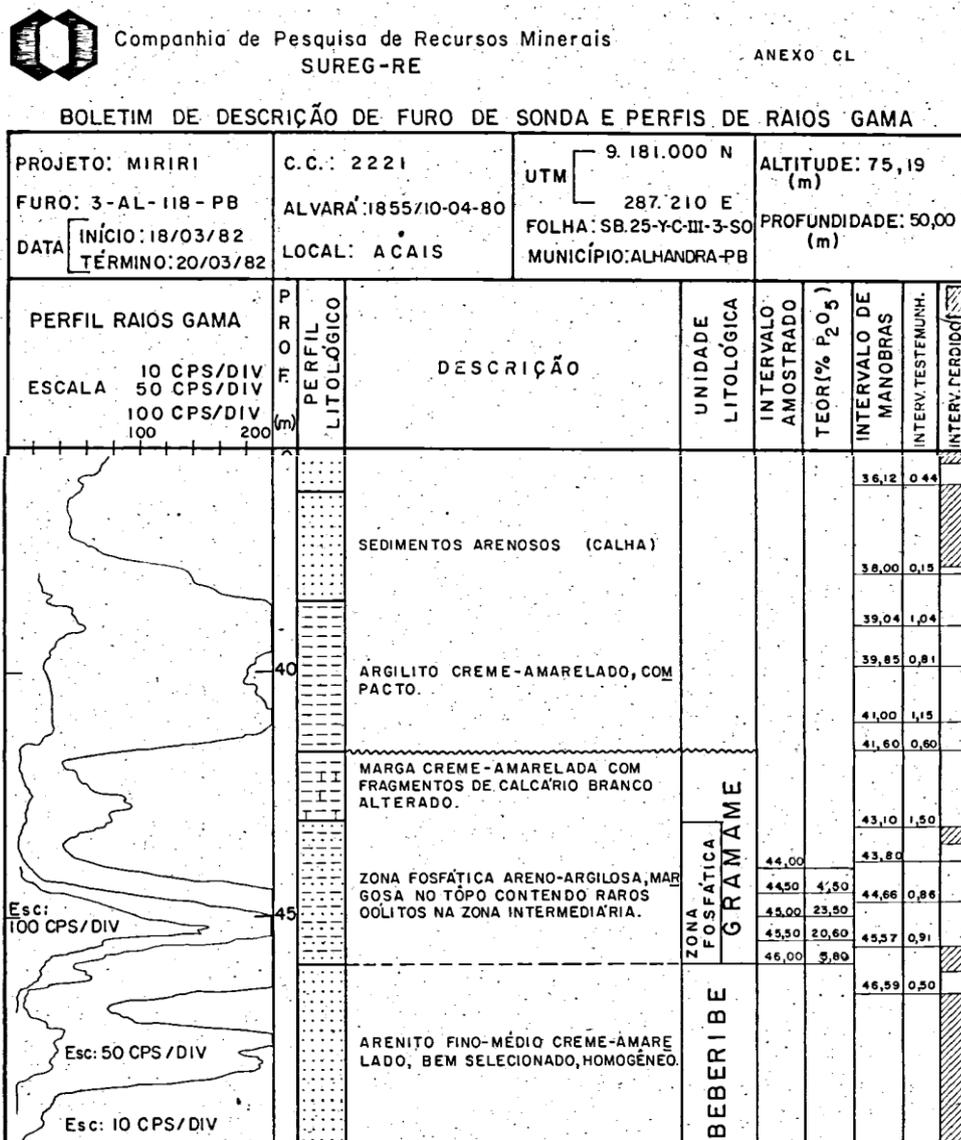
Para a segunda etapa de recuperação dos furos de sondagem, os furos serão remobilizados para uma litoteca da CPRM, organizados e identificados com plaquetas de alumínio contendo as respectivas informações escritas em baixo relevo, garantindo que as informações e os testemunhos não desapareçam com o tempo.

11.1 RESGATE DE DADOS DOS LOGS DE SONDAEM

Os logs de sondagem resgatados foram os que constavam nos relatórios finais de pesquisa da CPRM aprovados pelo DNPM. A digitação dos dados foi realizada pela Divisão de Economia Mineral e Geologia Exploratória (DIEMGE), supervisionada pelos geólogos Ricardo Wosniak e Eduardo M. Grissolia.

A descrição original (Figura 83) foi adaptada para o modelo definido pela equipe de geologia e modelagem geológica. Muitos dos intervalos originais descritos foram mantidos; entretanto, alguns foram transformados em novos intervalos, no novo modelo denominado Formação Itamaracá.

Figura 83 – Modelo de log original escaneado e digitalizado.



11.1.1 Extração de coordenadas de latitude e longitude

Neste tópico, descreve-se o procedimento adotado para resgate do par de coordenadas dos furos de sondagem utilizados no Projeto Miriri. Trata-se de um procedimento criterioso, que objetiva localizar o posicionamento mais real possível dos furos de sondagem e evitar falsas locações de possíveis anomalias. Para isso, três estratégias foram adotadas: busca dos furos em campo, digitalização dos pontos existentes nos relatórios e georreferenciamento dos mapas disponíveis em diversas escalas.

As referências espaciais (coordenadas UTM – Universal Transversa de Mercator) dos furos de sondagem estavam descritas em logs de sondagem e em tabelas inseridas nos relatórios finais de pesquisa dos projetos executados pela CPRM nas décadas de 1970 e 1980. A partir de digitalização e tabelamento de tais informações, verificou-se que, em muitos casos, um mesmo furo apresentava coordenadas diferentes em cada uma das fontes supracitadas. Tais discrepâncias implicaram incerteza quanto à posição espacial dos furos de sondagem.

O processo de comparação de coordenadas e os 54 furos em que foram registradas discrepâncias são apresentados no Quadro 6. Para cada furo têm-se as respectivas

coordenadas de longitude (UTM E) e latitude (UTM N) provenientes de cada uma das fontes resgatadas (logs de sondagem e tabelas dos relatórios finais de pesquisa), juntamente com as diferenças calculadas entre elas. Dessa forma, as duas últimas colunas representam as diferenças verificadas nas coordenadas de longitude e latitude de cada furo de sondagem entre as diferentes fontes de dados utilizadas.

Quadro 6 – Comparação entre as coordenadas UTM dos furos, resgatadas a partir dos logs de sondagem e das tabelas dos relatórios finais de pesquisa, juntamente com as diferenças obtidas

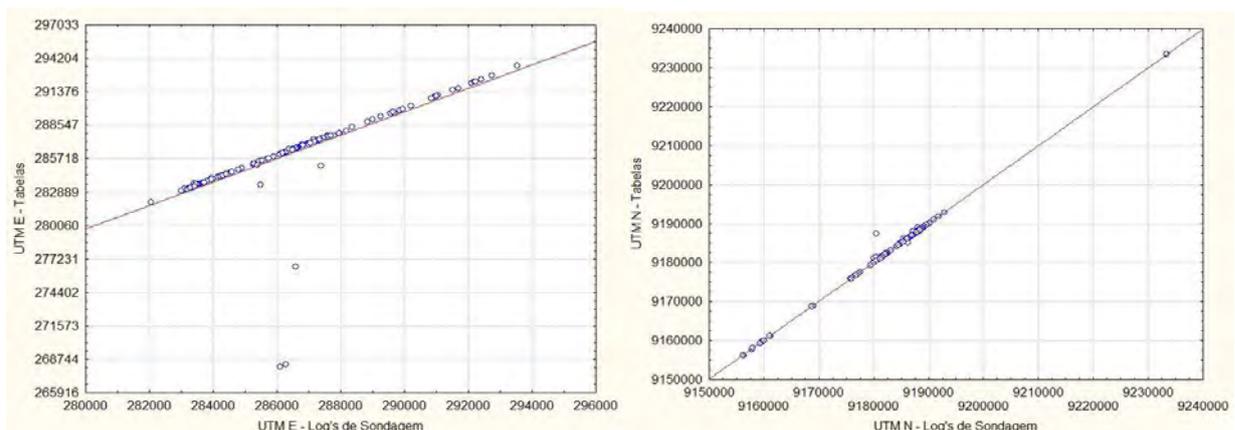
Furo de Sondagem	Logs de Sondagem		Tabelas dos Relatórios Finais de Pesquisa		Diferenças Calculadas	
	UTM E	UTM N	UTM E	UTM N	UTM E	UTM N
3-AL-07-PB	286590	9182640	276590	9182640	10000	0
3-AL-10-PB	287970	9179400	287879	9179400	91	0
3-AL-124-PB	286310	9180500	286310	9187500	0	7000
3-AL-12-PB	287540	9176540	287550	9176550	10	10
3-AL-136-PB	286090	9180000	268090	9180250	18000	250
3-AL-137-PB	286290	9180000	268290	9180000	18000	0
3-AL-139-PB	287565	9180250	287565	9181250	0	1000
3-AL-142-PB	287385	9180000	287385	9181220	0	1220
3-AL-143-PB	286205	9180425	286205	9181425	0	1000
3-AL-26-PB	286990	9185860	286890	9185866	100	6
3-AL-27-PB	286490	9185830	286488	9185831	2	1
3-AL-28-PB	286490	9185100	286488	9185100	2	0
3-AL-29-PB	287370	9185730	287288	9185731	82	1
3-AL-31-PB	287790	9185730	287686	9185732	104	2
3-AL-32-PB	288190	9185830	288088	9185832	102	2
3-AL-33-PB	285755	9185130	285750	9185130	5	0
3-AL-34-PB	287590	9185530	287686	9185548	96	18
3-AL-35-PB	287390	9185530	287288	9185532	102	2
3-AL-36-PB	287390	9185530	285110	9186230	2280	700
3-AL-38-PB	285290	9186230	285290	9185130	0	1100
3-AL-43-PB	285430	9186230	285513	9186230	83	0
3-AL-44-PB	284000	9188400	284000	9188270	0	130
3-AL-45-PB	287590	9184830	287686	9184832	96	2
3-AL-46-PB	284000	9188650	284000	9188520	0	130
3-AL-47-PB	284400	9188000	284400	9188870	0	870
3-AL-48-PB	285390	9186030	285184	9186030	206	0
3-AL-49-PB	286790	9184730	286890	9184730	100	0
3-AL-50-PB	283100	9188000	283200	9187870	100	130
3-AL-51-PB	287160	9184840	287380	9184840	220	0
3-AL-52-PB	286390	9184830	286490	9184830	100	0
3-AL-53-PB	283500	9188500	283600	9188370	100	130
3-AL-54-PB	283100	9188500	283200	9188370	100	130
3-AL-55-PB	284000	9187000	284000	9186870	0	130
3-AL-57-PB	283937	9187400	284055	9187280	118	120
3-AL-58-PB	284400	9189000	284400	9188870	0	130

3-AL-59-PB	283417	9187500	283650	9187370	233	130
3-AL-60-PB	283460	9187880	283570	9187870	110	10
3-AL-62-PB	287590	9185080	287686	9185080	96	0
3-AL-63-PB	284380	9187560	284400	9187415	20	145
3-AL-65-PB	284300	9188370	284265	9188370	35	0
3-AL-69-PB	284600	9188150	284600	9188145	0	5
3-AL-78-PB	283000	9187880	283000	9187870	0	10
3-AL-82-PB	286500	9181970	286500	9181975	0	5
3-AL-86-PB	285500	9188120	283500	9188120	2000	0
3-AL-88-PB	283400	9187880	283400	9187870	0	10
3-AL-91-PB	283200	9187630	283100	9187620	100	10
3-AL-92-PB	283955	9187095	283955	9187955	0	860
3-AL-94-PB	286810	9181500	286815	9181500	5	0
3-AL-99-PB	283950	9187880	283950	9187870	0	10
AH-05-PB	289850	9182300	289800	9182300	50	0
AH-06-PB	289700	9182125	289550	9182130	150	5
AH-07-PB	287700	9181225	287700	9181100	0	125
AH-15-PB	289950	9183080	289920	9183080	30	0
AH-16-PB	287950	9187000	287850	9187000	100	0

Para resgate do posicionamento espacial, adotou-se a seguinte ordem de investigação de localizações: a) extrair, *in loco*, as coordenadas nas bocas de todos os furos; b) como isso nem sempre é possível, uma quantidade parcial dos furos encontrados em campo são utilizados como pontos de controle para georreferenciamento dos mapas existentes; c) conseqüentemente, os furos que não são encontrados são digitalizados e as suas coordenadas são extraídas; d) caso não se encontre qualquer localização em campo, os mapas são georreferenciados com base na imagem Geocover (imagem de satélite com excelente acurácia e precisão) e, assim, digitalizar os furos e extrair as suas coordenadas (Figura 84).

Na investigação em campo, nenhum furo foi localizado, pois as áreas estão ocupadas, principalmente, por atividades agrícolas. Partiu-se, então, para mapas antigos como parâmetro de busca. Fez-se, assim, a distribuição espacial dos mapas e, posteriormente, comparação com os dados digitalizados das tabelas e relatórios. Ou seja, o fato de georreferenciar significa, na verdade, fazer referência a um ou mais pontos a um determinado sistema de eixos.

Figura 84 – Gráfico de dispersão: dimensão dos erros de digitação.



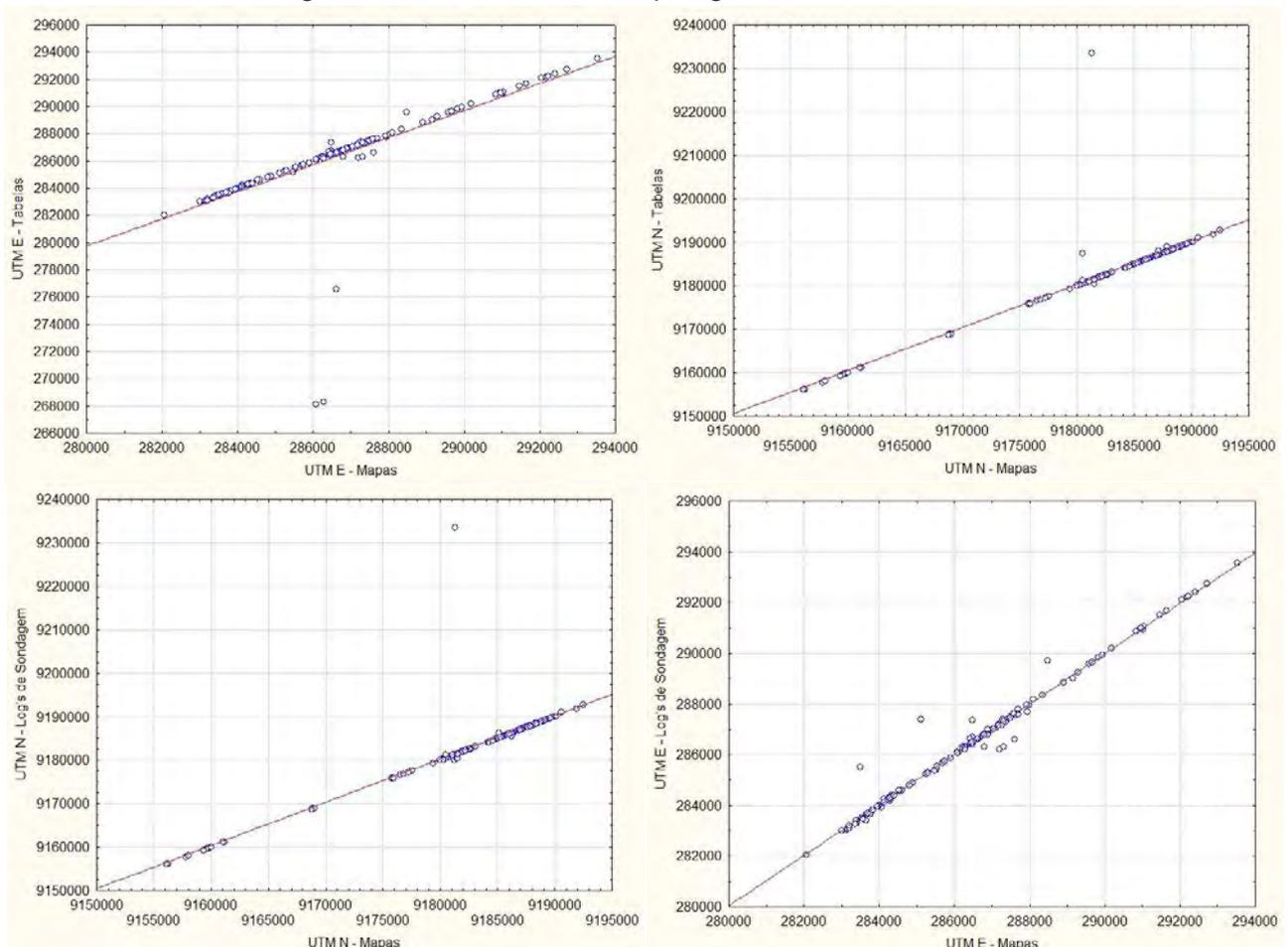
Por isso, optou-se por localizar os furos em mapas que estavam disponíveis nas escalas 1:2.500, 1:10.000, 1:25.000 e 1:50.000. Adotou-se, prioritariamente, localizar as coordenadas nas escalas maiores; em não as encontrando nestas, avançou-se para os mapas com menor detalhe. Esses mapas, originalmente em formato PDF, foram convertidos para imagens com a extensão .TIF. O registro geométrico foi feito no ArcGIS 10, por meio do método Transformação Polinomial de Primeira Ordem (Affline). Por meio desses mapas georreferenciados em sistema de referência Córrego Alegre, foram vetorizados os pontos e extraídas as suas coordenadas.

Foram construídas duas planilhas com os dados dos logs e das tabelas. Após serem convertidas para o formato *shapefile* (em Córrego Alegre), foram colocadas sobre os mapas georreferenciados (alguns pontos plotados não possuíam a mesma distribuição espacial).

Em seguida, foram extraídas as coordenadas dos mapas e construída uma planilha, para comparar com as coordenadas contidas na tabela do relatório e nos logs de sondagem. Assim, verificou-se, mais uma vez, coordenadas distintas para um mesmo furo, conforme aponta o gráfico de dispersão (Figura 85), por meio dos pontos que se situam fora da reta.

Como não foi possível ter controle do erro das tabelas e dos logs de sondagem, os pontos localizados nos diversos mapas alocados nos relatórios técnicos foram adotados como o par de coordenadas definitivo para toda a análise espacial da área.

Figura 85 – Diferenças entre as coordenadas contidas na tabela do relatório e nos logs de sondagem e as extraídas dos mapas georreferenciados.



11.1.2 SRTM e extração da cota (Z)

Um modelo digital de terreno (MDT) é definido como um modelo matemático que reproduz uma superfície real, a partir de algoritmos e de um conjunto de pontos (X, Y), com atributos de Z, que expressa de forma contínua o tipo de relevo. A partir daí, é possível calcular volume, desenhar perfis e seções transversais, gerar imagens sombreadas e perspectivas tridimensionais. Para isso, fontes de dados como sensoriamento remoto e topografia/geodésia podem chegar a esse resultado.

A etapa de aquisição de dados por parte do levantamento topográfico é, na quase totalidade das vezes, a mais demorada, custosa e que envolve um número maior de equipe em campo. Uma alternativa seria a utilização de técnicas de sensoriamento remoto com coleta de dados baseados em aerolevantamentos ou satélites espaciais, que garante boa precisão, mas os custos também são relativamente elevados, a depender da dimensão da área.

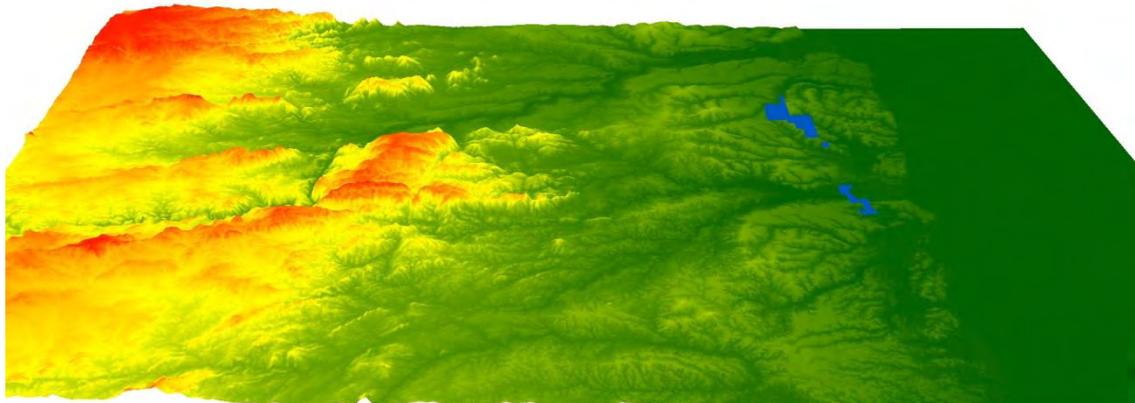
Para o caso da área de Miriri, a medida adotada mais razoável concerne à utilização dos dados reamostrados do MDT/SRTM do Projeto Topodata. O dado original do Shuttle Radar Topography Mission (SRTM) foi adquirido por meio de uma missão espacial de topografia por radar cujo projeto internacional foi liderado pela Agência Nacional de Inteligência Geoespacial e pela Administração Nacional da Aeronáutica e Espaço dos Estados Unidos (em inglês, National Geospatial-Intelligence Agency (NGA) e National Aeronautics and Space Administration (NASA), respectivamente). Executada pelo ônibus espacial Endeavour durante 11 dias em fevereiro de 2000, seu objetivo foi obter a mais completa base de dados topográfica digital de alta resolução da Terra com resolução de 90 m.

Os dados foram processados no Laboratório de Propulsão a Jato (Jet Propulsion Laboratory – JPL) da NASA e são distribuídos pelo Serviço Geológico dos Estados Unidos (em inglês, United States Geological Survey (USGS)). A cobertura dos dados abrange a maior parte da superfície emersa da Terra entre as latitudes 60° Norte e 56° Sul. A missão SRTM utilizou um Radar de Abertura Sintética (SAR), no ano de 2000, contendo as bandas C e X, para adquirir dados topográficos da área continental da Terra. A resolução espacial utilizada foi de ~3 arcos de segundo, ou aproximadamente 90 m, no sistema de Coordenadas Lat/Long e Datum WGS84.

Com base nos dados do SRTM, foi realizado em todo o território brasileiro o Projeto Topodata, elaborado pelo Instituto Nacional de Pesquisas Espaciais (INPE). O projeto realizou um procedimento computacional de reamostragem do tamanho da célula para aproximadamente 1 arco de segundo ou 30 m. Os processos foram desenvolvidos de modo a que as especificações originais dos dados SRTM não fossem modificadas.

O INPE disponibiliza esses dados gratuitamente no endereço <<http://www.webmapit.com.br/inpe/topodata>>. Assim, foi realizado o *download* do arquivo em formato TIFF com base na articulação e Sistema Geodésico de Referência (SGB) WGS84. O arquivo, denominado 07S36_.TIF (Figura 86), recobre a área de pesquisa, situada na folha topográfica João Pessoa (SB.25-Y-C).

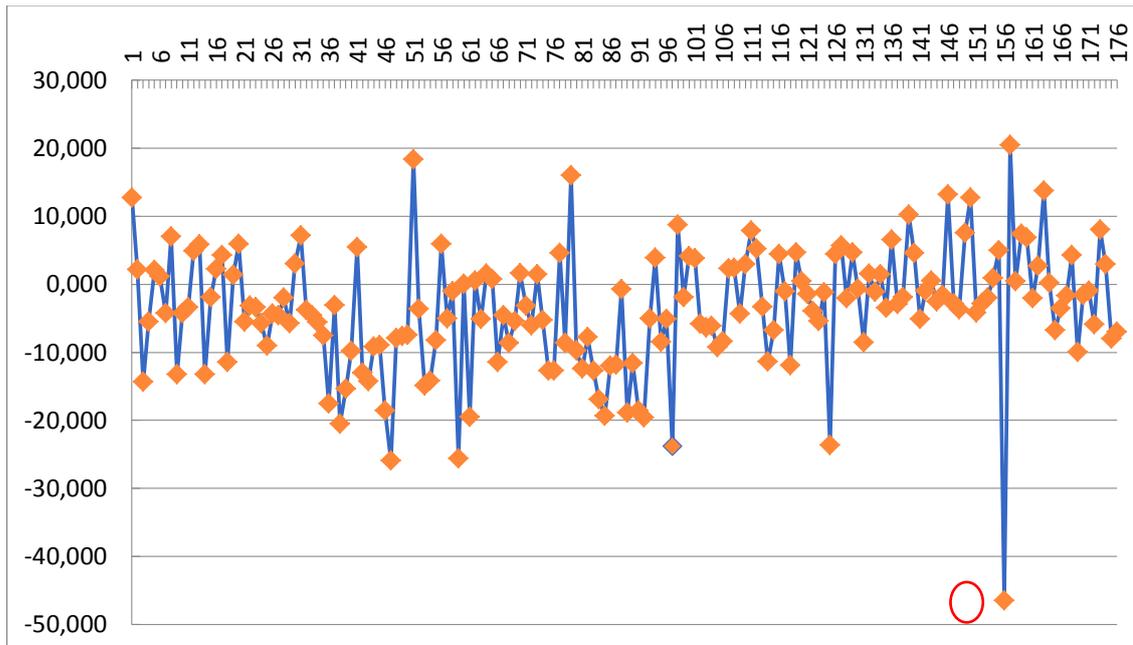
Figura 86 – Modelo digital de terreno da folha João Pessoa (em azul, detalhe da área do depósito de Miriri).



Para inserção no *software* 3D, os dados matriciais foram convertidos em representação vetorial, tendo como base uma superfície contendo isolinhas. Essa conversão foi realizada no pacote Arctoolbox do ArcGIS 10.1. As isolinhas são curvas que unem entre si pontos da superfície que tenham o mesmo valor de cota.

Os valores das cotas também foram verificados e comparados entre a cota nos logs de sondagem com a topografia obtida por dados SRTM. Utilizando-se o gráfico de linha (Figura 87), observam-se diferenças médias de 3,70 m, sendo a diferença mais significativa de caráter pontual registrada no furo AH-06-PB de -46,50 m.

Figura 87 – Gráfico de linha das diferenças dos valores de cota (Z) em metros nos furos.



11.1.3 Gamaespectrometria

De modo geral, o resgate dos dados de gamaespectrometria em logs de sondagem ocorre de forma tradicional, baseado no cálculo simples das distâncias, utilizando o escalímetro sobre o material impresso e aplicando a regra de três para determinar os valores.

Porém, esse tipo de procedimento, além de dispendioso, é lento e impreciso. Desse modo, o grande desafio foi criar um método que permitisse automatizar o processamento sem

comprometer a qualidade dos resultados, aliando agilidade e precisão na captura dos furos de sonda.

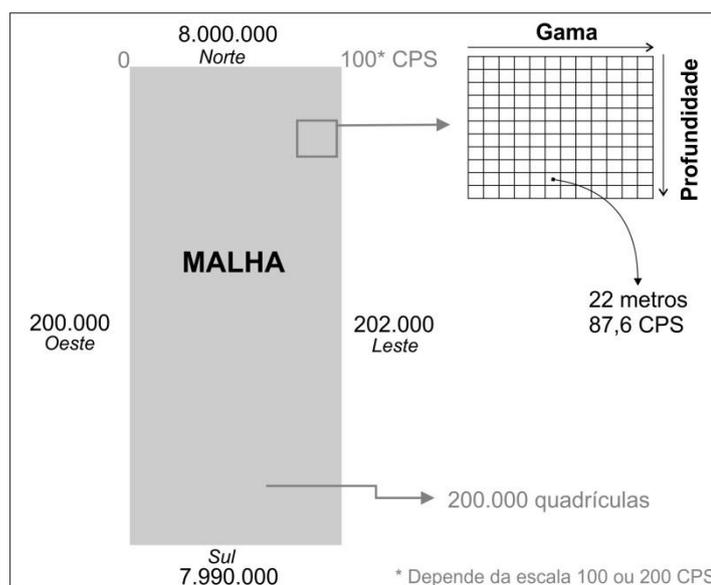
A atividade utilizou o *software* ArcGIS 10.1 (ESRI) e ocorreu em cinco etapas.

- Criação de malha retangular

A malha gerada contém dimensões cartesianas de 10X10, totalizando 200.000 quadrículas e as seguintes coordenadas extremas predefinidas: extremidade Norte – valor 8.000.000; extremidade Sul – 7.990.000; limite Oeste – 200.000; limite Leste 202.000.

A cada célula foram atribuídos valores de profundidade variando de 0 a 100 m e valores de gama variando de 0 a 100 cps ou de 0 a 200 cps (cps = contagem por segundo), dependendo da escala do perfil. Nessa proporção, cada quadrícula equivalia a uma unidade gama (1 cps) e a 10 cm de profundidade. A partir dessa matriz, gerou-se uma *shapefile* padrão (Figura 88).

Figura 88 – Malha-padrão gerada para resgate de informações.



- Referenciamento dos logs de sondagem

Os logs foram convertidos em imagem TIFF para serem incorporados ao *software* ArcGIS. Assim, o quadro do log contendo as informações da gamaespectrometria foi ajustado tendo como base a *shapefile* padrão citada anteriormente. Dessa forma, a célula correspondente ao valor de 0 m e 0 cps do log foi inserida na posição 0,0 da malha. É importante informar que não foi necessário definir qualquer sistema de referência espacial (Córrego Alegre, SAD69 etc.), pois o objetivo não era o ajuste para fins locais e, sim, a determinação de valores.

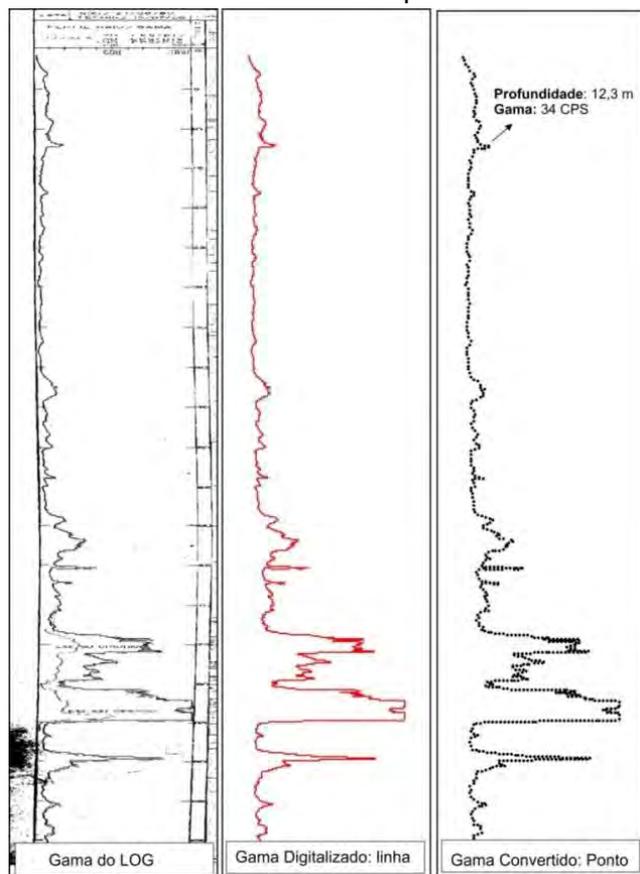
- Vetorização do log de sondagem

Após o referenciamento, iniciou-se o processo de vetorização das curvas do perfil gamaespectrométrico e conversão para *shapefile* do tipo linha. Para o procedimento, utilizou-se o método de vetorização automático e semiautomático do ArcGIS.

- Conversão das linhas vetorizadas em pontos

Cada linha vetorizada é composta por cerca de 600 vértices. A conversão consiste em transformar todos os vértices das linhas vetorizadas em pontos, por meio da ferramenta “*vértice to point*” do ArcGIS (Figura 89).

Figura 89 – Processo de construção do log em formato vetorial de linhas e posterior conversão das linhas vetorizadas em pontos.



- *Join* espacial

Essa etapa consistiu em transferir os valores de profundidade e gamaespectrométricos definidos na malha para os pontos. O procedimento foi realizado por meio de *join* espacial, ou seja, na intersecção entre o ponto e a malha, o valor da malha foi incorporado ao ponto.

Depois de realizados todos os procedimentos, o arquivo final foi convertido para uma tabela no formato Excel, contendo os seguintes campos:

BHID: Código do furo

FROM: intervalo inicial do furo

TO: intervalo final do furo

GAMMA: os resultados da gamaespectrometria

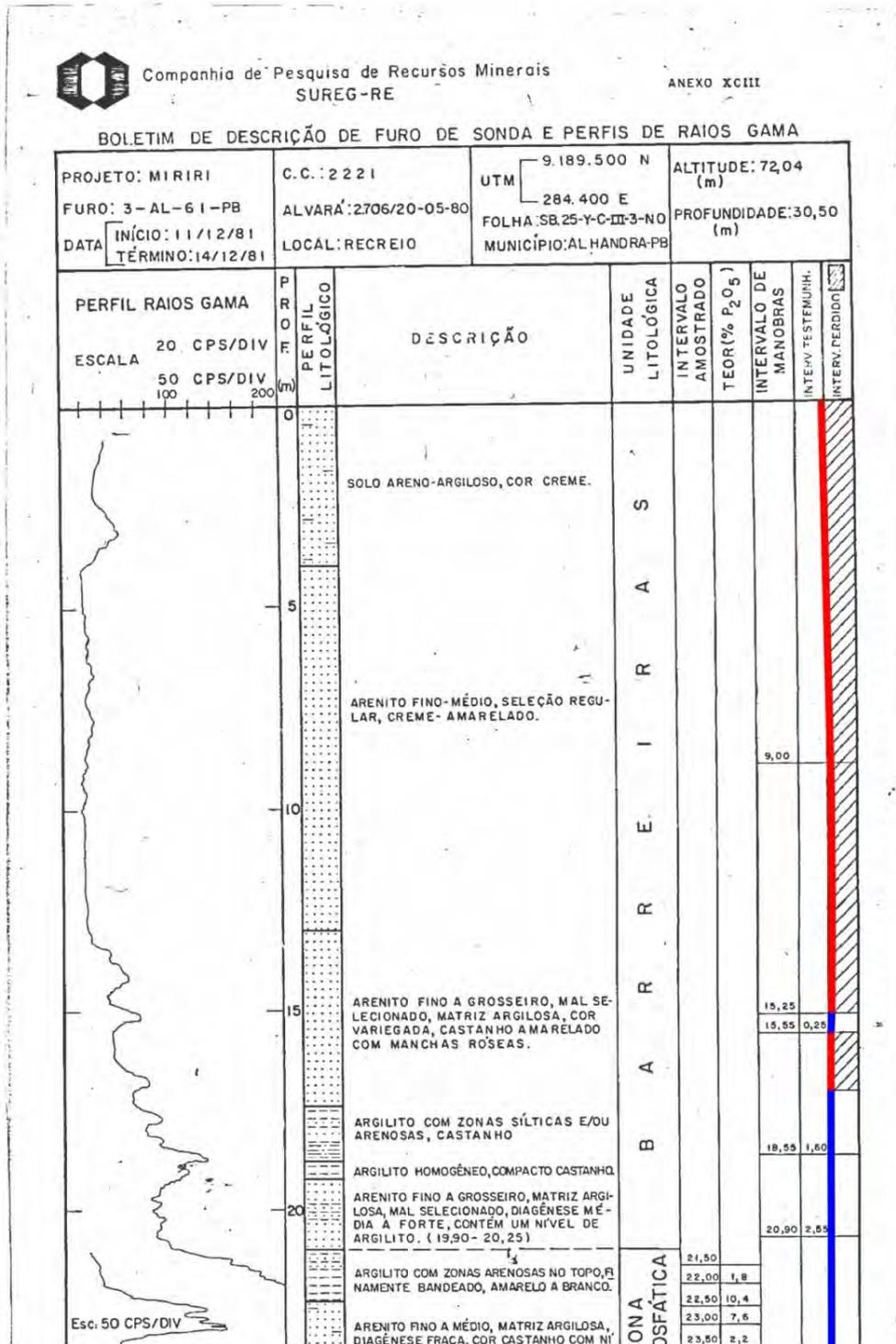
O método foi aplicado a 69 logs de sondagem, para captura das informações de gamaespectrometria. Contudo, 107 não puderam ser vetorizados, pois não possuíam as informações da escala da gamaespectrometria.

11.1.4 Avanço e recuperação

Os dados de recuperação estão disponíveis nos relatórios de pesquisa e foram digitalizados para compor a avaliação da qualidade e confiabilidade da coleta das amostras.

Foram extraídas as informações da recuperação de testemunhos de sonda que se referem à quantidade do material retirado no momento da perfuração e que varia de 0 a 100%. Esses dados estão dispostos do lado direito do log (Figura 90).

Figura 90 – Extração dos dados de recuperação por seccionamento das linhas.



Para capturar a informação, foi criada uma linha que seguiu o mesmo comprimento da matriz-padrão, delineada a partir da origem da coluna da recuperação. Para cada mudança de representação, a linha foi seccionada.

Após o seccionamento das linhas, foi calculado o seu respectivo comprimento. Como a escala da profundidade estava diferente, foi realizada a divisão por 100 para ser ajustada ao seu valor real (Quadro 7).

Quadro 7 – Modelo da tabela final dos dados digitalizados da recuperação de testemunhos

LENGHT	REC	BHID	FROM	TO	REC
924,4891	100	3-AL-100-PB	0	9,244891	100
153,4739	0	3-AL-100-PB	9,244891	10,77963	0
71,01032	100	3-AL-100-PB	10,77963	11,48973	100
148,3199	0	3-AL-100-PB	11,48973	12,97293	0
54,97573	100	3-AL-100-PB	12,97293	13,52269	100
82,4636	0	3-AL-100-PB	13,52269	14,34733	0
73,36225	100	3-AL-100-PB	14,34733	15,08095	100

Esse método foi aplicado aos 176 logs disponíveis para a modelagem. O quantitativo de arquivos realizados na produção desses dados de recuperação de testemunhos foi maior em relação à gamaespectrometria, devido à clareza disponível de suas informações.

Em geral, os índices de recuperação dos testemunhos de sondagem na zona mineralizada são superiores a 90%. Essas informações foram inseridas no banco de dados, manobra a manobra, sendo elaborado um estudo comparativo entre teor x recuperação para descobrir até que ponto a recuperação poderia influenciar os resultados das análises químicas e, conseqüentemente, o cálculo de recursos.

11.2 MEDIÇÕES DE DENSIDADE

As determinações de densidades dos litotipos inseridos no contexto do depósito fosfático de Miriri foram realizadas exclusivamente com amostras de testemunhos de sondagem e basearam-se na norma da American Society for Testing and Materials – ASTM C 914-95: Standard Test Method for Bulk and Volume of Solid Refractories by Wax Immersion (ASTM, 2004). O estudo foi desenvolvido nas dependências da Superintendência Regional de Recife da CPRM (SUREG-RE) por técnicos locais e supervisionado pelos geólogos Jônathan Nereu Lisboa Rojas e Cleide Regina Moura.

Procederam-se a 287 medições de densidade, contemplando os três tipos de minério e alguns intervalos estéreis. Os ensaios para determinação de densidade foram individualizados de acordo com o tipo de material em relação ao grau de compactação de cada amostra.

As amostras de materiais friáveis passaram por processos de compactação em frascos específicos (Figura 91), que permitiram a pesagem e o cálculo das densidades de acordo com a fórmula – Densidade (g/cm^3) = Ps/Vf –, onde Ps = massa da amostra no frasco-padrão, em gramas, e Vf = volume do frasco-padrão, em cm^3 (ou mL).

Figura 91 – Modo de preparação de amostras friáveis.



As amostras de materiais compactos a semicompactos primeiramente foram secadas em estufa e pesadas em balança hidrostática para determinação de seu peso seco. Logo após, foram revestidas em filme de PVC com o intuito de envelopá-las, tornando-as impermeáveis, e novamente pesadas para determinação do peso com o filme de PVC (Figura 92). A seguir, as amostras revestidas com PVC foram posicionadas no cesto, com a balança tarada, e imersas em água. Dessa forma, determinaram-se os pesos das amostras imersas, o que permitiu o cálculo das respectivas densidades a partir da fórmula – Densidade (g/cm^3) = $W/V = W/W-S$ –, onde W = massa seca em grama e S = massa imersa da amostra em grama.

Com a conclusão das medições, os resultados foram transferidos para a planilha do banco de dados, para serem utilizados na modelagem e estimativa do depósito.

Figura 92 – Modo de preparação de amostras compactas.



11.3 ANÁLISES QUÍMICAS

A partir do ano de 2013, o conjunto de dados que resume as atividades desenvolvidas neste projeto foi revalidado por meio de reanálises de material pulverizado, coleta de intervalos de testemunho de sondagem ainda não coletados, além de coletas sobrepostas a intervalos já coletados. Em sete lotes, que abrangem 539 amostras, foram inseridas alíquotas de material certificado (padrões) para controle do desempenho da SGS Geosol, além de duplicatas de polpa. Os certificados analíticos foram recebidos e avaliados.

O relatório final de pesquisa do projeto, datado de 1986, relata a análise de 1.101 amostras no LAMIN, sendo todas para P_2O_5 , e 234 destas para óxidos de Si, Al, Fe, Mg e Ca, além de perda ao fogo. As amostras oriundas das análises efetuadas na SGS Geosol apresentam resultados para óxidos de elementos maiores mais completos em termos de analíticos, tendo resultados para K, Na e Mn, além dos mencionados no relatório.

Com base nos dados, 874 amostras foram analisadas na SGS Geosol (Quadro 8). Destas, 271 estão sem referência de certificados. Sete dos nove certificados emitidos foram recebidos e conferidos qualitativamente.

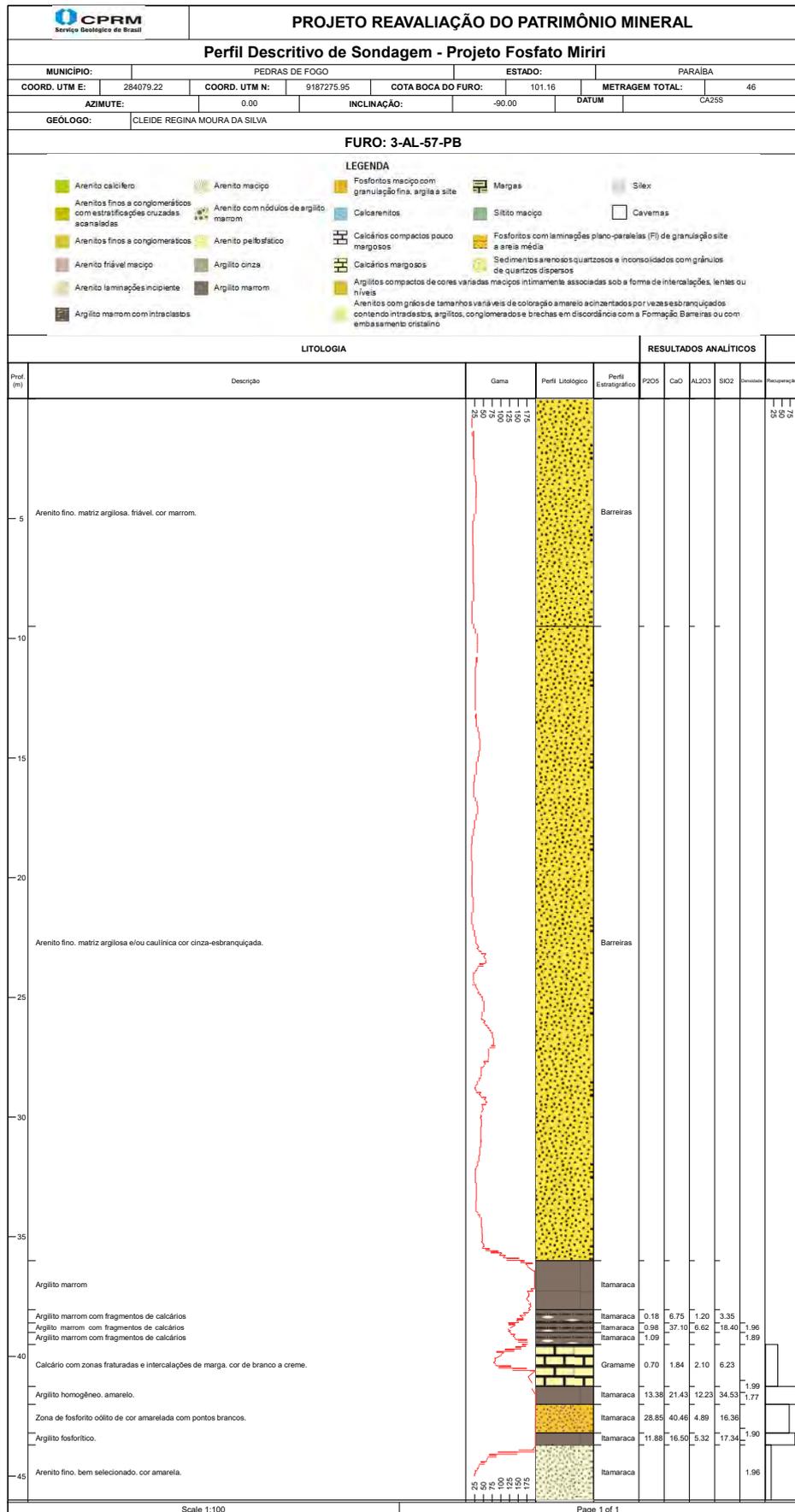
Quadro 8 – Listagem de certificados analíticos e quantitativo de amostras

Certificado	#Amostra Laboratório
*Sem Informação	271
GQ1104489	7
GQ1201135	57
GQ1306720	100
GQ1306721	100
GQ1306722	100
GQ1306723	100
GQ1306725	100
GQ1306727	15
GQ1306728	24
Total	874

11.4 LOGS DE SONDAGEM

As informações pertinentes aos furos utilizados no estudo de reavaliação foram atualizadas em relação a alguns aspectos, como posicionamento, metragem atingida, data de execução, descrição geológica, teores de P₂O₅, recuperação, gamaespectrometria etc. Desse modo, novos logs de sondagem foram gerados (Figura 93). Esse material encontra-se em formato digital, incorporado ao banco de dados digital do projeto.

Figura 93 – Modelo de log de sondagem criado para o projeto.



12 Quality Assurance/Quality Control (QA/QC)

A avaliação registrada neste capítulo consiste de análise dos resultados de amostras certificadas (padrão BRP-1), de reanálise de material pulverizado das amostras originalmente coletadas e o fechamento estequiométrico de parte das amostras enviadas para o laboratório da SGS Geosol.

12.1 PADRÃO BRP-1

O material de referência BRP-1 foi produzido em grande escala por meio de convênio entre Universidade Estadual de Campinas (UNICAMP), Universidade Estadual Paulista (UNESP), CPRM e USGS, com financiamento do Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq). O material é derivado de basalto da região de Ribeirão Preto (SP) e foi o único utilizado na avaliação das análises químicas do Projeto Miriri.

Para avaliar o desempenho do laboratório, empregou-se a seguinte metodologia:

- Avaliação da média dos valores recebidos em relação ao valor certificado (viés).
- Investigação da fonte de eventuais desvios em lotes com picos sucessivos fora dos limites de ± 2 DP (desvio-padrão) da população (*outliers*).
- Avaliação visual de tendências.

A avaliação do viés obedece à seguinte orientação:

- Bom: $|\text{Viés}| < 5\%$
- Questionável: $|\text{Viés}|$ entre 5% e 10%
- Inaceitável: $|\text{Viés}| > 10\%$

O princípio geral recomenda acompanhar os índices de qualidade e tomar ações imediatas para identificar a fonte do problema, que pode estar em diversos pontos do processo. A simples reanálise das amostras não é suficiente para retificar dados anômalos encontrados pelo programa de QA/QC, sendo esta apenas parte das possíveis ações a serem tomadas.

Os padrões totalizam 25 amostras inseridas em lotes formados por alíquotas selecionadas para reanálise. O período de análise está compreendido entre 24.09.2013 e 07.10.2013, quando os lotes contendo amostras-padrão foram analisados na SGS Geosol. Os resultados foram bastante satisfatórios no que se refere à ausência de viés e adequação dos resultados analíticos em relação aos valores de referência.

Foram avaliados 10 óxidos de elementos maiores, cujos valores de referência (VR) estão listados no Quadro 9.

Quadro 9 – Analíticos avaliados no padrão BRP-1 e respectivos valores de referência (VR)

Analíticos	Valores de Referência (VR)	Incerteza
SiO ₂	50.39	0.15
TiO ₂	3.81	0.03
Al ₂ O ₃	12.40	0.07
Fe ₂ O _{3t}	15.59	0.09
MnO	0.21	0.00
MgO	3.94	0.03
CaO	7.95	0.05
Na ₂ O	2.71	3.00
K ₂ O	1.52	0.01
P ₂ O ₅	0.63	0.01

Os valores de elementos-traço também foram certificados para o BRP-1 e seria possível avaliar o desempenho do laboratório para esses analíticos também. Porém, foi dada prioridade aos óxidos de elementos maiores, deixando-se os elementos menores e traços passíveis de avaliação em um segundo momento.

Os gráficos apresentam:

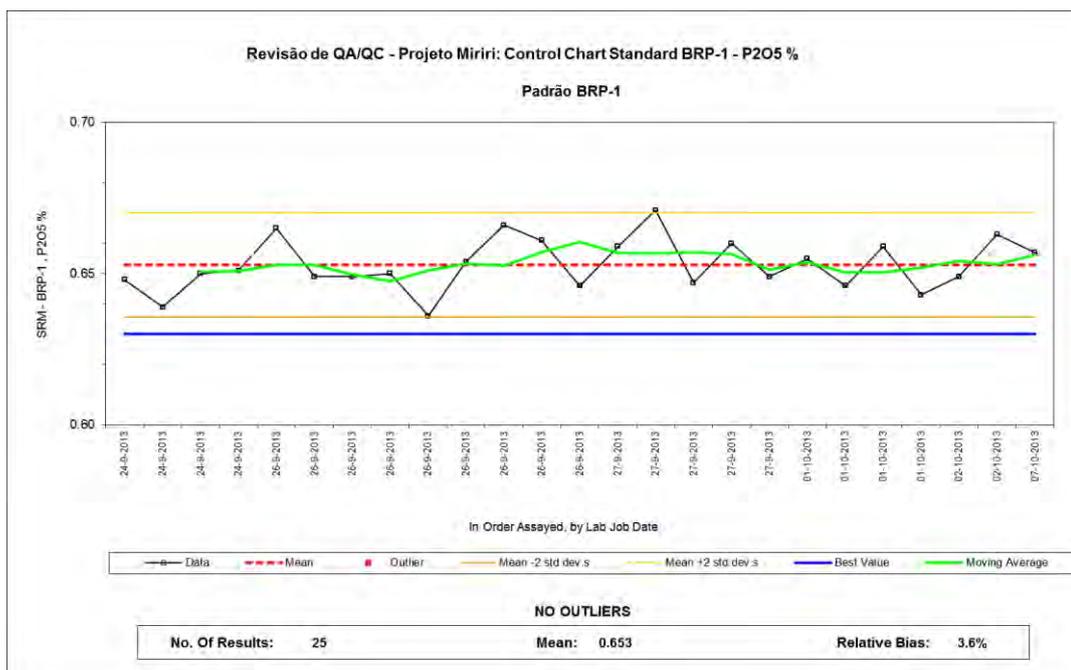
- Amostras anômalas (*outliers*).
- Data da análise.
- Valor de referência (*Best Value*).
- Média móvel de cinco intervalos aplicada sobre os valores obtidos.
- Média das amostras avaliadas.
- Limites de aceitação (média da amostragem acrescida ou subtraída do valor de duas vezes o desvio-padrão da amostragem).

O viés (*bias*) é calculado a partir desta equação: Viés: $([Média\ obtida]/[Best\ Value]) - 1$.

O P₂O₅ apresentou valor médio de 0,65%P₂O₅, dois centésimos percentuais acima do valor certificado (Figura 94). Uma das possíveis causas dessa diferença pode ser a curva de calibração inapropriada do equipamento analítico em relação à matriz do padrão (basalto). Essa matriz difere muito da matriz das amostras do projeto (sedimentos), que é a informada ao laboratório. Outra causa possível é contaminação por arrasto, uma vez que os teores de P₂O₅ das amostras de rotina são da ordem de cinco vezes o teor do padrão.

Porém, considerando o teor muito baixo da amostra-padrão (0,63%P₂O₅), os efeitos dessa variação não devem impactar significativamente no conjunto de amostras, que apresenta teor médio de 3,0%P₂O₅, e não representam risco relevante às análises. Adicionalmente, não houve tendência perceptível nas análises dos analíticos, o que contribui na garantia da exatidão da análise.

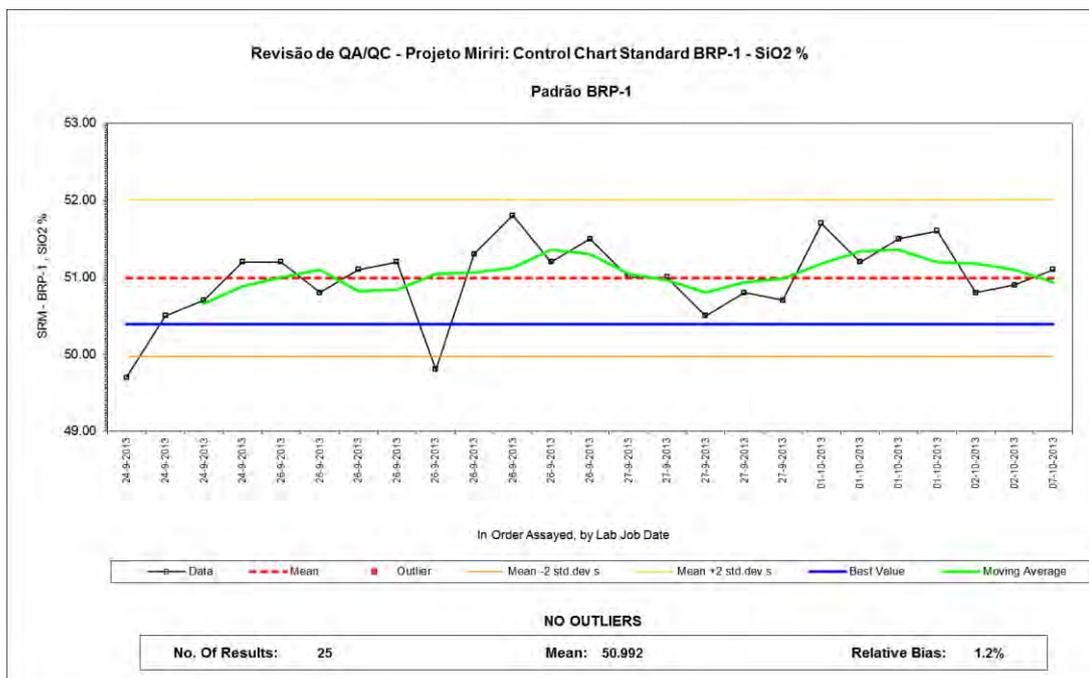
Figura 94 – Histórico de análises do BRP-1 para P₂O₅ na SGS Geosol.



Para SiO₂ (Figura 95) foi observado um pequeno viés no início da série, que se normalizou a partir da quarta amostra. Um pico negativo ficou abaixo do limite de -2DP, mas o quadro geral das amostras está dentro do que se considera aceitável, por não haver na vizinhança imediata outro pico fora dos limites.

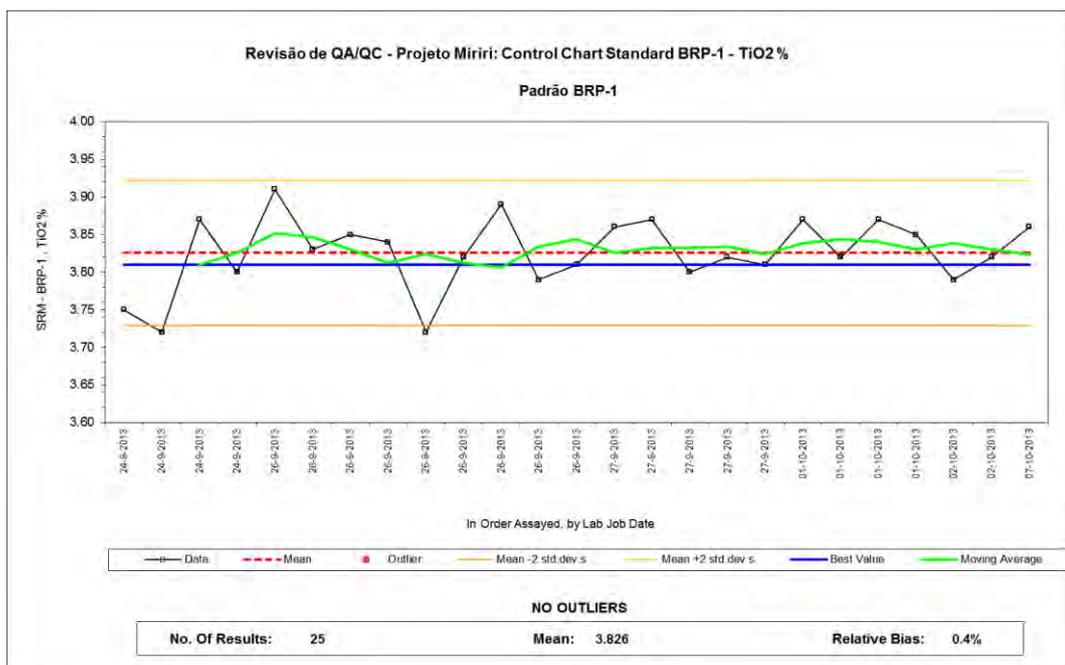
O viés para SiO₂ está em 1,2% e não foi verificada tendência, atestando a exatidão da análise.

Figura 95 – Histórico de análises do BRP-1 para SiO₂ na SGS Geosol.



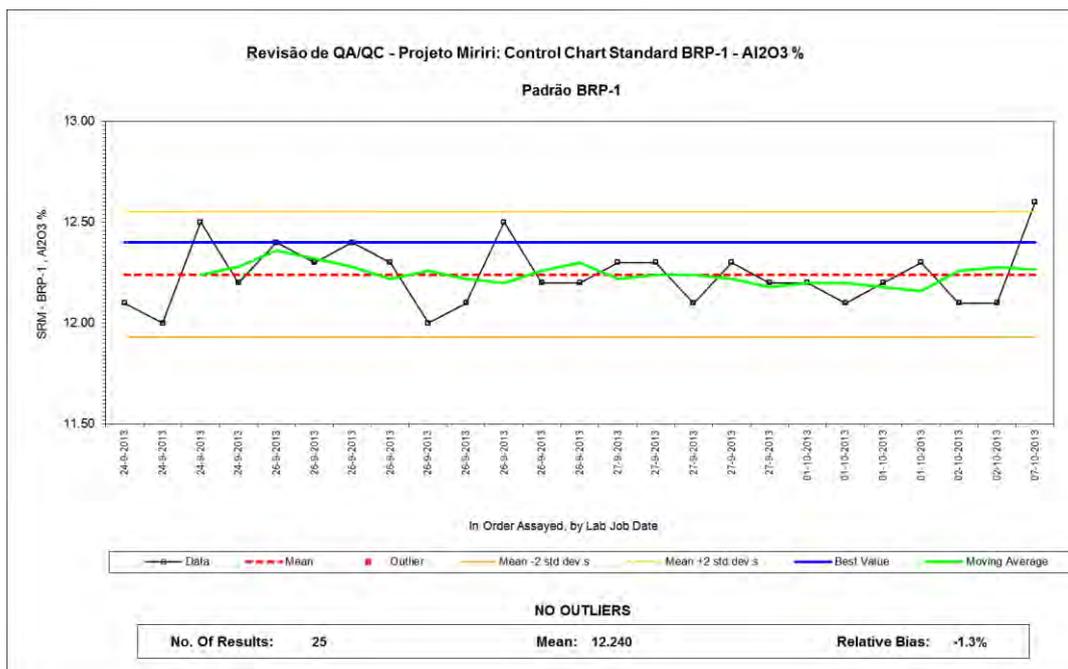
O gráfico de TiO₂ (Figura 96) apresenta o mesmo pico negativo em que foi observado o pico negativo de SiO₂. Também não apresenta picos sucessivos nem tendências. O viés está em 0,4%.

Figura 96 – Histórico de análises do BRP-1 para TiO₂ na SGS Geosol.

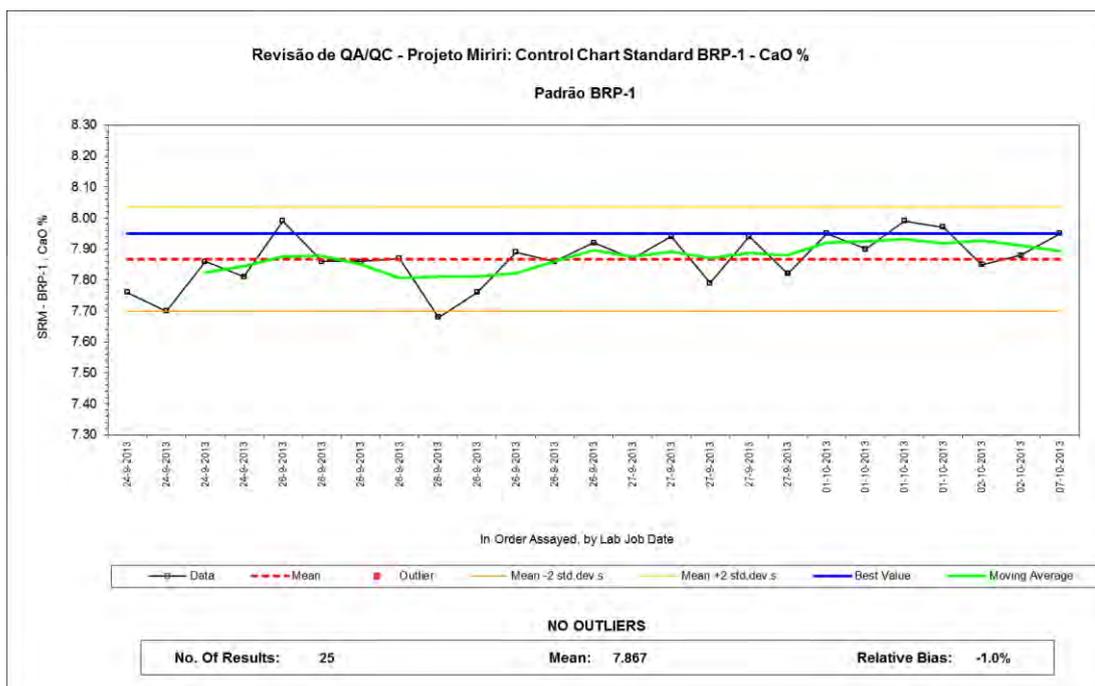


Os resultados para Al₂O₃ (Figura 97) apresentaram viés negativo de 1,3%. Não houve tendência e apenas uma amostra apresentou teor fora do limite esperado. No geral, as análises foram aceitas.

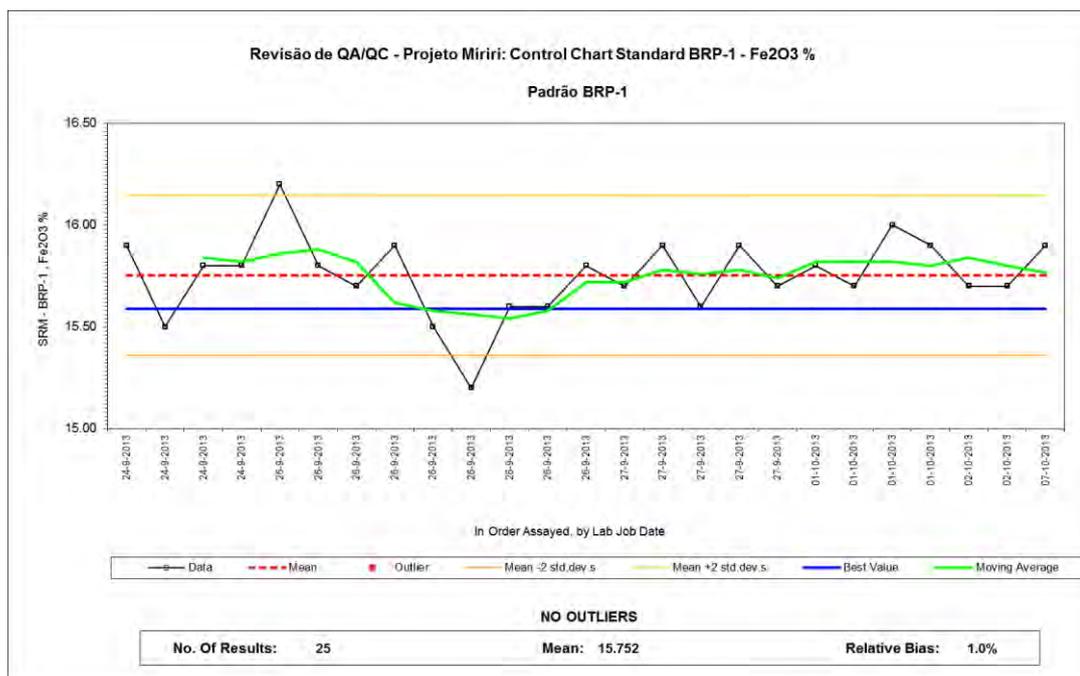
Figura 97 – Histórico de análises do BRP-1 para Al₂O₃ na SGS Geosol.



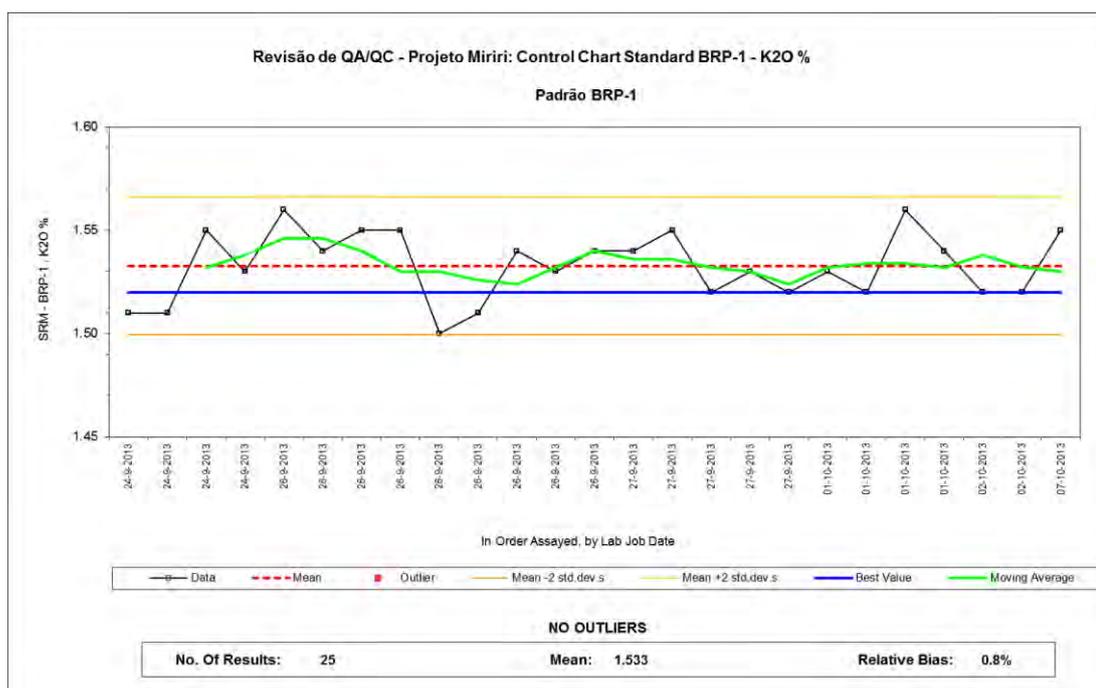
O CaO (Figura 98) apresentou comportamento um pouco mais errático que os analíticos supracitados, mas os resultados foram satisfatórios e não apresentam desvios nem tendências. O viés está dentro do tolerável (-1,0%).

Figura 98 – Histórico de análises do BRP-1 para CaO na SGS Geosol.

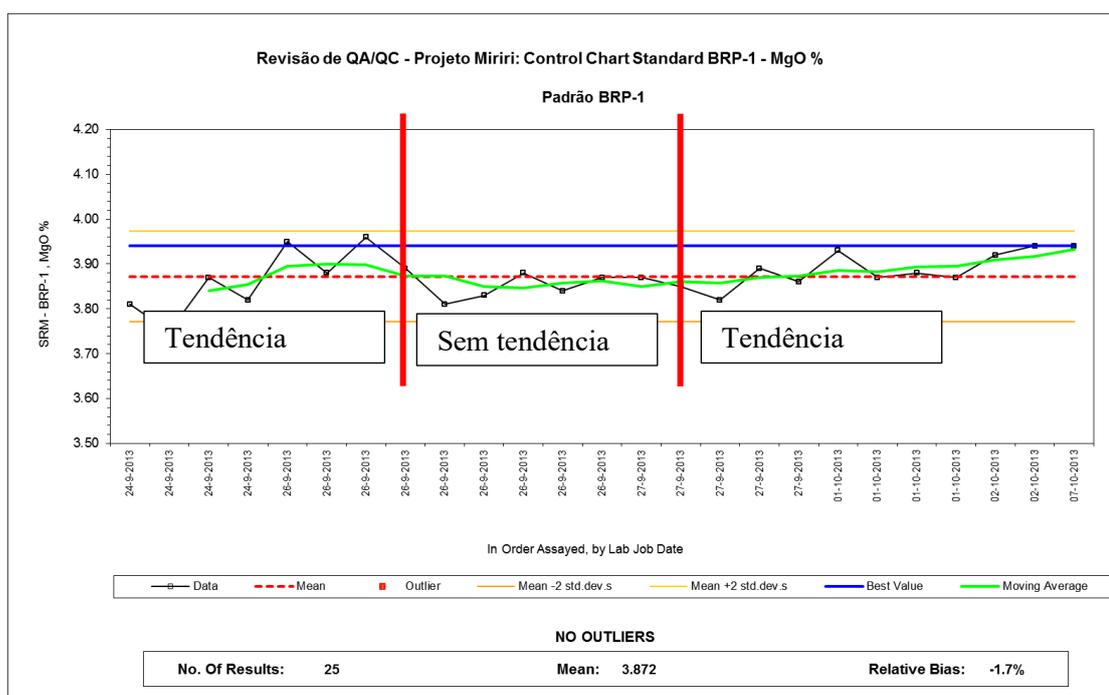
Os valores de Fe_2O_3 (Figura 99) tiveram comportamento também errático, com dois picos fora das linhas de tolerância. Como não foram sucedidos ou precedidos de pontos fora das linhas, as análises foram aceitas. Assim como os anteriores, não foi identificada qualquer tendência nos resultados.

Figura 99 – Histórico de análises do BRP-1 para Fe_2O_3 na SGS Geosol.

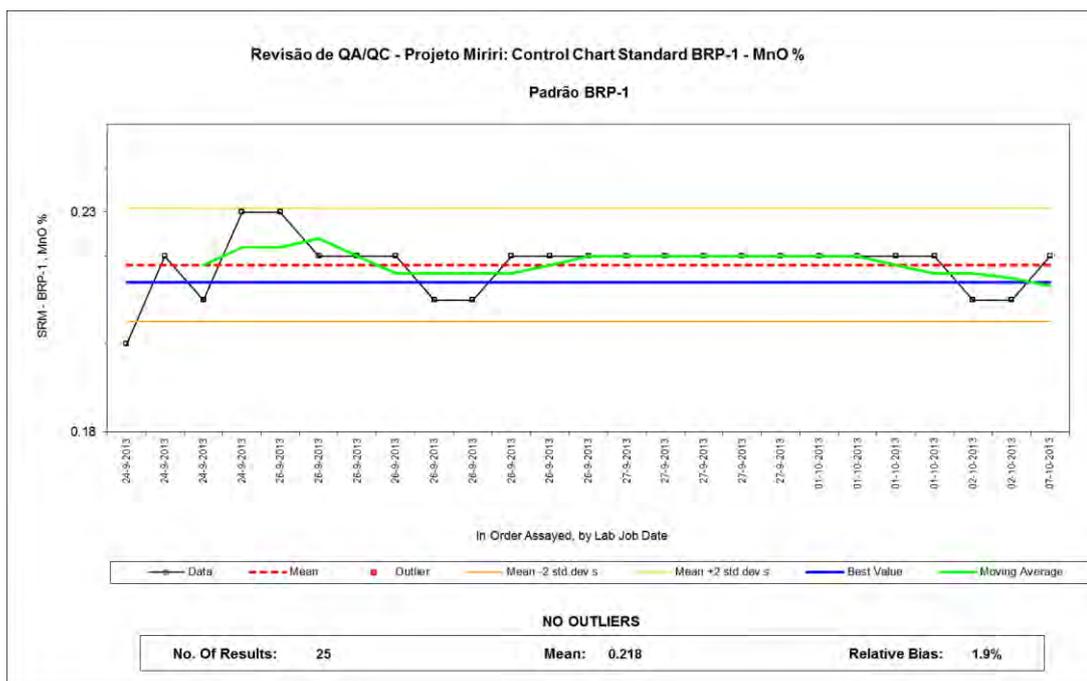
O K_2O (Figura 100) apresenta comportamento similar a CaO , com picos semelhantes e nenhuma ocorrência fora dos limites. Não foi observada tendência nos dados e o viés está em 0,8%.

Figura 100 – Histórico de análises do BRP-1 para K₂O na SGS Geosol.

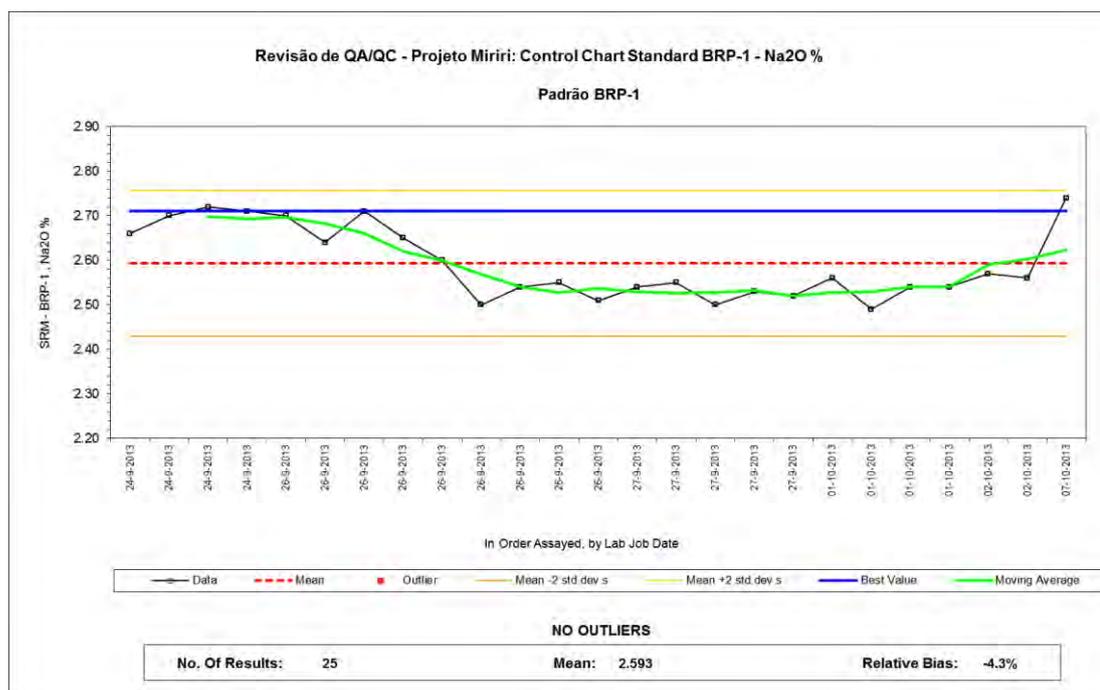
O único analítico que apresentou tendências foi MgO (Figura 101). Apesar de pequenas, duas séries apresentaram padrão ascendente ao longo do tempo, sendo a primeira nas oito primeiras amostras e, a segunda, nas 10 últimas. Ambas permaneceram dentro dos limites aceitáveis. O viés de -1,7% indica boa exatidão das análises.

Figura 101 – Histórico de análises do BRP-1 para MgO na SGS Geosol.

Por estar próximo ao limite de detecção do método analítico, o comportamento de MnO (Figura 102) no gráfico apresenta-se com variações discretas, o que dificulta a avaliação da presença de tendências. O viés baixo (1,9%) confirma a boa exatidão do método.

Figura 102 – Histórico de análises do BRP-1 para MnO na SGS Geosol.

Os valores de Na₂O para o padrão BRP-1 (Figura 103) oscilaram dentro dos limites. Observou-se tendência de queda no início do período, porém com pouco impacto no comportamento geral e com regularização nos últimos registros. O viés está em -4,3%, o maior entre os analíticos avaliados, mas ainda dentro do tolerável.

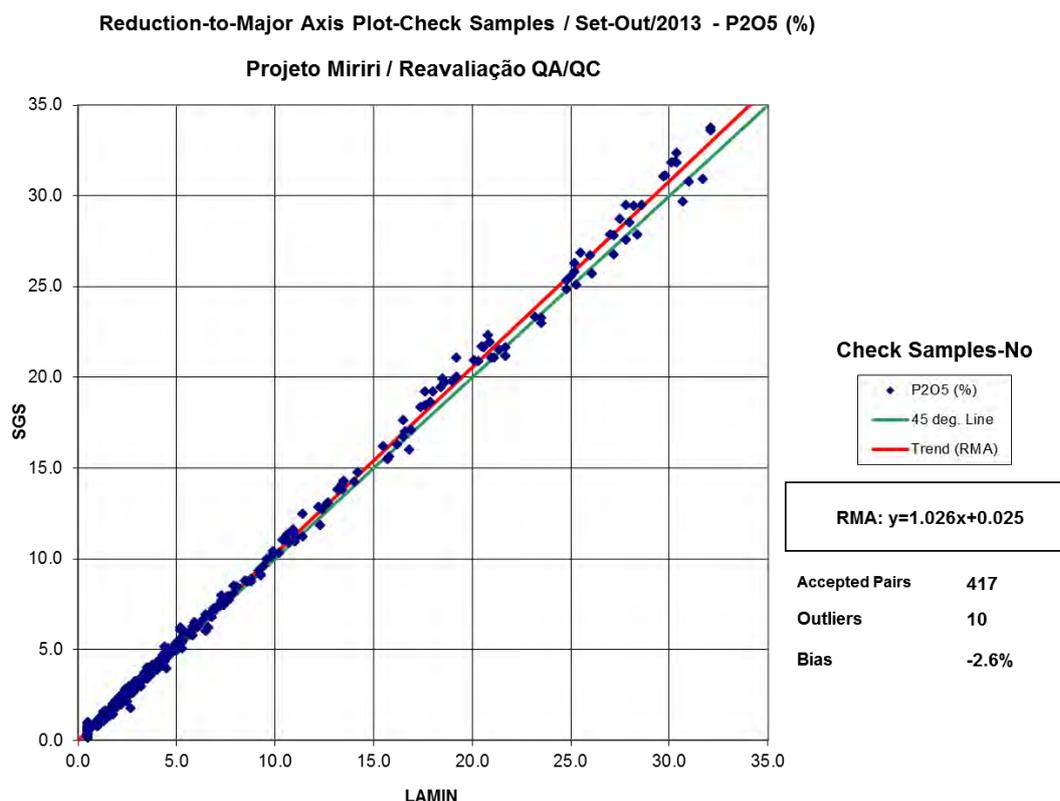
Figura 103 – Histórico de análises do BRP-1 para Na₂O na SGS Geosol.

12.2 CHECK ASSAY

As reanálises de material pulverizado foram denominadas *check assay*. Amostras analisadas no Laboratório de Análises Mineraias (LAMIN) da CPRM foram enviadas para um laboratório externo certificado. As duplicatas atestaram boa confiabilidade nas análises do LAMIN em relação aos resultados da SGS Geosol, que apresentaram pequena tendência de -2,6%, o que indica leve tendência desse laboratório para obter valores maiores em relação ao LAMIN, porém dentro do tolerável. Das 427 amostras analisadas, apenas 10 (2,34%) foram consideradas *outliers*. Aqui, o termo *outlier* difere um pouco do apresentado na avaliação dos padrões, pois há uma linha de referência (45°) e uma com a tendência geral da regressão. Além disso, a comparação das amostras é feita aos pares.

Verifica-se o bom ajuste da regressão em relação à reta de 45°, indicando boa confiabilidade do LAMIN em relação à SGS Geosol, confirmando os teores (Figura 104).

Figura 104 – Gráfico de dispersão de amostras de *check assay* após remoção de *outliers*.



12.3 DUPLICATAS

As duplicatas de polpas também foram utilizadas como ferramenta de controle. Elas foram geradas durante a montagem dos lotes de reenvio e estão espaçadas de algumas amostras (Figuras 105 a 109).

Figura 105 – Gráfico de duplicatas de polpa para P₂O₅.

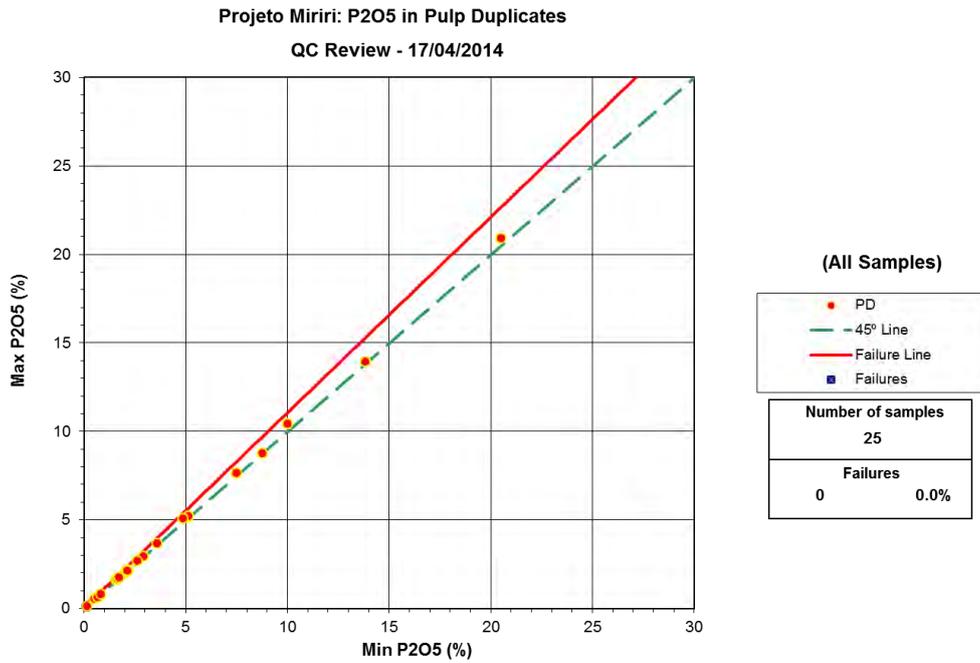


Figura 106 – Gráfico de duplicatas de polpa para P₂O₅ (amostras <5%).

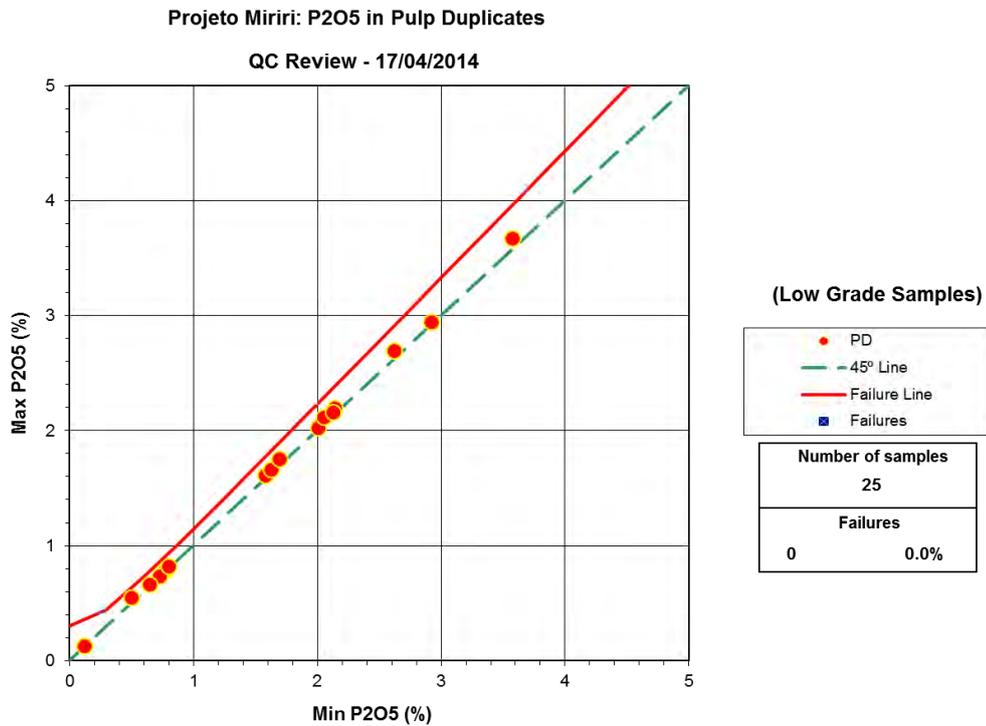


Figura 107 – Gráfico de duplicatas de polpa para SiO₂.

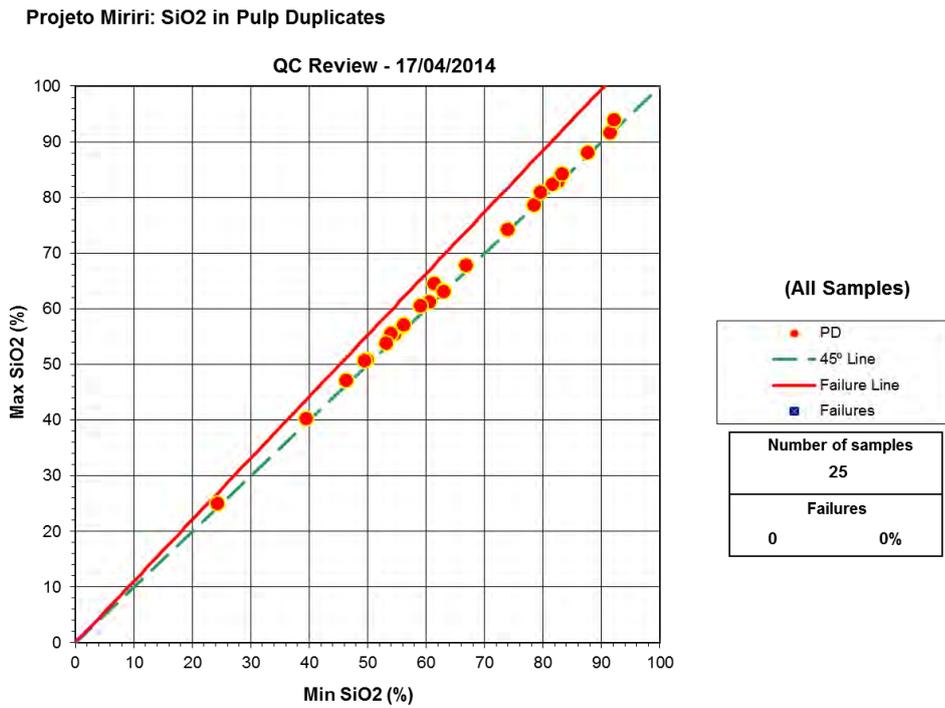


Figura 108 – Gráfico de duplicatas de polpa para Al₂O₃.

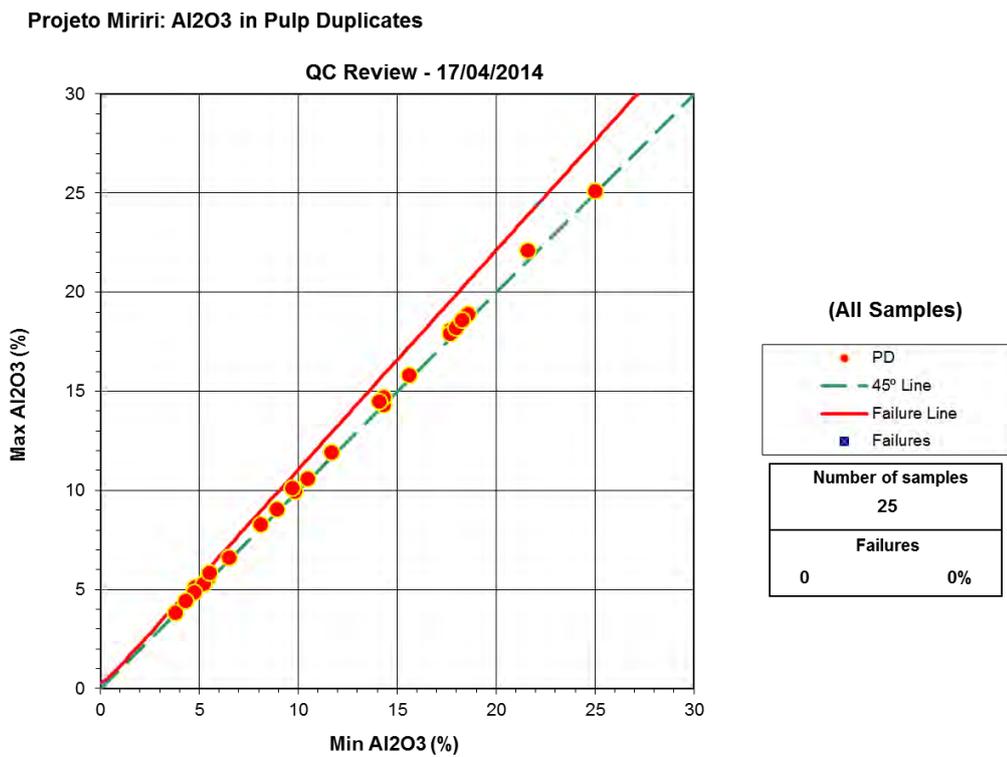
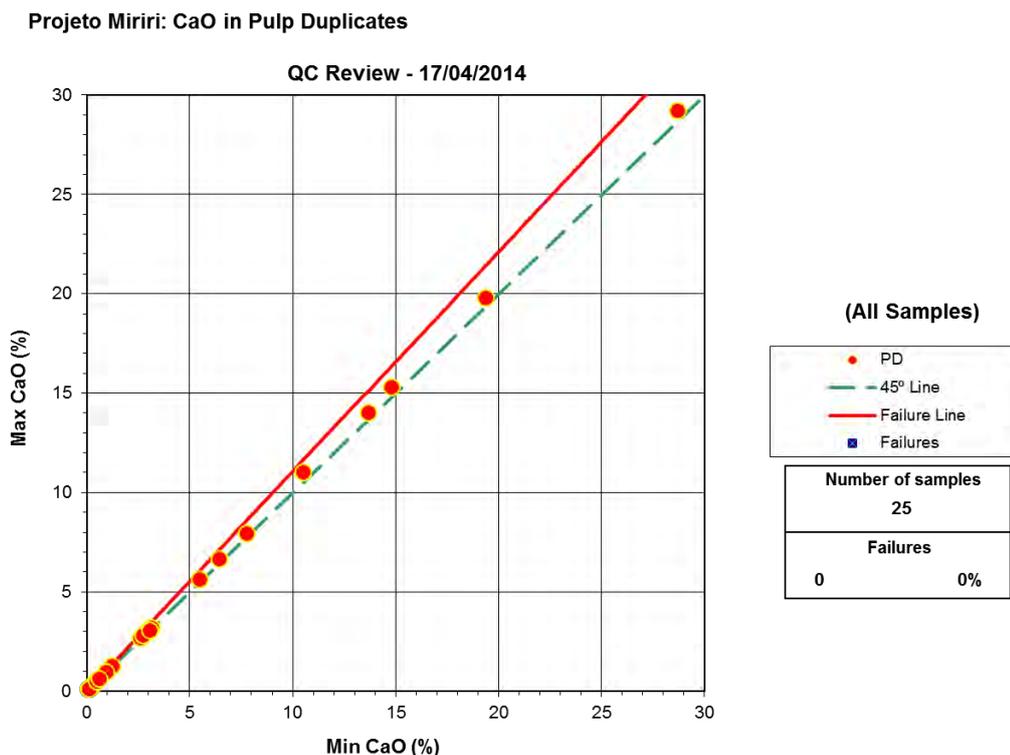


Figura 109 – Gráfico de duplicatas de polpa para CaO.

As duplicatas de polpa somaram 25 amostras, estando todos os pares dentro da linha de tolerância de cada gráfico. Isso atesta a excelente repetibilidade do processo analítico da SGS Geosol, embora a população de amostras seja pequena.

12.4 FECHAMENTO ESTEQUIOMÉTRICO

O fechamento estequiométrico é uma das formas de se avaliar o desempenho dos laboratórios. A recomendação geral é de que o fechamento fique entre 98 e 102%. Alguns laboratórios praticam a normalização dos resultados para forçar o fechamento em 100% ou muito próximo a esse percentual. Essa prática não é recomendada, pois altera os valores medidos e falseiam o desempenho do laboratório. Adicionalmente, o fechamento estequiométrico é dado útil e, estando fora dos limites toleráveis, pode indicar problemas de operação dentro do laboratório. Pelos resultados observados e histórico de trabalho da SGS Geosol, a normalização dos dados parece não ter sido aplicada.

Foram avaliadas 539 amostras analisadas para 15 analíticos na SGS Geosol entre 24.09.2013 e 07.10.2013 pelos métodos XRF79C e PHY01E (Quadro 10).

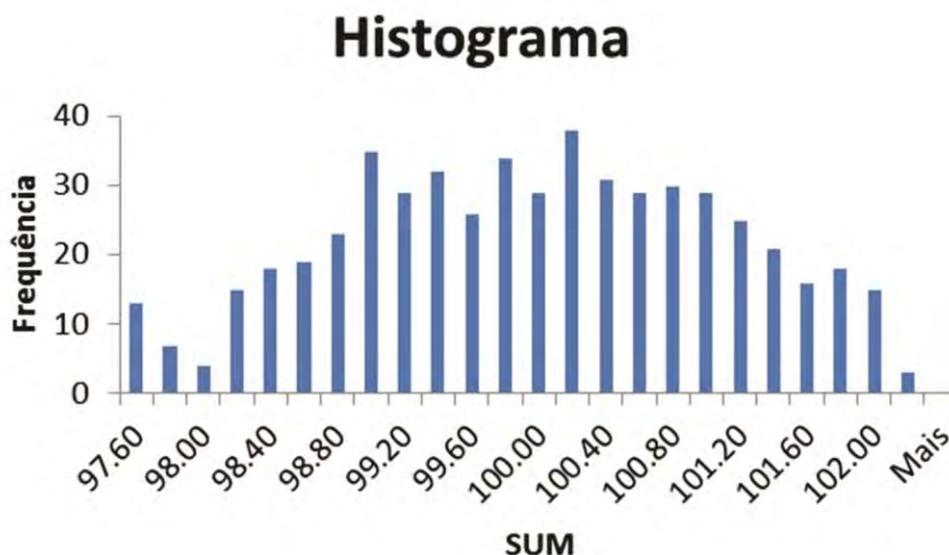
Quadro 10 – Métodos, analíticos e limites de detecção (LD) empregados nas amostras analisadas na SGS Geosol

Método	Analíticos	Unidade	Limites de Detecção (LD)
XRF79C	Al ₂ O ₃	%	0.1
XRF79C	BaO	%	0.01
XRF79C	CaO	%	0.01
XRF79C	Cr ₂ O ₃	%	0.01
XRF79C	Fe ₂ O ₃	%	0.01
XRF79C	K ₂ O	%	0.01
XRF79C	LOI*	%	0.01
XRF79C	MgO	%	0.1
XRF79C	MnO	%	0.01
XRF79C	Na ₂ O	%	0.1
XRF79C	Nb ₂ O ₅	%	0.05
XRF79C	P ₂ O ₅	%	0.01
XRF79C	SiO ₂	%	0.1
XRF79C	TiO ₂	%	0.01
PHY01E	LOI	%	-45

Nota: *LOI duplicado no certificado. O método correto é PHY01E.

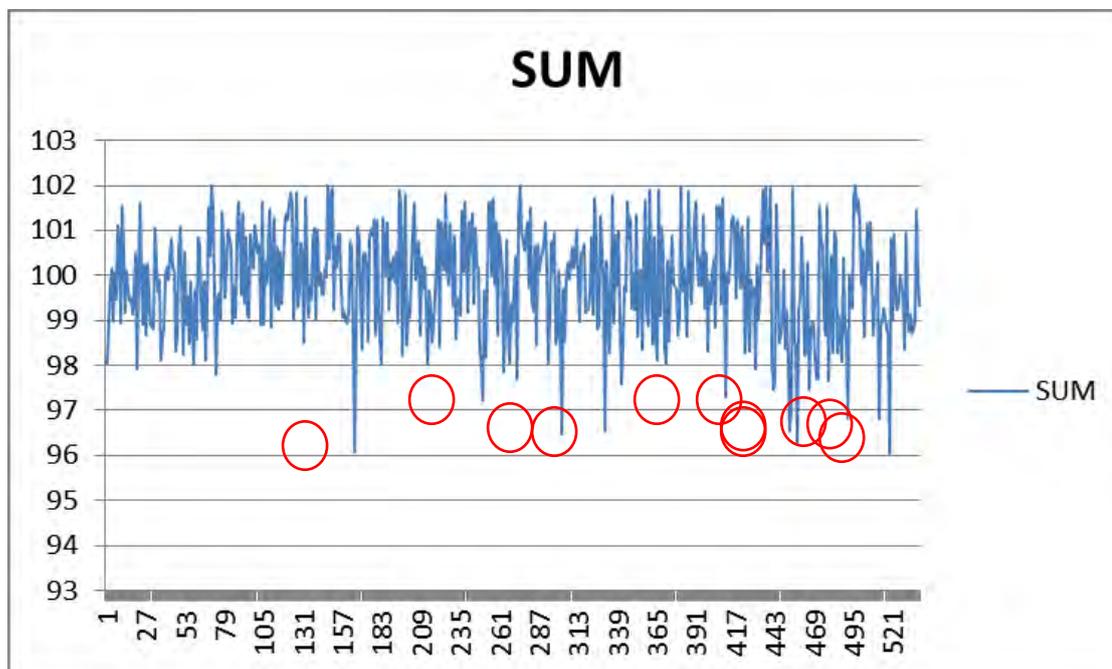
Apesar de o analítico LOI (Loss On Ignition – Perda ao Fogo) estar duplicado nos certificados analíticos e nas tabelas de dados recebidos pela SGS Geosol, o método PHY01E é o correto para essa estimativa. Contatou-se o laboratório para verificação e a ocorrência está sob análise.

A distribuição do fechamento estequiométrico das amostras avaliadas é apresentada na Figura 110. O grande achatamento da distribuição (curtose = -0,14), a multimodalidade da distribuição e a presença de “ombreiras” próximas aos limites aceitáveis podem indicar problemas de precisão do laboratório.

Figura 110 – Quantitativo e estatística descritiva do fechamento estequiométrico.

Das amostras analisadas, 23 tiveram fechamento fora do esperado (Figura 111). A distribuição das ocorrências é aparentemente aleatória no tempo. Recomenda-se, em trabalhos futuros, a reanálise dessas amostras e algumas adjacentes a elas para verificar se o problema foi causado por flutuações pontuais do laboratório.

Figura 111 – Série histórica de fechamentos e amostras anômalas.



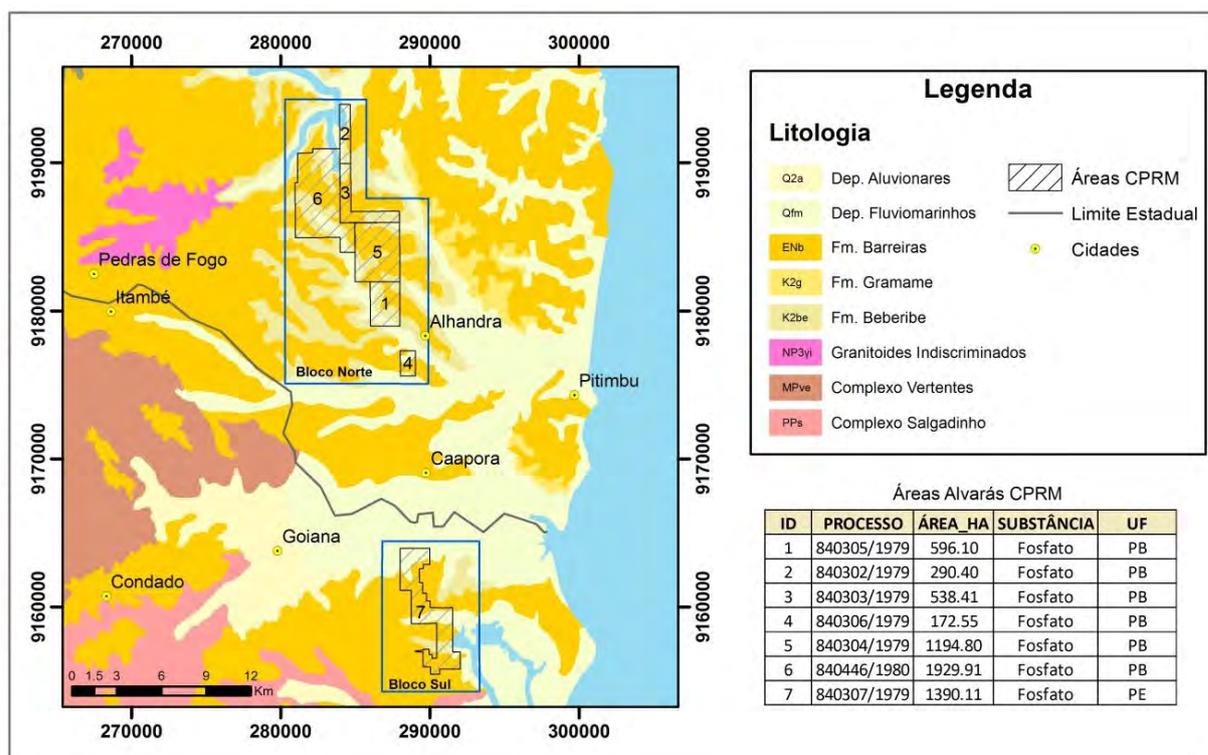
12.5 BRANCOS

Não foram utilizadas amostras do tipo “branco” no processo de reavaliação das análises. Porém, os baixos teores do padrão BRP-1 sugerem que não houve contaminação sistemática significativa para P_2O_5 nas amostras de contraprova enviadas para a SGS Geosol. O uso de branco de preparação (grosso) é fundamental para avaliar contaminação durante o processo de preparação e na redução de massa das amostras.

13 MODELAGEM GEOLÓGICA

A modelagem geológica do depósito de fosfato de Miriri foi desenvolvida considerando-se a disposição espacial das áreas de alvarás da CPRM ao longo da Faixa Sedimentar Costeira Pernambuco-Paraíba. Dessa forma, dois blocos foram individualizados: um ao norte e outro ao sul (Figura 112), tendo sido seus modelos gerados separadamente.

Figura 112 – Mapa de localização da área de estudo, com destaque para as áreas de alvarás da CPRM subdivididas em blocos Norte e Sul.



Dos 247 furos de sondagem executados em toda a região pela CPRM, 172 foram utilizados, incluindo aqueles inseridos nos limites das áreas de pesquisa e alguns em suas imediações, totalizando 6.794,44 m de sondagem.

O *software* empregado na modelagem foi o Strata 3D (versão v1.22.10356.0), com o qual se procedeu à correlação das camadas sedimentares e à geração de sólidos de todos os pacotes sedimentares, tanto mineralizados como estéreis.

A individualização dos tipos mineralizados foi definida não apenas com base em aspectos litológicos e estratigráficos como também no controle sobre os teores de P_2O_5 , CaO e Al_2O_3 , onde as razões entre tais elementos caracterizaram critérios importantes nessa etapa.

Três tipos de minério foram estabelecidos, sendo um principal e dois secundários. O minério principal é assinalado, principalmente, por fosforitos, englobando também rochas fosfáticas enquadradas nos limites predefinidos. Os minérios secundários são representados por rochas fosfáticas siliciclásticas e rochas fosfáticas carbonáticas.

Considerou-se um teor mínimo de 1% de P_2O_5 e espessura igual ou superior a 0,2 m para que o intervalo amostrado fosse inserido no pacote mineralizado, admitindo-se a espessura máxima de até 1,5 m de estéril como intercalações entre os níveis mineralizados. Tais parâmetros foram definidos baseados em relatório técnico da Aguiar Resources Limited na região de Lucena (PB) (SRK CONSULTING, 2013).

13.1 METODOLOGIA

A inserção dos dados no *software* Strata 3D deu-se a partir de tabelas no formato CSV com as informações extraídas do banco de dados do projeto. As tabelas foram organizadas da seguinte forma:

- Tabela Collar: Armazena os dados de posição espacial de cada furo de sonda, bem como a cota da boca do furo.
- Tabela Survey: Armazena os dados de azimute e mergulho de cada furo.
- Tabela Geology: Armazena os dados de litologia, unidade estratigráfica e demais características descritivas dos intervalos litológicos de cada furo.
- Tabela Assay: Armazena os dados analíticos provenientes das análises químicas dos intervalos amostrados de cada furo.
- Tabela Strata: Armazena os dados de correlação determinados a partir das interpretações realizadas no *software*.

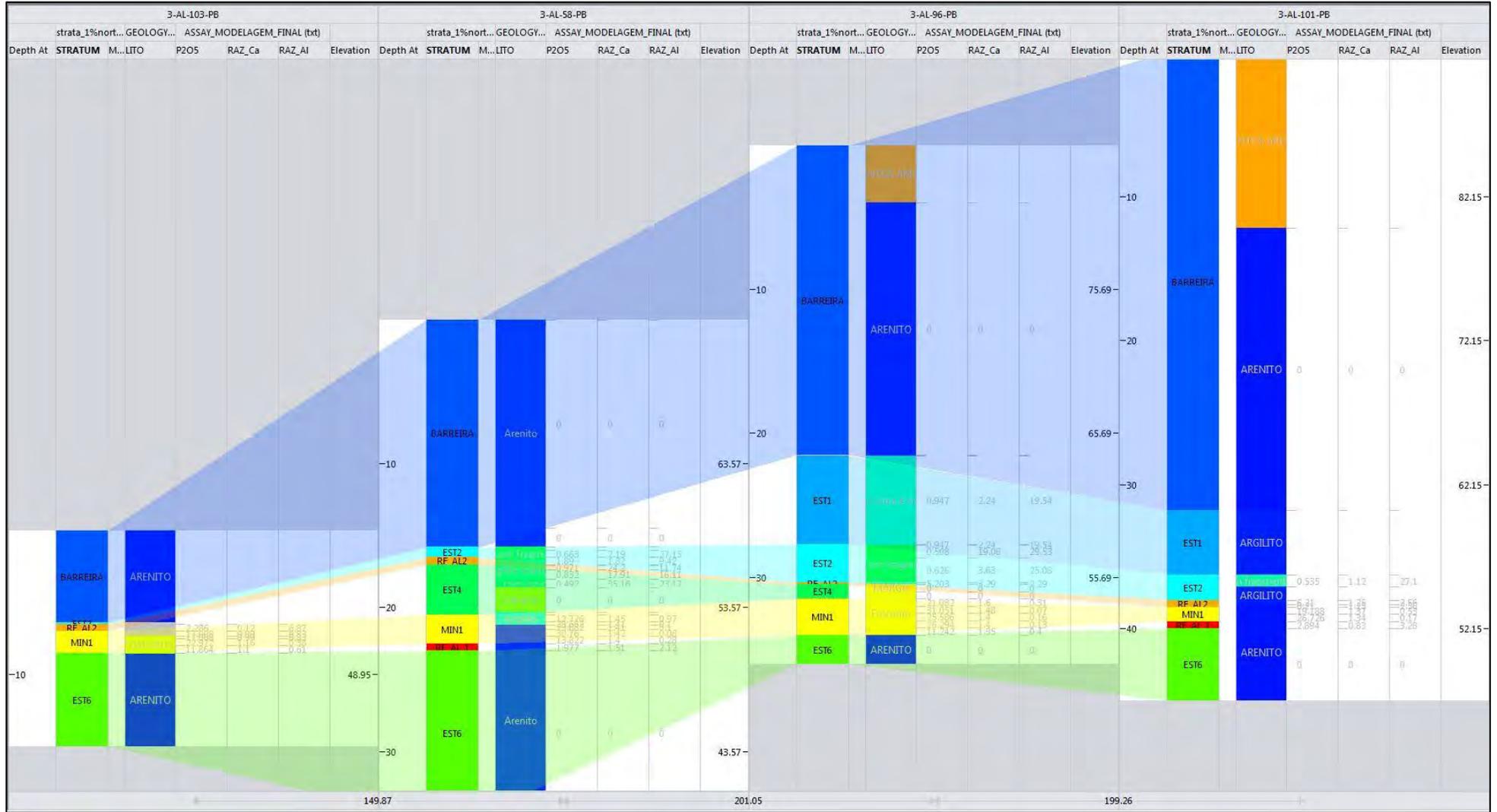
A validação do banco de dados contemplou a verificação de dados duplicados ou com erros de digitação, a verificação de informações ausentes e a consistência dos intervalos “De” (*from*) e “Até” (*to*), com eliminação de *gaps* e *overlaps*. No Strata 3D as tabelas foram mescladas e convertidas em um único arquivo denominado Holes_Miriri_CPRM, com a data de congelamento em 06.04.2015.

Procedeu-se à correlação entre as camadas sedimentares por meio de seções verticais, tendo como base os dados de litologia, estratigrafia e análises químicas (Figura 113). Códigos litológicos foram utilizados para designar cada litologia, conforme definido durante os levantamentos geológicos regionais e locais executados anteriormente (Quadro 11).

Quadro 11 – Códigos litológicos utilizados para a modelagem geológica

CÓDIGOS LITOLÓGICOS			
Unidade	Código	Descrição	Associação de Fácies
Pós-Barreiras	PB1	Arenitos de granulação variável, amarelo-acinzentados a esbranquiçados, contendo intraclastos. Argilitos, conglomerados.	Fácies fluviais e aluviais
	PB2	Sedimentos arenosos quartzosos e inconsolidados.	
Fm. Barreiras	Ccsp	Clasto-suportado.	Fácies conglomeráticas
	Cmsp	Matriz-suportada.	
	Acp	Arenitos finos a conglomeráticos, com estratificações cruzadas planares tangenciais.	
	Aca	Arenitos finos a conglomeráticos, com estratificações cruzadas acanaladas.	
	Argv	Argilitos compactos, de cores variegadas, sob a forma de intercalações, lentes ou níveis.	
	Afc	Arenitos finos a conglomeráticos.	
	Sc	Sedimentos conglomeráticos, cascalhosos, com estratificações cruzadas.	Fácies de preenchimento de canais e leitos
Argt	Corpos tabulares de argilitos finos de planície de inundação.		
Fm. Gramame	Cm	Calcários margosos (<i>mudstones</i> a <i>packstones</i>), 5 a 30% de grãos aloquímicos (bioclastos, ooides, esferulitos e raros intraclastos).	Fácies carbonáticas
	M	Margas (<i>mudstone</i>).	
	Cc	Calcários compactos pouco margosos.	
	Ca	Calcarenitos.	
Fm. Itamaracá	Am	Arenito maciço.	Fácies siliciclásticas
	Ali	Arenito com laminação incipiente.	
	An	Arenito com nódulos de argilito marrom.	
	Ac	Arenito calcífero.	
	Aca	Arenito com estratificações cruzadas acanaladas com <i>drapes</i> de lama.	
	Argm	Argilito marrom, podendo conter níveis arenosos ou lamosos.	
	Argc	Argilito cinza, podendo conter níveis arenosos ou lamosos.	
	Argmi	Argilito marrom com intraclastos.	Fácies ambiente misto
	Aca	Arenito com estratificações cruzadas acanaladas com <i>drapes</i> de lama.	
	SII	Siltito com laminações lenticulares.	
	Sm	Siltito maciço.	
	Fm	Fosforitos maciços com granulação fina a muito fina.	
	FI	Fosforitos com laminações plano-paralelas de granulação silte a areia média.	
Ap	Arenitos fosfáticos; arenito pelfosfático.		
Fm. Beberibe	Afm	Arenito friável maciço.	Fácies fluviolacustre
	Cca	Conglomerado clasto-suportado com estratificações cruzadas acanaladas.	
	Args	Argilitos sílticos maciços.	
	Ccs	Conglomerado clasto-suportado com seixo imbricado.	
	Cms	Conglomerado matriz-suportada com gradação inversa.	
Outros	Sx	Sílex	
	Cav	Caverna ou fenda	

Figura 113 – Seção vertical gerada no Strata 3D exibindo a correlação dos estratos entre os furos de sonda.



Os estratos correlacionados permitiram, a partir de métodos de interpolação, a geração de superfícies de topo e base e a construção de sólidos para cada uma das unidades individualizadas.

A metodologia de modelamento 3D do *software* Strata 3D utiliza dois interpoladores distintos para a construção de sólidos: um para a espessura e outro para as superfícies. O interpolador utilizado tanto para espessura como para geração das superfícies foi o “Vizinho mais próximo”. Ambos utilizaram um raio de busca de 1.000 m. Para o fechamento dos sólidos considerou-se a meia-distância entre as seções anterior e posterior.

13.2 MODELAGEM GEOLÓGICA DA MINERALIZAÇÃO FOSFÁTICA

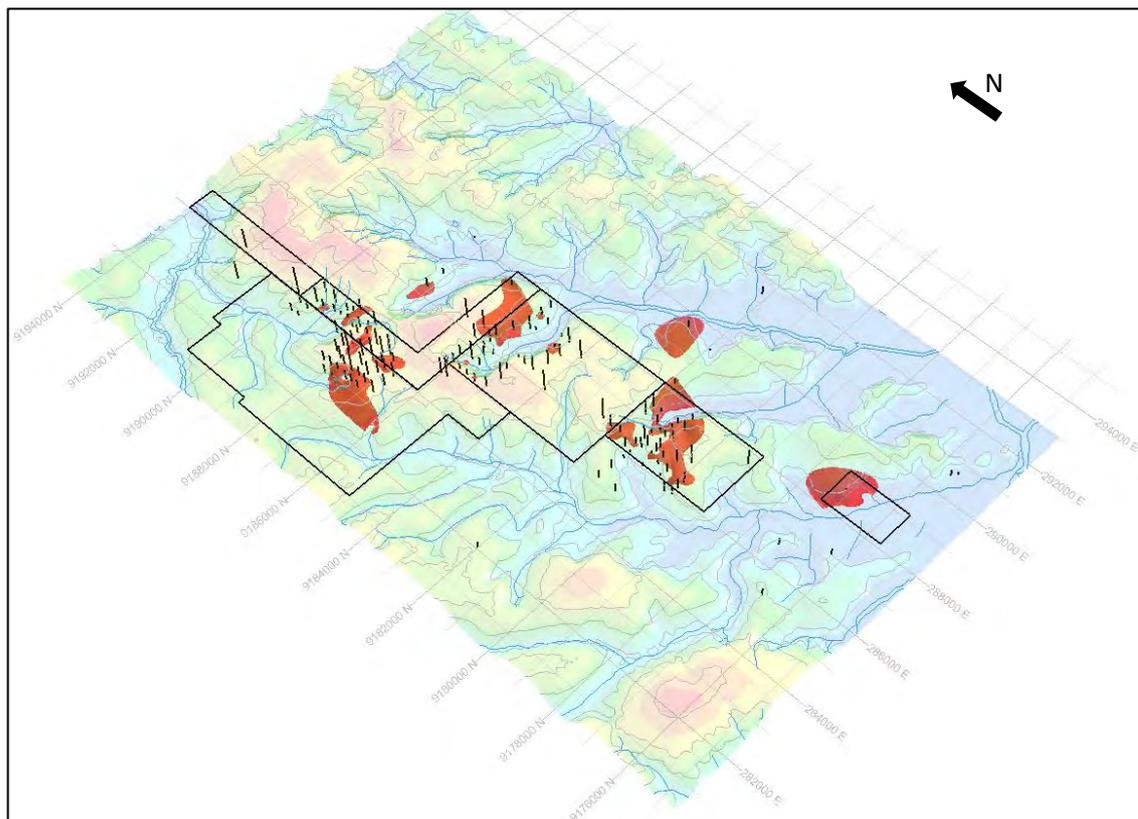
A modelagem geológica do depósito considerou os três tipos de minério definidos, os quais foram individualizados e modelados separadamente. Desse modo, foram gerados sólidos para cada tipo, refletindo a extensão da mineralização ao longo das áreas estudadas.

O minério definido como tipo 1 representa o minério principal em termos de teor, podendo ser denominado *High Grade Ore*, ou Minério de Alto Teor.

O tipo 1 abrange fosforitos maciços e laminados com teores de 18 até 33% de P_2O_5 e rochas fosfáticas siliciclásticas contendo entre 7 a 17% de P_2O_5 , associados a razões de CaO/P_2O_5 entre 1.31 e 1.56, intervalo característico da fluorapatita (ABED; ABDALLA, 1998; TOLEDO; PEREIRA, 2001). O minério tipo 1 apresenta baixos teores de alumínio, refletindo razões de Al_2O_3/P_2O_5 de 0,63 em média, o que remete a um material primário ou pouco lixiviado. Tal razão caracterizou um critério importante para definição desse tipo de mineralização.

Apesar de os limites estabelecidos para definição do minério tipo 1, admitiu-se uma tolerância nas razões de cálcio/fosfato e alumínio/fosfato em função do contexto litoestratigráfico e da presença de importantes teores de P_2O_5 .

A mineralização tipo 1 (Figura 114) ocorre apenas no Bloco Norte, estendendo-se por aproximadamente 13 km na direção norte-sul e 7 km na direção perpendicular, com profundidade média em torno de 38 m, podendo ser menor em áreas mais dissecadas, onde, muitas vezes, está aflorante. Seu comportamento dá-se na forma de corpos tabulares, fortemente controlados pela topografia, mergulhando suavemente, entre 0,5 e 1°, na direção leste.

Figura 114 – Vista em perspectiva do bloco Norte (corpos de minério tipo 1 em vermelho).

Inseridos na Formação Itamaracá ocorrem, juntamente com o minério tipo 1, argilitos e arenitos fosfáticos classificados como rochas fosfáticas siliciclásticas, com teores de P_2O_5 entre 1 a 15%, associados a altas razões de Al_2O_3/P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 fora do intervalo estabelecido para o minério principal do tipo 1. No presente estudo, esses litotipos caracterizam o minério do tipo 2.

O minério do tipo 2, apesar de conter teores mais baixos em relação ao tipo 1, é o mais representativo, tanto espacialmente como em tonelagem. Apresenta comportamento idêntico ao do minério principal, podendo ocorrer tanto sobreposto como sotoposto a este; entretanto, sua presença não está condicionada à existência do minério principal, conforme situação verificada no Bloco Sul. Ocorre a uma profundidade média de 38 m, podendo atingir mais de 50 m em alguns locais.

No Bloco Norte, os corpos distribuem-se ao longo de aproximadamente 18 km no sentido norte-sul e em torno de 6 km na direção leste-oeste. No Bloco Sul, o minério tipo 2 estende-se por uma área de aproximadamente 40 km² com forte continuidade lateral, apenas interrompida pelos vales topográficos das drenagens. Nessa área, os estratos mineralizados ocorrem à profundidade média de 20 m, tornando-se mais rasos em direção ao sul (Figuras 115 e 116).

Figura 117 – Vista em perspectiva do bloco Sul (corpos de minério tipo 3 em azul-escuro).

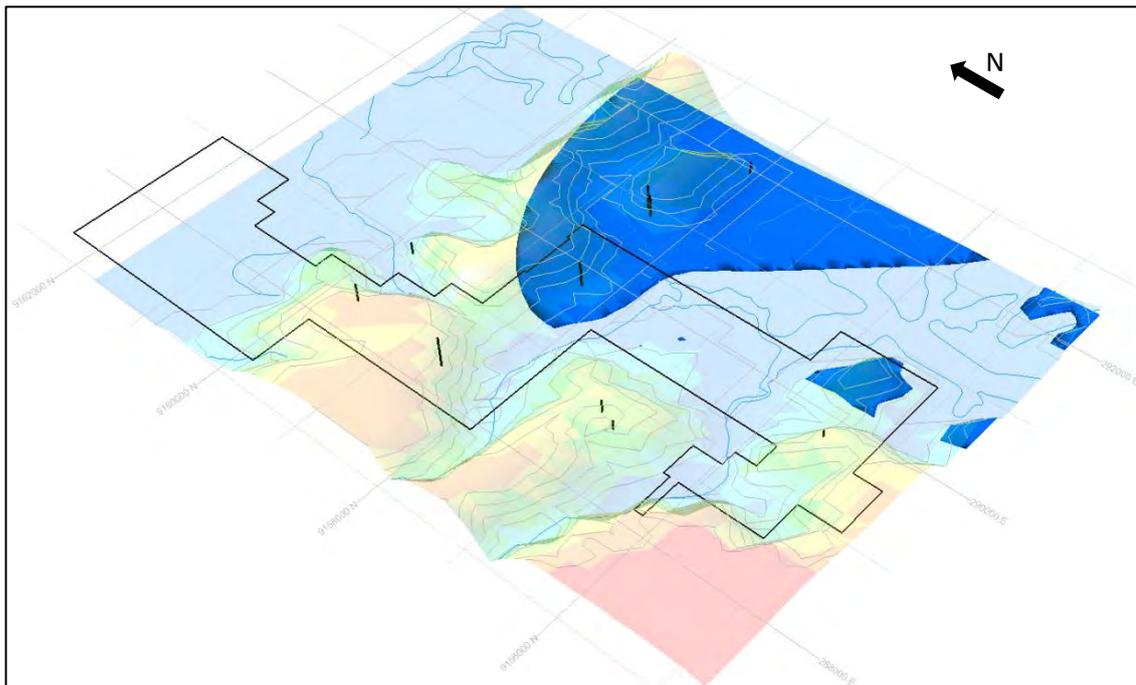
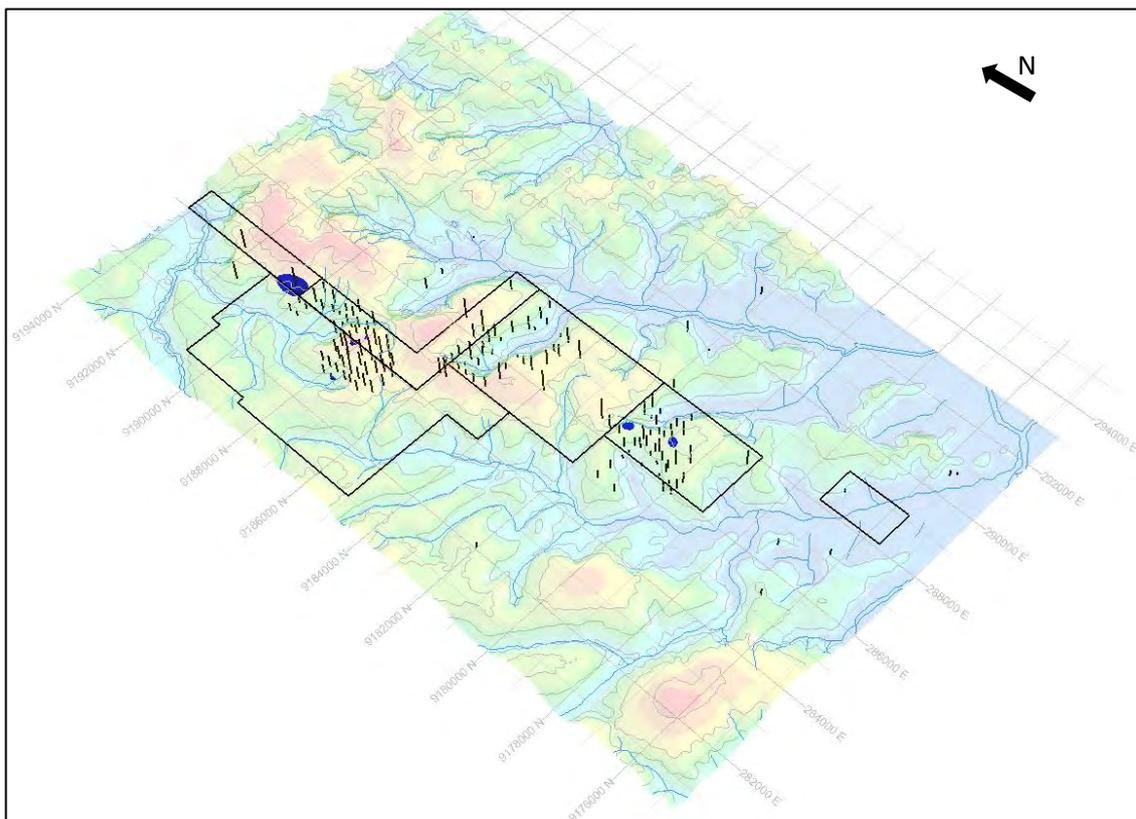


Figura 118 – Vista em perspectiva do bloco Norte (corpos de minério tipo 3 em azul-escuro).



A seguir, serão apresentadas algumas seções geológicas verticais, onde se pode observar a disposição da mineralização fosfática em profundidade (Figura 119).

Figura 119 – Localização das seções geológicas verticais nos dois blocos de estudo.

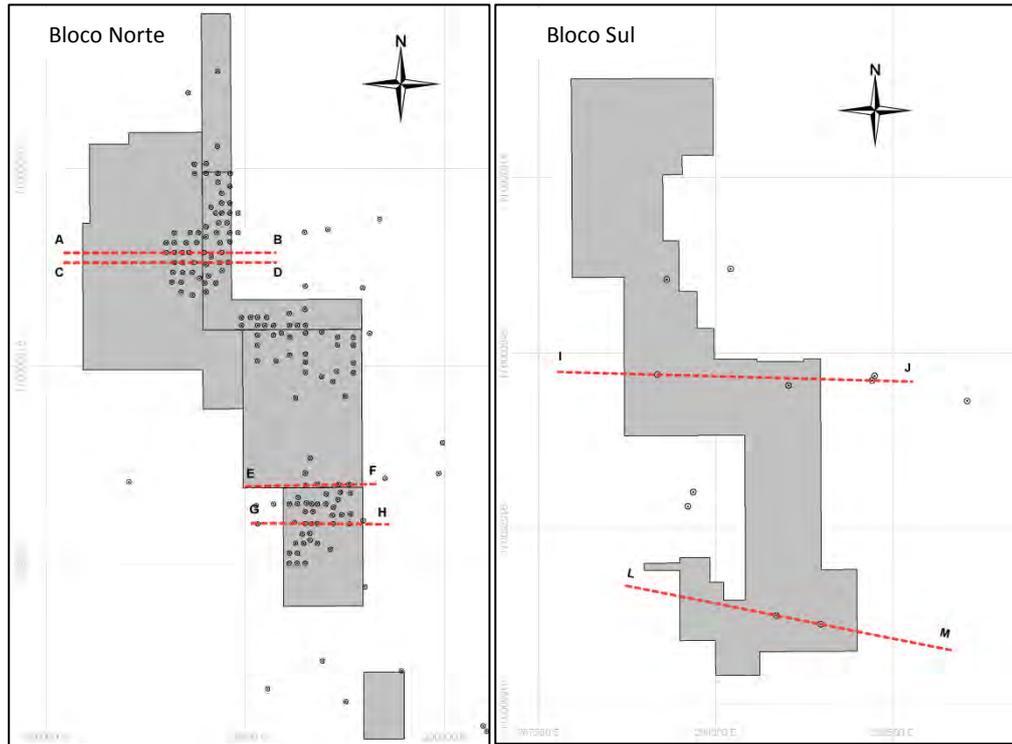


Figura 120 – Seção geológica vertical A-B (bloco Norte).

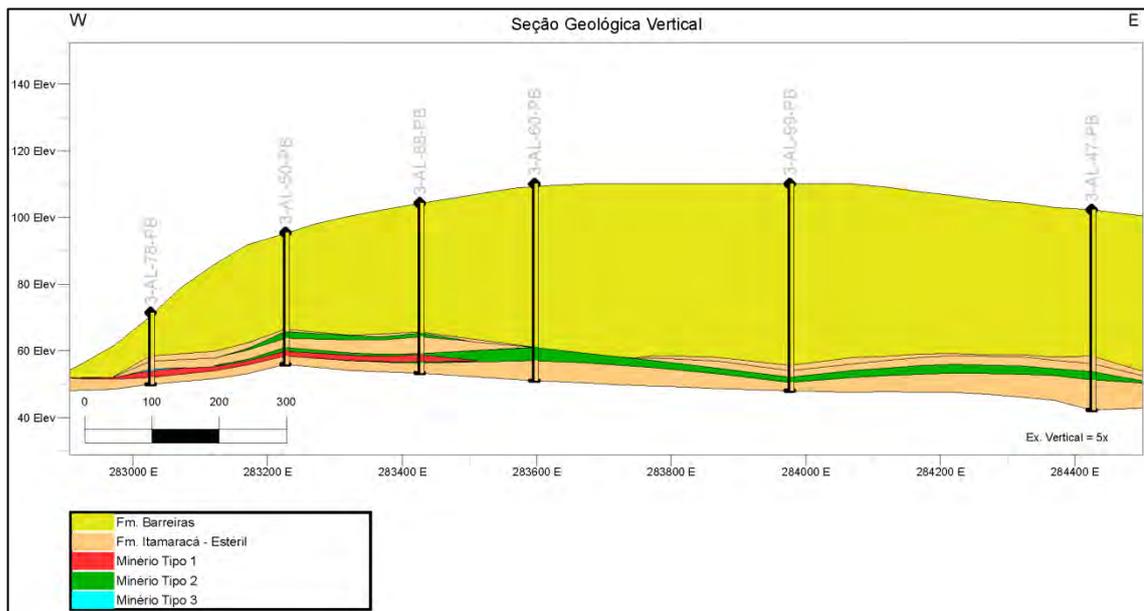


Figura 121 – Seção geológica vertical C-D (bloco Norte).

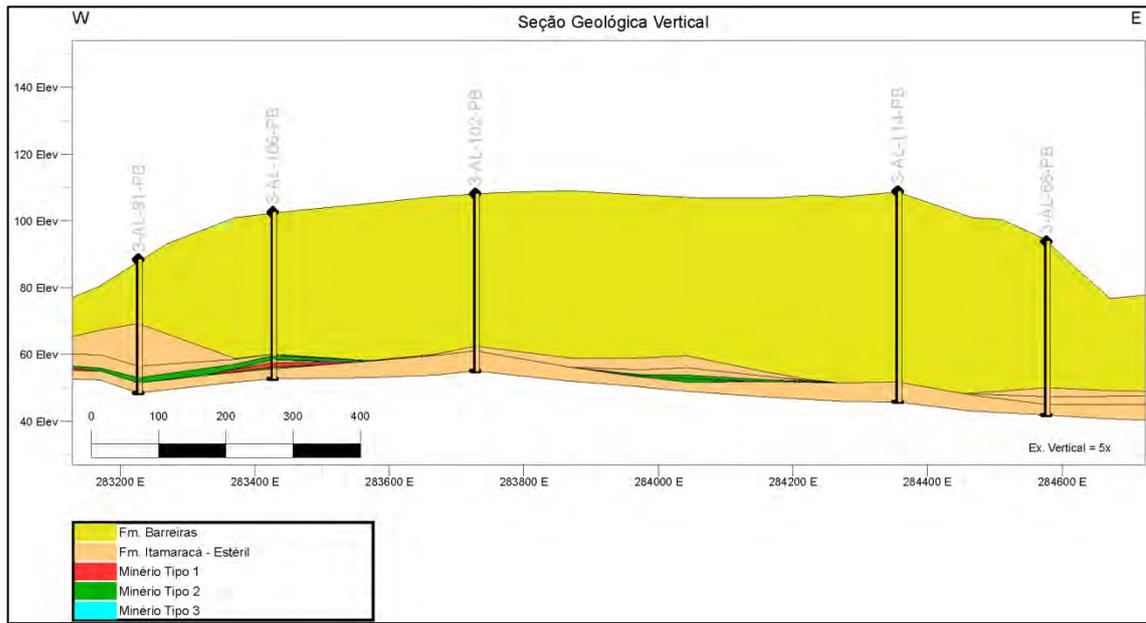


Figura 122 – Seção geológica vertical E-F (bloco Norte).

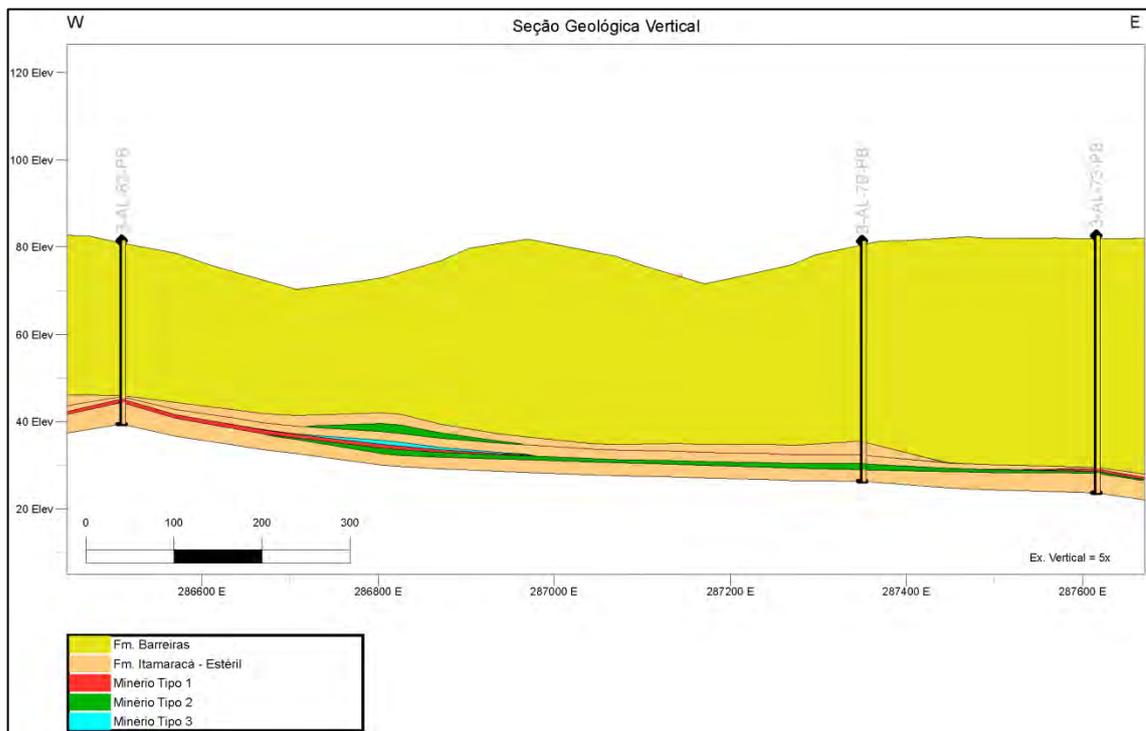


Figura 123 – Seção geológica vertical G-H (bloco Norte).

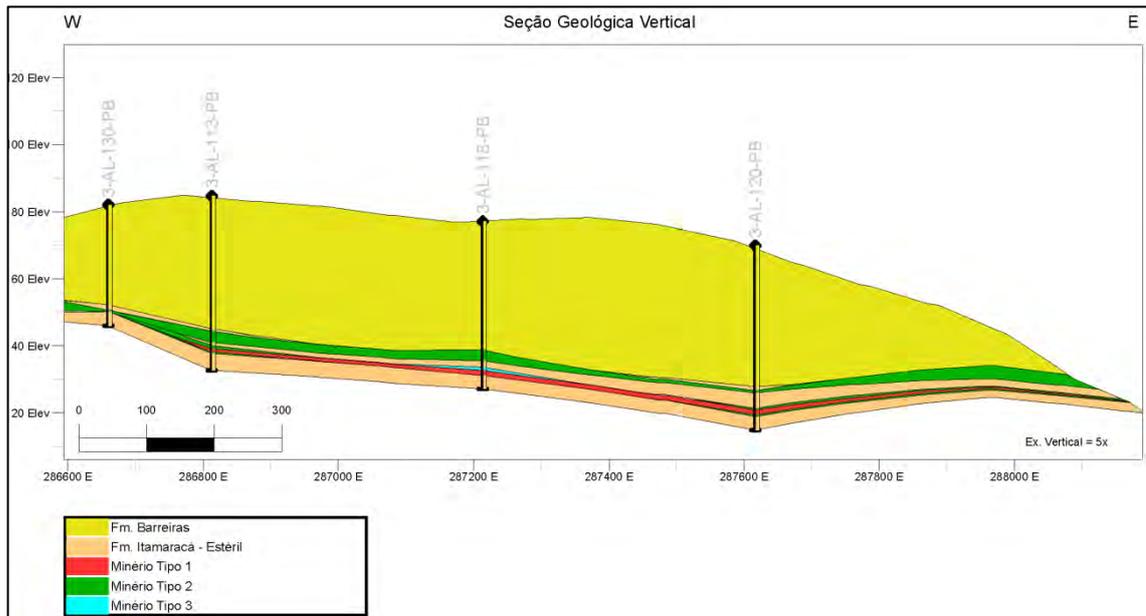


Figura 124 – Seção geológica vertical I-J (bloco Sul).

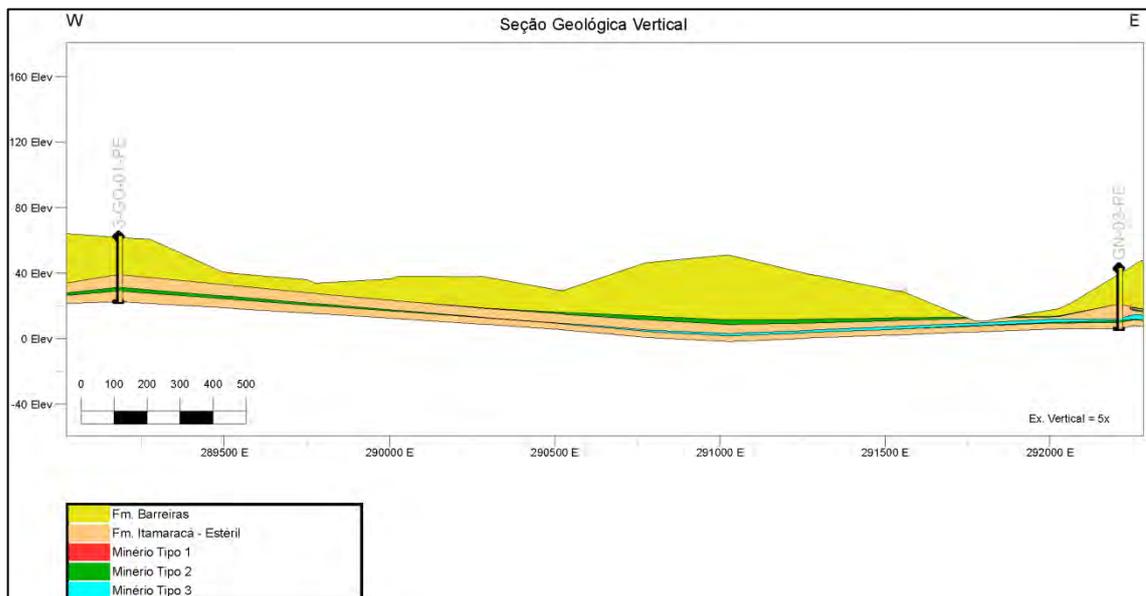
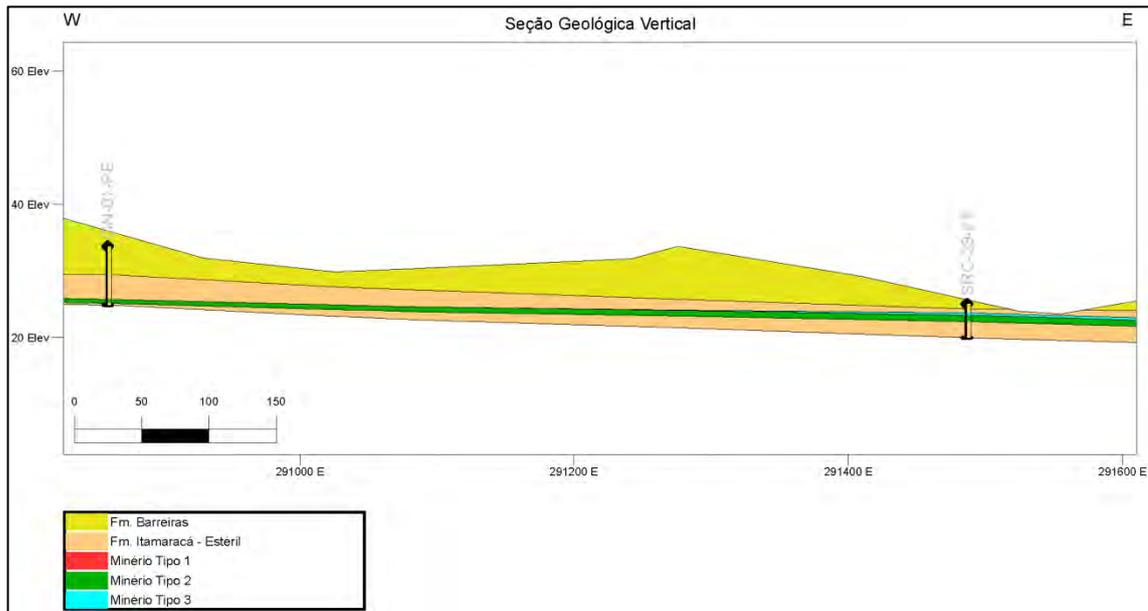


Figura 125 – Seção geológica vertical L-M (bloco Sul).

A disposição geral da mineralização fosfática nos blocos Norte e Sul traz a representação de todos os tipos de minério simultaneamente (Figuras 126 e 127), onde se verifica a existência de regiões em que ocorre sobreposição de dois ou mais tipos de minério.

No Strata 3D, os arquivos de *wireframes* (sólidos mineralizados) foram gerados para cada tipo de minério e bloco. Em seguida, eles foram unidos em um único arquivo denominado Wire_Ore_Miriri_CPRM, com data de congelamento em 06.04.2015. Nesse arquivo, a coluna STRATUM refere-se aos tipos de minérios modelados no presente estudo (Tipo 1 = MIN1; Tipo 2 = RF_AL_1, RF_AL2 e RF_AL3; Tipo 3 = GR_RF).

Figura 126 – Vista em planta da distribuição dos três tipos de minério fosfático no bloco Norte, com identificação das zonas em que os tipos mineralizados se sobrepõem.

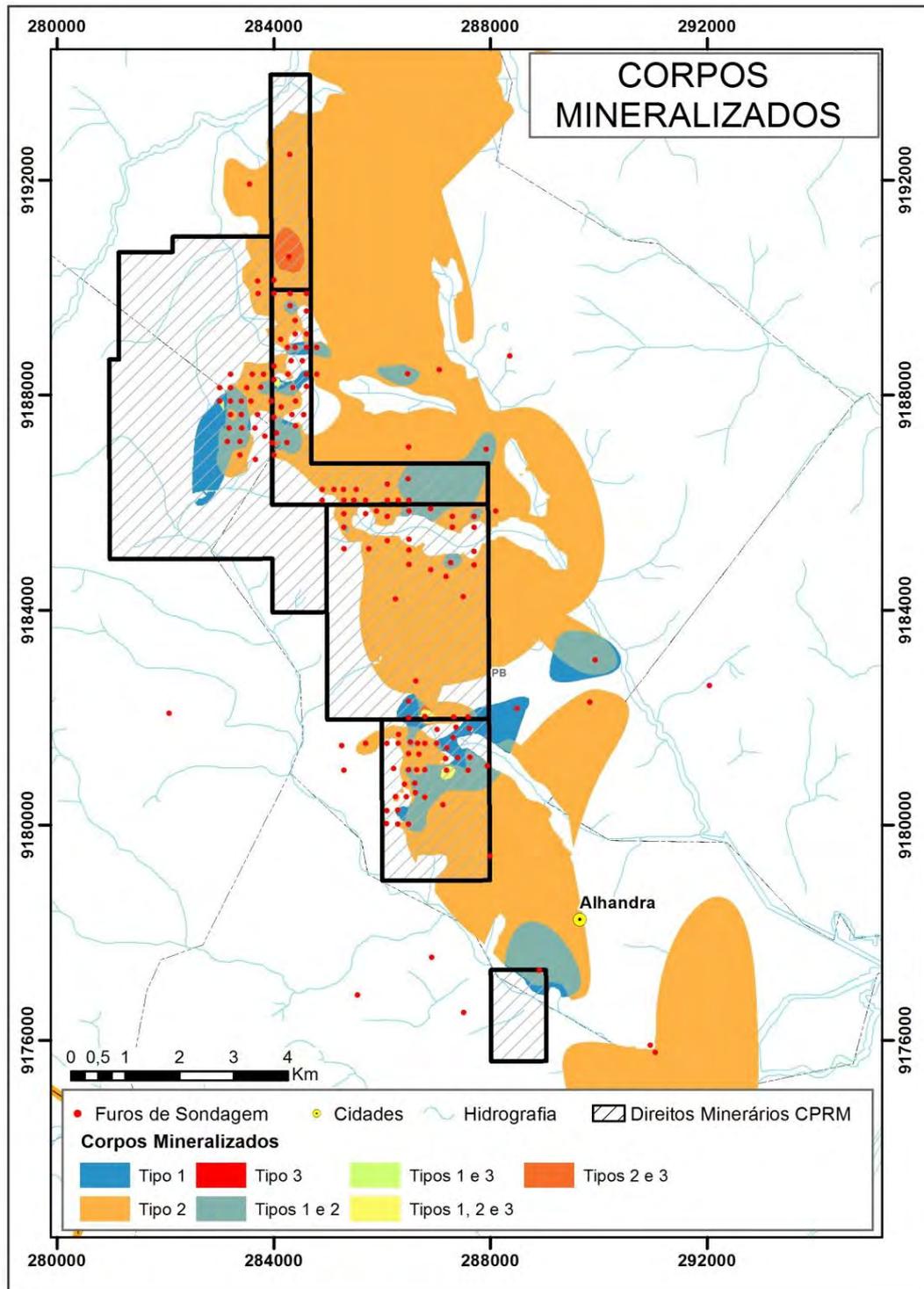
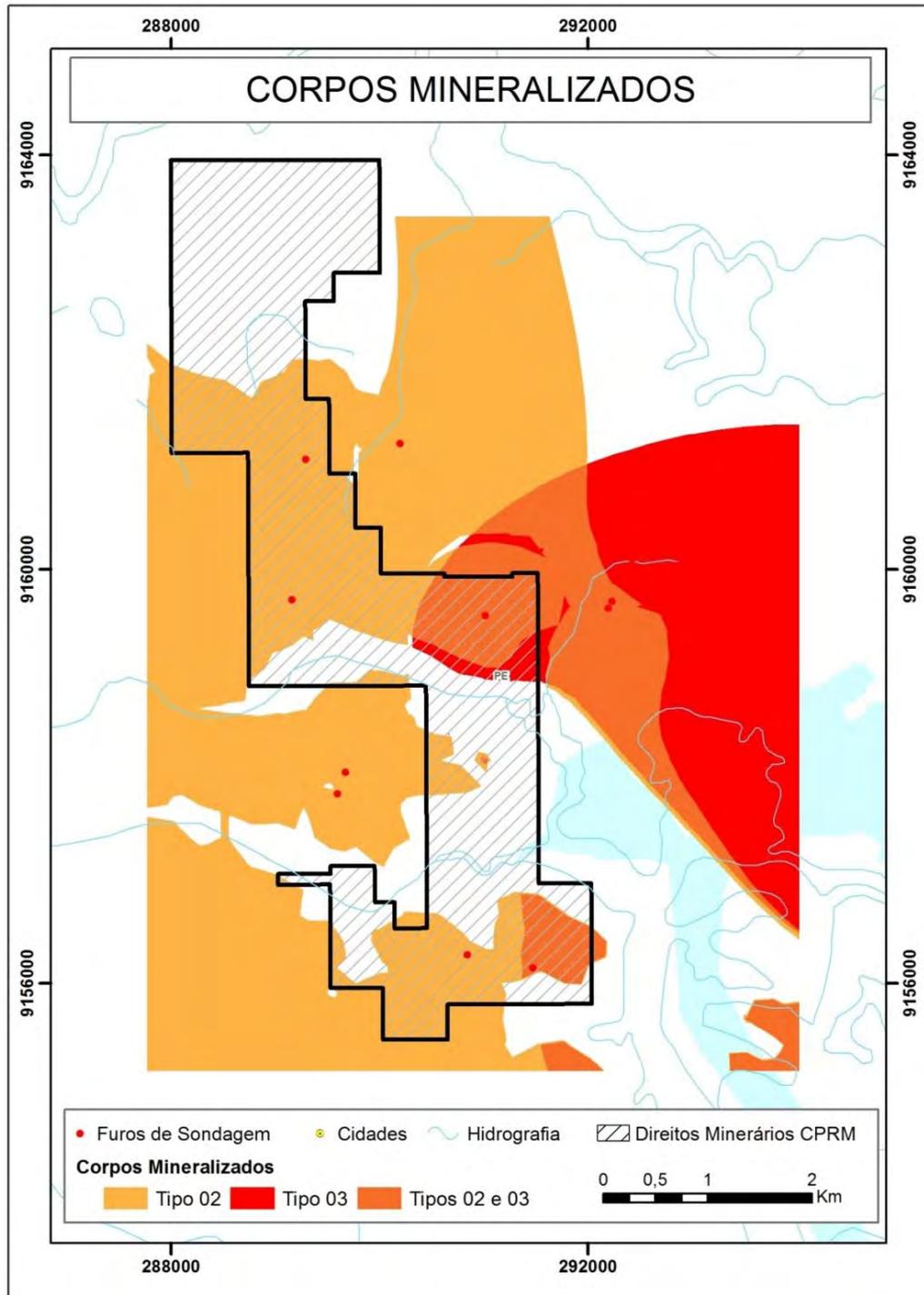


Figura 127 – Vista em planta da distribuição da mineralização fosfática no bloco Sul.



14 ESTIMATIVA DE RECURSOS

A estimativa dos recursos fosfáticos foi desenvolvida por meio do método Inverso do Quadrado da Distância (IQD), haja vista que as tentativas de estimativa por krigagem ordinária não produziram resultados satisfatórios. Certamente, o insucesso da krigagem deve-se a fatores tais como irregularidade da malha de sondagem e reduzido número de furos de sonda nas áreas estudadas.

O processo de estimativa envolveu análise estatística dos dados, regularização das amostras e geração de modelos de blocos para cada tipo de minério. O método de IQD permitiu a estimativa dos teores de P_2O_5 e de densidade para cada tipo de minério definido na modelagem geológica.

A partir dos blocos estimados, os recursos foram parametrizados por teor, espessura e capeamento. Para os mesmos parâmetros foram gerados mapas permitindo a espacialização dos dados.

Também se procedeu a validações, em função dos teores médios de P_2O_5 e densidade das amostras compostas e modelos de blocos.

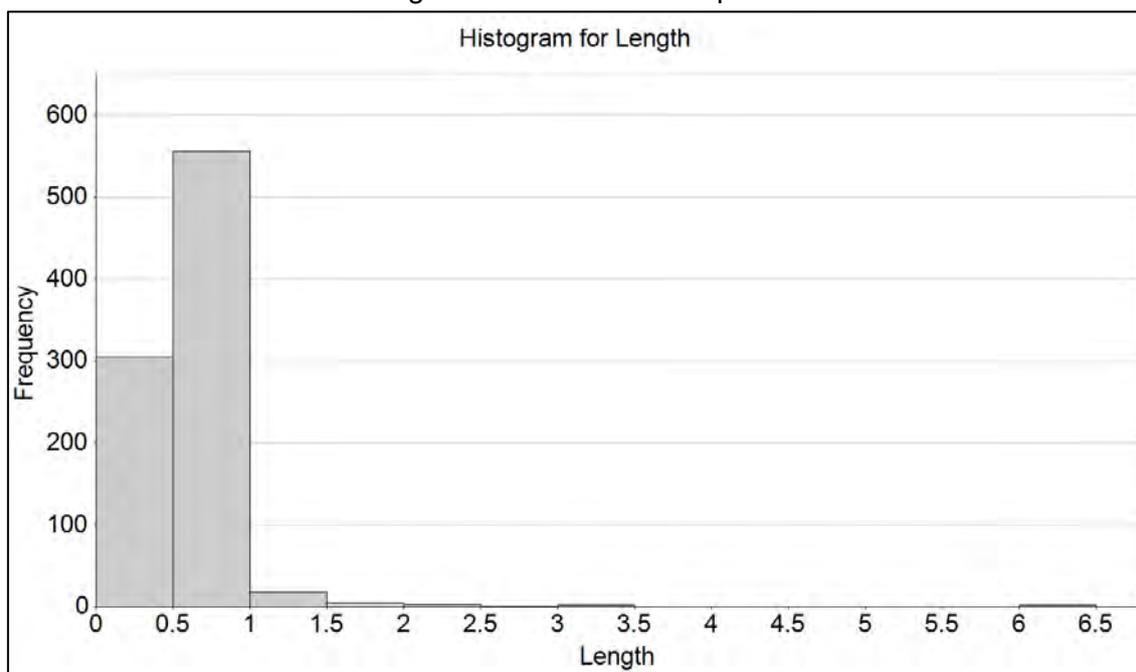
14.1 ANÁLISE EXPLORATÓRIA DE DADOS

A análise estatística permite inferência sobre distribuições, modas e valores anômalos das variáveis em foco, de modo a auxiliar na análise estrutural (variografia) e distribuição dos teores. Para tanto, amostras originais e compostas foram estudadas sob o enfoque da estatística clássica.

14.1.1 Compostas

A compositagem consiste em regularizar todas as amostras ao mesmo volume, com o objetivo de atingir uma amostragem uniforme, reduzindo o impacto da variabilidade aleatória e minimizando o efeito de média amostral. Após análise, usando-se o critério para modelagem de teores $\geq 1\%$ de P_2O_5 , verificou-se em ambos os blocos a quantidade de amostras dentro dos sólidos mineralizados. No Bloco Norte, do total de 2.342 amostras somente 892 estão contidas nos corpos de minério, enquanto no Bloco Sul são 61 amostras inseridas nos sólidos do total de 158.

No histograma de frequência (Figura 128) é possível observar que o intervalo de 0,5 a 1 m é o que possui a maior frequência nas amostras originais inseridas nos corpos de minério. Essa análise, aliada à escolha do menor intervalo sem que o número de amostras geradas superasse o do banco original, determinou o tamanho de amostra composta mais adequado para a regularização amostral. Para ambos os blocos, o tamanho definido foi de 0,5 cm.

Figura 128 – Histograma de frequência com distribuição lognormal para os comprimentos das amostras originais inseridas nos corpos de minério.

Apresenta-se, a seguir, uma comparação entre as amostras originais contidas nos corpos de minério e as amostras compostas em cada bloco de estudo (Tabelas 3 e 4).

Tabela 3 – Comparação entre as amostras originais e as amostras compostas do bloco Norte

Amostra	Comprimento (m)	Média P ₂ O ₅	Média CaO	Média Densidade	Comprimento Mínimo (m)	Comprimento Médio (m)	Comprimento Máximo (m)	Intervalo	Nº de Compostas
Assay	-	6.07	9.67	1.79	0	0.47	6.30	6.30	892
Composta	0.5 m	5.43	7.75	1.82	0.25	0.50	0.70	0.45	841

Tabela 4 – Comparação entre as amostras originais e as amostras compostas do bloco Sul.

Amostra	Comprimento (m)	Média P ₂ O ₅	Média CaO	Média Densidade	Comprimento Mínimo (m)	Comprimento Médio (m)	Comprimento Máximo (m)	Intervalo	Nº de Compostas
Assay	-	5.61	19.79	1.59	0,03	0.36	1.10	1.07	61
Composta	0.5 m	5.14	25.69	1.62	0.27	0.49	0.60	0.33	45

Apenas os intervalos mineralizados foram compostados, gerando 841 amostras para o Bloco Norte e 45 para o Bloco Sul. A regularização foi balizada pela classificação litológica definida a partir da interpretação dos tipos de minério desenvolvida durante a modelagem.

Após a geração das compostas, procedeu-se à validação visual nos arquivos, buscando a validação com os limites dos intervalos mineralizados.

14.1.2 Teores

Procedeu-se à análise dos teores de cada tipo de minério com base nos resultados estatísticos obtidos a partir das amostras originais e compostas. Entretanto, foram admitidos intervalos estéreis de até 1,5 m como intercalações entre níveis mineralizados; portanto, é justificável a existência de valores baixos na população amostral analisada.

Amostras originais e compostas foram estudadas sob o enfoque da estatística clássica (Tabelas 5 a 9). As análises histográficas das amostras compostas são exibidas nas figuras 129 a 133. A distribuição dos teores de P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 das amostras compostas também pode ser visualizada nos gráficos de Box Plot da Figura 134. O estudo estatístico foi totalmente desenvolvido no *software* Datamine/Studio 3 versão 3.21.9646.566.

A média dos teores obtida para o minério tipo 1, a partir das amostras compostas, é de 16.99% de P_2O_5 ; contudo, esse valor pode atingir 33.72% de P_2O_5 em seu limite máximo. Para o minério tipo 2, a média dos teores das amostras compostas é de 2.66% de P_2O_5 no Bloco Norte e de 6.8% de P_2O_5 no Bloco Sul, podendo atingir o máximo de 12.74% e 15.47% de P_2O_5 , respectivamente. A média dos teores das amostras compostas do minério tipo 3 é de 3.56% de P_2O_5 no Bloco Norte e de 2.41% de P_2O_5 no Bloco Sul, com limites máximos de 13.40% e 8.29% de P_2O_5 , respectivamente.

Tabela 5 – Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas do minério tipo 1 – *High grade*

Minério Tipo 1					
Amostras Originais					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	201.00	150.00	150.00	150.00	150.00
Mínimo	2.56	5.12	2.05	0.99	0.07
Máximo	33.72	46.50	18.60	1.68	2.13
Média	16.99	25.68	8.39	1.38	0.63
Variância	63.59	11Cc8.80	16.84	0.01	0.26
Desvio-Padrão	7.97	10.90	4.10	0.09	0.51
Coeficiente de Variação	0.47	0.42	0.49	0.07	0.80
<i>Skewness</i>	0.27	0.20	0.42	-0.59	1.03
<i>Kurtosis</i>	-0.99	-1.08	-0.73	3.74	0.27
5% Percentil	5.73	9.90	2.88	1.18	0.10
10% Percentil	7.30	11.80	3.31	1.26	0.11
Quantil 1	9.61	15.30	5.02	1.36	0.24
Mediana	16.29	24.60	8.54	1.39	0.55
Quantil 3	21.76	34.10	11.00	1.41	0.95
90% Percentil	27.86	40.40	14.20	1.46	1.51
95% Percentil	30.93	44.00	15.50	1.50	1.63
Amostras Compostas					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	159.00	118.00	118.00	118.00	118.00
Mínimo	2.56	7.30	2.05	0.99	0.07
Máximo	33.72	46.50	18.60	1.68	2.13
Média	16.96	25.57	8.45	1.38	0.63
Variância	61.90	115.81	16.30	0.01	0.25
Desvio-Padrão	7.87	10.76	4.04	0.09	0.50
Coeficiente de Variação	0.46	0.42	0.48	0.07	0.79
<i>Skewness</i>	0.29	0.23	0.42	-0.59	1.02
<i>Kurtosis</i>	-0.95	-1.07	-0.68	3.66	0.28
5% Percentil	5.73	9.90	2.84	1.18	0.10
10% Percentil	7.30	12.30	3.53	1.29	0.11
Quantil 1	9.99	15.60	4.88	1.36	0.21
Mediana	17.01	25.15	8.38	1.39	0.53
Quantil 3	21.95	34.90	10.90	1.42	0.87
90% Percentil	28.51	40.40	14.30	1.47	1.41
95% Percentil	30.93	44.00	15.30	1.52	1.59

Tabela 6 – Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 2 – *Low grade* (bloco Norte)

Minério Tipo 2 – Bloco Norte					
Amostras Originais					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	628.00	439.00	439.00	439.00	439.00
Mínimo	0.13	0.07	3.44	0.02	1.15
Máximo	12.74	23.00	28.90	10.48	45.34
Média	2.66	2.00	17.02	0.81	9.18
Variância	3.21	7.06	24.90	0.83	36.18
Desvio-Padrão	1.79	2.66	4.99	0.91	6.02
Coefficiente de Variação	0.67	1.33	0.29	1.13	0.66
Skewness	1.71	3.22	-0.31	4.29	1.76
Kurtosis	3.96	15.69	0.08	35.06	5.62
5% Percentil	0.88	0.20	6.64	0.09	2.10
10% Percentil	1.09	0.25	8.44	0.11	2.79
Quantil 1	1.50	0.40	13.50	0.21	4.28
Mediana	2.37	0.72	17.20	0.32	6.71
Quantil 3	3.62	2.80	20.60	1.19	10.67
90% Percentil	5.20	5.26	23.60	1.55	15.63
95% Percentil	6.34	7.79	25.20	1.77	18.40
Amostras Compostas					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	642.00	472.00	472.00	472.00	472.00
Mínimo	0.13	0.07	3.44	0.03	1.15
Máximo	11.48	23.00	28.90	10.48	44.54
Média	2.65	1.98	17.08	0.80	9.25
Variância	3.03	6.75	24.42	0.80	34.76
Desvio-Padrão	1.74	2.60	4.94	0.90	5.90
Coefficiente de Variação	0.66	1.31	0.29	1.12	0.64
Skewness	1.57	3.16	-0.31	4.22	1.54
Kurtosis	2.91	15.19	0.10	34.76	4.06
5% Percentil	0.94	0.20	7.58	0.09	2.47
10% Percentil	1.06	0.27	9.96	0.12	3.04
Quantil 1	1.43	0.43	14.50	0.24	4.93
Mediana	2.10	0.80	17.50	0.39	8.04
Quantil 3	3.28	2.71	20.20	1.42	12.28
90% Percentil	5.08	4.92	23.40	1.71	17.33
95% Percentil	6.26	7.00	25.00	1.91	19.87

Tabela 7 – Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 2 – *Low grade* (bloco Sul)

Minério Tipo 2 – Bloco Sul					
Amostras Originais					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	46.00	33.00	33.00	33.00	33.00
Mínimo	1.10	1.80	4.30	1.13	0.46
Máximo	15.47	19.90	18.90	2.68	4.85
Média	6.80	11.50	9.44	1.66	1.84
Variância	14.56	30.63	19.53	0.13	1.97
Desvio-Padrão	3.82	5.53	4.42	0.36	1.40
Coeficiente de Variação	0.56	0.48	0.47	0.22	0.76
<i>Skewness</i>	0.51	-0.19	0.68	1.27	1.16
<i>Kurtosis</i>	-0.70	-0.95	-0.64	1.24	-0.26
5% Percentil	1.30	1.90	4.40	1.13	0.54
10% Percentil	2.19	2.30	4.40	1.28	0.58
Quantil 1	3.89	7.60	5.70	1.47	0.95
Mediana	6.42	10.50	8.00	1.55	1.27
Quantil 3	8.40	13.70	13.20	1.82	3.76
90% Percentil	11.71	16.90	18.00	2.43	4.73
95% Percentil	13.30	18.60	18.90	2.43	4.73
Amostras Compostas					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	29.00	18.00	18.00	18.00	18.00
Mínimo	1.41	2.46	4.40	1.16	0.49
Máximo	13.30	19.90	18.01	2.47	4.85
Média	6.66	11.29	9.59	1.69	1.95
Variância	11.59	22.94	17.58	0.12	1.48
Desvio-Padrão	3.40	4.79	4.19	0.35	1.21
Coeficiente de Variação	0.51	0.42	0.44	0.21	0.62
<i>Skewness</i>	0.54	0.12	0.43	1.07	1.04
<i>Kurtosis</i>	-0.75	-0.70	-1.06	0.19	0.10
5% Percentil	1.41	2.46	4.40	1.16	0.49
10% Percentil	2.46	4.10	4.91	1.40	0.68
Quantil 1	3.89	8.10	5.28	1.47	0.99
Mediana	5.96	11.13	8.47	1.55	1.47
Quantil 3	8.85	15.31	13.20	1.80	2.64
90% Percentil	12.39	15.75	13.81	2.34	3.35
95% Percentil	13.30	19.90	16.50	2.35	4.38

Tabela 8 – Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 3 – *Low grade* (bloco Norte)

Minério Tipo 3 – Bloco Norte					
Amostras Originais					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	44.00	39.00	39.00	39.00	39.00
Mínimo	1.07	6.60	0.60	1.57	0.06
Máximo	13.40	53.30	15.10	45.42	3.79
Média	3.56	36.04	4.33	19.88	1.70
Variância	7.93	145.25	17.07	187.76	1.09
Desvio-Padrão	2.82	12.05	4.13	13.70	1.05
Coefficiente de Variação	0.79	0.33	0.95	0.69	0.62
<i>Skewness</i>	1.72	-0.84	1.44	0.38	0.44
<i>Kurtosis</i>	2.69	0.06	0.79	-1.08	-0.69
5% Percentil	1.07	6.60	0.60	1.57	0.07
10% Percentil	1.20	14.40	0.60	3.45	0.07
Quantil 1	1.52	31.10	1.30	6.09	0.48
Mediana	3.20	36.70	2.10	13.22	1.18
Quantil 3	4.60	44.00	3.51	26.19	1.91
90% Percentil	8.20	48.60	12.50	42.14	3.02
95% Percentil	9.92	53.10	12.70	42.48	3.62
Amostras Compostas					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	27.00	2.00	2.00	22.00	22.00
Mínimo	1.09	25.50	3.77	1.57	0.12
Máximo	13.40	44.90	8.42	44.98	3.79
Média	3.72	35.20	6.10	19.58	1.69
Variância	8.24	94.09	5.41	168.13	1.07
Desvio-Padrão	2.87	9.70	2.33	12.97	1.04
Coefficiente de Variação	0.77	0.28	0.38	0.66	0.61
<i>Skewness</i>	1.73	0.00	0.00	0.45	0.49
<i>Kurtosis</i>	2.93	-2.00	-2.00	-0.84	-0.68
5% Percentil	1.09	25.50	3.77	1.57	0.12
10% Percentil	1.20	25.50	3.77	3.45	0.20
Quantil 1	1.60	25.50	3.77	6.58	0.89
Mediana	2.93	35.20	6.10	19.49	1.56
Quantil 3	4.20	44.90	8.42	26.19	2.42
90% Percentil	7.18	44.90	8.42	39.35	3.22
95% Percentil	9.92	44.90	8.42	42.48	3.62

Tabela 9 – Sumário dos resultados estatísticos obtidos a partir do tratamento dos dados de amostras originais e compostas de minério tipo 3 – *Low grade* (bloco Sul)

Minério Tipo 3 – Bloco Sul					
Amostras Originais					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	15.00	12.00	12.00	12.00	12.00
Mínimo	1.00	28.80	1.90	17.41	0.95
Máximo	8.29	50.10	10.40	44.55	10.40
Média	2.41	45.97	2.76	27.17	1.82
Variância	3.16	32.09	3.61	65.65	4.54
Desvio-Padrão	1.78	5.67	1.90	8.10	2.13
Coefficiente de Variação	0.74	0.12	0.69	0.30	1.17
Skewness	2.43	-1.74	3.66	1.20	3.67
Kurtosis	5.04	2.32	11.85	0.41	11.90
5% Percentil	1.00	28.80	1.90	17.41	0.95
10% Percentil	1.10	28.80	1.90	17.41	0.95
Quantil 1	1.40	38.30	2.10	22.77	1.00
Mediana	1.90	47.10	2.30	24.79	1.47
Quantil 3	2.20	49.00	2.60	31.64	1.73
90% Percentil	5.06	50.10	2.80	44.55	1.86
95% Percentil	5.06	50.10	2.80	44.55	1.86
Amostras Compostas					
Variáveis	P ₂ O ₅ (%)	CaO (%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO/P ₂ O ₅ (%)	Al ₂ O ₃ /P ₂ O ₅ (%)
Total de Amostras	16.00	13.00	13.00	13.00	13.00
Mínimo	1.00	17.41	1.90	17.41	0.95
Máximo	8.29	44.55	10.40	44.55	10.40
Média	2.37	27.41	2.92	27.41	2.01
Variância	3.13	63.37	4.75	63.37	5.96
Desvio Padrão	1.77	7.96	2.18	7.96	2.44
Coefficiente de Variação	0.75	0.29	0.75	0.29	1.21
Skewness	2.46	1.32	3.08	1.32	3.09
Kurtosis	5.20	0.54	7.70	0.54	7.74
5% Percentil	1.00	17.41	1.90	17.41	0.95
10% Percentil	1.10	17.41	1.90	17.41	0.95
Quantil 1	1.40	22.77	2.10	22.77	0.98
Mediana	1.96	24.21	2.30	24.21	1.37
Quantil 3	2.20	28.80	2.60	28.80	1.73
90% Percentil	2.20	44.55	2.80	44.55	1.86
95% Percentil	5.06	44.55	2.80	44.55	1.86

Figura 129 – Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 1 utilizadas na análise estatística e para cubagem de reserva.

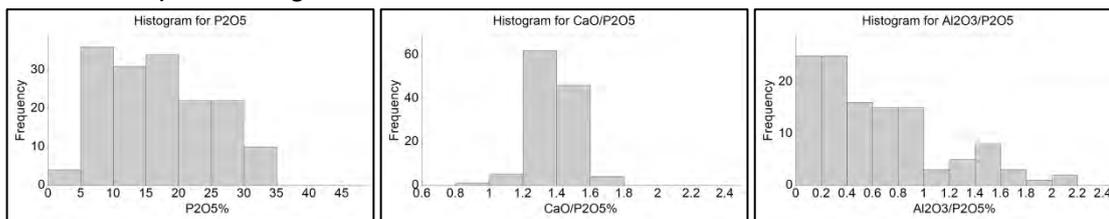


Figura 130 – Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 2 no bloco Norte utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso.

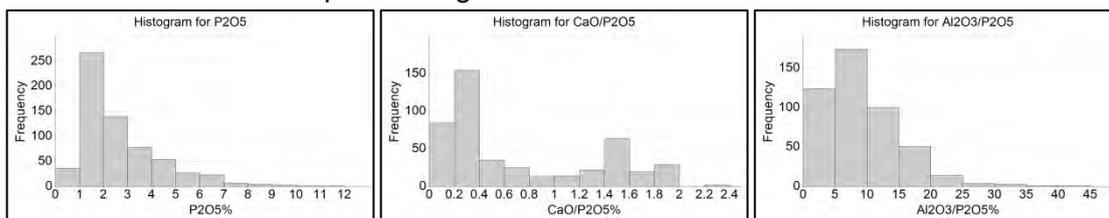


Figura 131 – Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 2 no bloco Sul utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso.

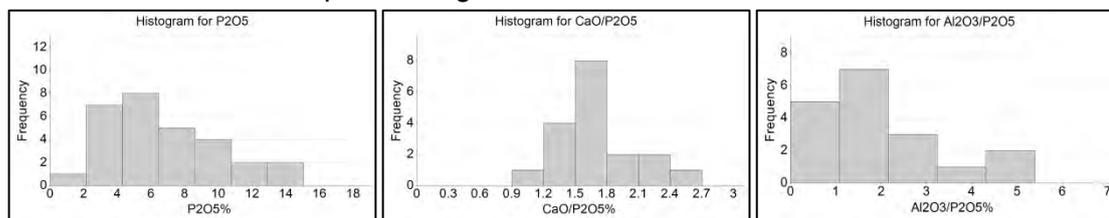


Figura 132 – Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 3 no bloco Norte utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso.

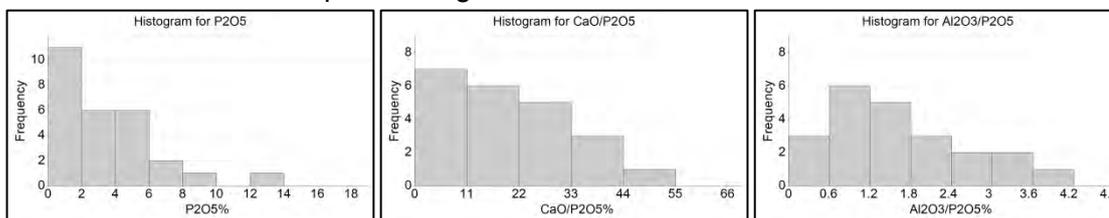


Figura 133 – Histograma de frequência com distribuição lognormal para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 do minério tipo 3 no bloco Norte utilizadas na análise estatística e para cubagem de recurso.

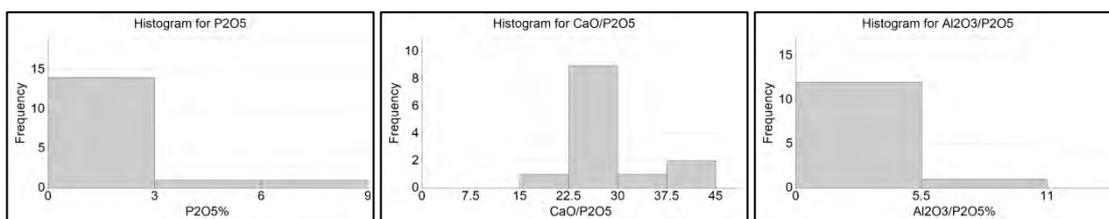
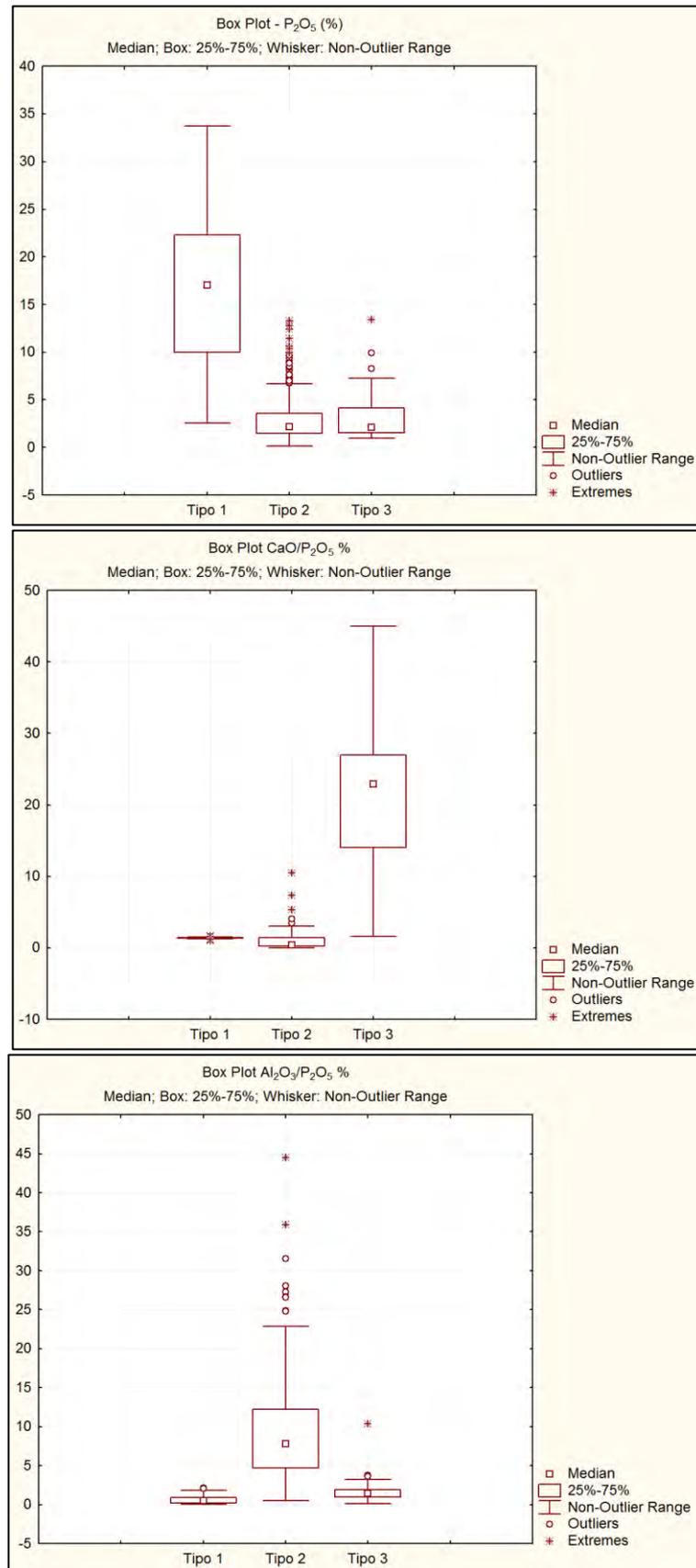


Figura 134 – Box plot para P_2O_5 e razões CaO/P_2O_5 e Al_2O_3/P_2O_5 dos três tipos de minério.



14.1.3 Densidade

As determinações de densidade para cada tipo de material presente no contexto do depósito fosfático de Miriri permitiram o cálculo dos parâmetros estatísticos dos três tipos de minério individualizados (Figura 135).

Também se procedeu a medições em amostras de capeamento do depósito, representado, principalmente, por litologias da Formação Barreiras e de intervalos estéreis presentes entre os tipos mineralizados.

O gráfico Box Plot (Figura 136) ilustra o *range* de variação de densidade de cada tipo de minério e dos estéreis, bem como as medianas e os percentis de 25 a 75%.

O maior valor de densidade média é representado por litotipos do minério de tipo 3, caracterizados, principalmente, por rochas carbonáticas. Os minérios de tipos 1 e 2 apresentam os mesmos valores de densidades médias de 1,77. Os materiais estéreis apresentaram densidades de 1,78 para o capeamento e 1,85 para intervalos que ocorrem entre os tipos mineralizados (Tabela 10).

Figura 135 – Histogramas de frequência com distribuição lognormal para a densidade dos três tipos de minério.

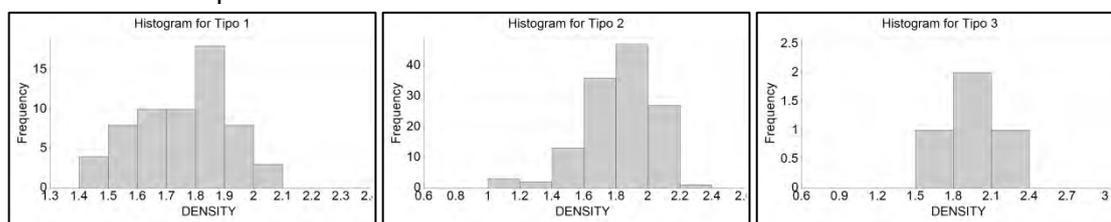


Figura 136 – Gráfico box plot dos valores de densidade medidos para cada tipo de minério e estéreis.

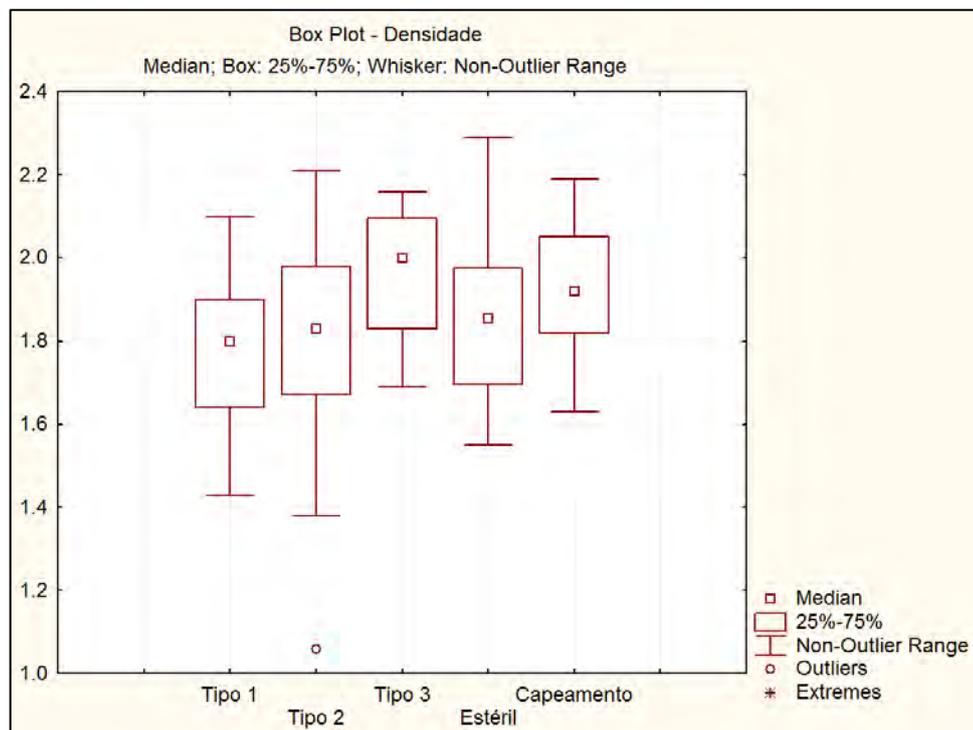


Tabela 10 – Sumário dos resultados estatísticos de densidade obtidos a partir dos dados de amostras originais e compostas

Densidades					
Amostras Originais					
Variáveis	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3	Estéril	Caapeamento
Total de Amostras	61.00	119.00	4.00	68.00	54.00
Mínimo	1.43	1.06	1.69	1.55	1.44
Máximo	2.10	2.21	2.16	2.29	2.05
Média	1.77	1.77	1.96	1.85	1.78
Variância	0.03	0.03	0.03	0.04	0.02
Desvio-Padrão	0.16	0.19	0.17	0.19	0.13
Coeficiente de Variação	0.09	0.10	0.09	0.10	0.08
<i>Skewness</i>	-0.17	-0.47	-0.60	0.26	-0.31
<i>Kurtosis</i>	-0.74	0.84	-0.97	-0.76	-0.43
5% Percentil	1.46	1.46	1.69	1.57	1.51
10% Percentil	1.53	1.51	1.69	1.60	1.60
Quantil 1	1.62	1.66	1.69	1.69	1.68
Mediana	1.79	1.79	2.00	1.86	1.80
Quantil 3	1.90	1.89	2.03	1.96	1.88
90% Percentil	1.94	1.99	2.16	2.10	1.94
95% Percentil	1.99	2.07	2.16	2.18	1.95
Amostras Compostas					
Variáveis	Tipo 1	Tipo 2	Tipo 3		
Total de Amostras	53.00	131.00	4.00		
Mínimo	1.43	1.06	1.69		
Máximo	2.10	2.21	2.16		
Média	1.77	1.81	1.96		
Variância	0.03	0.05	0.03		
Desvio-Padrão	0.16	0.21	0.17		
Coeficiente de Variação	0.09	0.12	0.09		
<i>Skewness</i>	-0.19	-1.07	-0.60		
<i>Kurtosis</i>	-0.77	1.77	-0.97		
5% Percentil	1.49	1.46	1.69		
10% Percentil	1.53	1.52	1.69		
Quantil 1	1.62	1.67	1.69		
Mediana	1.80	1.83	2.00		
Quantil 3	1.90	1.97	2.03		
90% Percentil	1.97	2.03	2.16		
95% Percentil	1.99	2.07	2.16		

14.2 MODELOS DE BLOCOS

A partir dos sólidos mineralizados modelados na etapa anterior, os recursos existentes nas áreas de alvarás da CPRM foram estimados por meio da geração de modelos de blocos. As dimensões dos blocos foram baseadas no espaçamento médio da malha de sondagem, utilizando-se como referência o relatório técnico da Aguiá Resources Limited na região de Lucena (PB) (SRK CONSULTING, 2013). Assim como a modelagem, a geração de blocos foi realizada no *software* Datamine/Strata 3D, o qual se diferencia de *softwares* semelhantes pela construção de modelos de prismas, em que cada bloco possui coordenadas de vértices e de centro das faces. Como resultado, tem-se um modelo de blocos mais fidedigno ao sólido mineralizado (Figuras 137 e 138).

Destaca-se que, em função da desigualdade de espaçamento entre as malhas de sondagem dos blocos Norte e Sul, utilizaram-se tamanhos de blocos distintos para cada um deles. Para o Bloco Norte, o tamanho de blocos estabelecido foi de 100x100x1 m, com fator de sub-blocagem de duas vezes, ao passo que no Bloco Sul, por este apresentar malha com espaçamento maior, o tamanho foi de 250x250x1 m, utilizando-se o mesmo fator de sub-blocagem de duas vezes (Tabela 11).

Tabela 11 – Parâmetros utilizados nos modelos de blocos individualizados por setor (blocos Norte e Sul)

Bloco	Eixos	Tamanho do Bloco	Tamanho de Sub-Blocos	Origem UTM	Número de Blocos	Rotação
Norte	X	100	50	280.471	130	0
	Y	100	50	9.174.717	198	0
	Z	1	0.5	-150	350	0
Sul	X	250	125	287.776	25	0
	Y	250	125	9.155.154	33	0
	Z	1	0.5	-150	350	0

Figura 137 – Vista em perspectiva dos modelos de blocos dos três tipos de minério no bloco Norte.

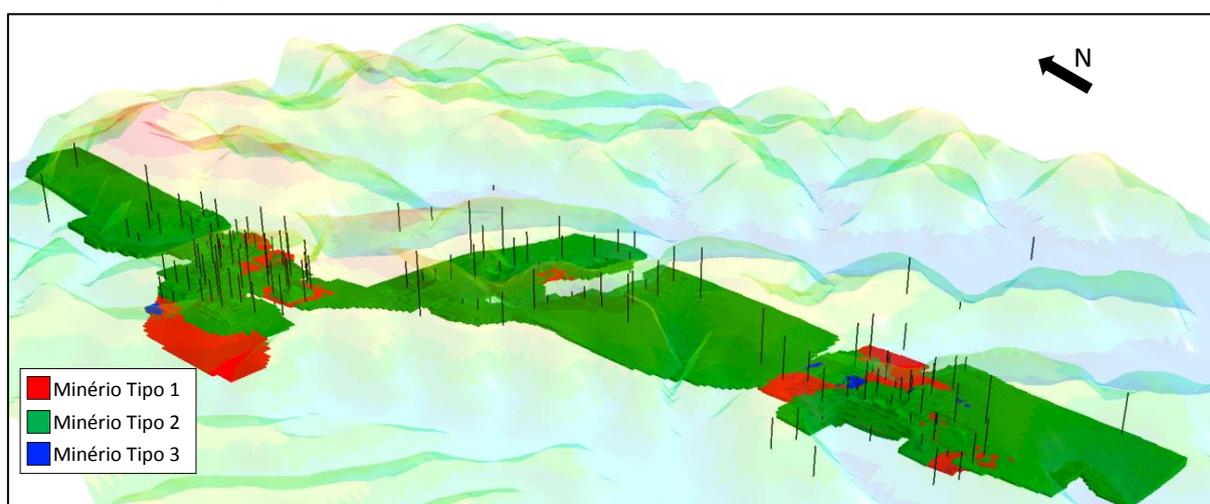
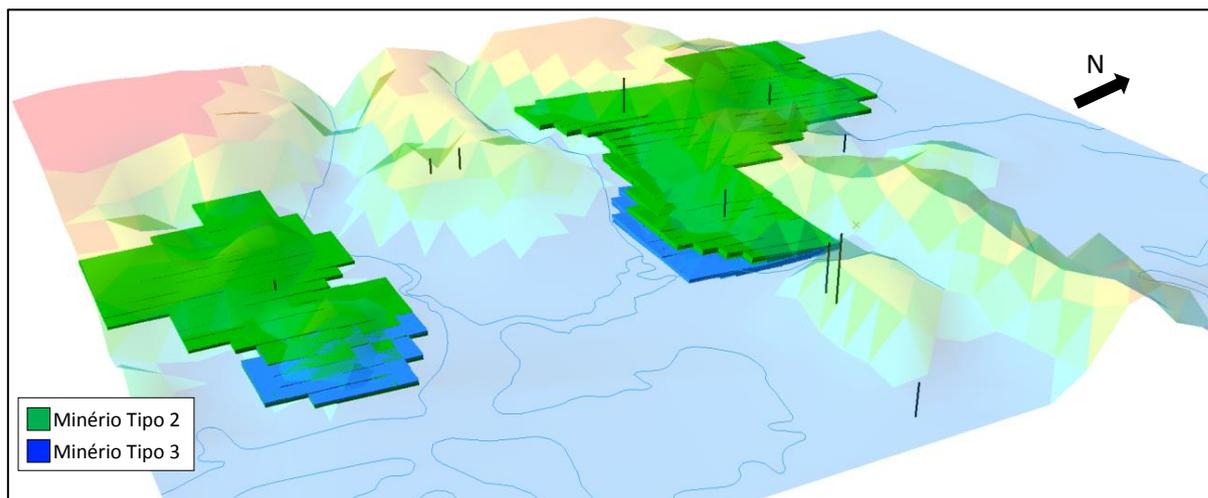


Figura 138 – Vista em perspectiva dos modelos de blocos dos dois tipos de minério modelados no bloco Norte.

Procedeu-se à comparação entre os volumes dos modelos de blocos e dos sólidos gerados na modelagem geológica, com o objetivo de se verificar a aderência do modelo de blocos ao modelo geológico, a qual é intrinsecamente influenciada pelo fator de sub-blocagem estabelecido, levando-se em consideração o nível de complexidade, a geometria e as dimensões do depósito (Tabela 12). Comumente, é aceita uma tolerância de até 5% de diferença entre os volumes; entretanto, neste estudo, as diferenças obtidas foram, em sua maioria, maiores do que 5%. Essa discrepância ocorre em função da irregularidade da malha de sondagem utilizada, onde não há equidistância entre os furos. Dessa forma, ainda que se utilizassem tamanhos de blocos ou sub-blocos menores, dificilmente a tolerância de 5% seria atendida.

Tabela 12 – Análise de aderência do modelo de blocos ao modelo geológico

Comparação Volumétrica: Modelos de Blocos x Modelo Geológico				
Bloco	Tipo de Minério	Volume Modelo de Blocos (m ³)	Volume dos Sólidos (m ³)	Diferença (%)
Norte	Tipo 1 – <i>High Grade</i>	4.354.337	4.740.273	8,14
	Tipo 2 – <i>Low Grade</i>	51.681.089	53.481.011	3,37
	Tipo 3 – <i>Low Grade</i>	259.616	302.005	14,04
Sul	Tipo 2 – <i>Low Grade</i>	6.162.278	7.104.612	13,26
	Tipo 3 – <i>Low Grade</i>	982.397	1.119.119	12,22

A vista em planta dos modelos de blocos produzidos classificados por tipo de minério nos dois blocos de estudo é exibida nas figuras 139 e 140, enquanto nas figuras 141 e 142 são apresentadas duas seções verticais exibindo os mesmos blocos em profundidade.

Figura 139 – Vista em planta dos modelos de blocos classificados por tipo de minério (bloco Norte).

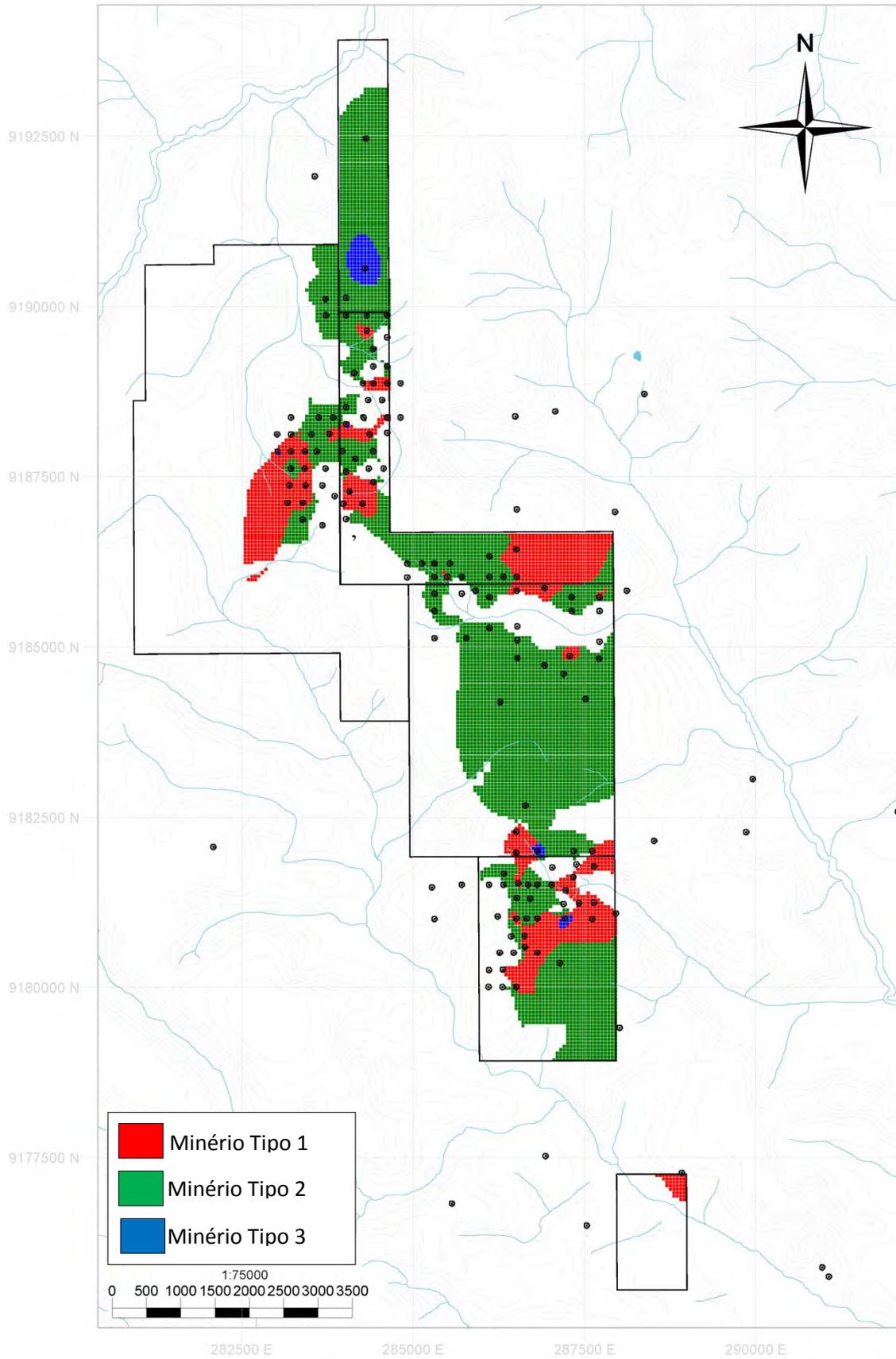


Figura 140 – Vista em planta dos modelos de blocos classificados por tipo de minério (bloco Sul).

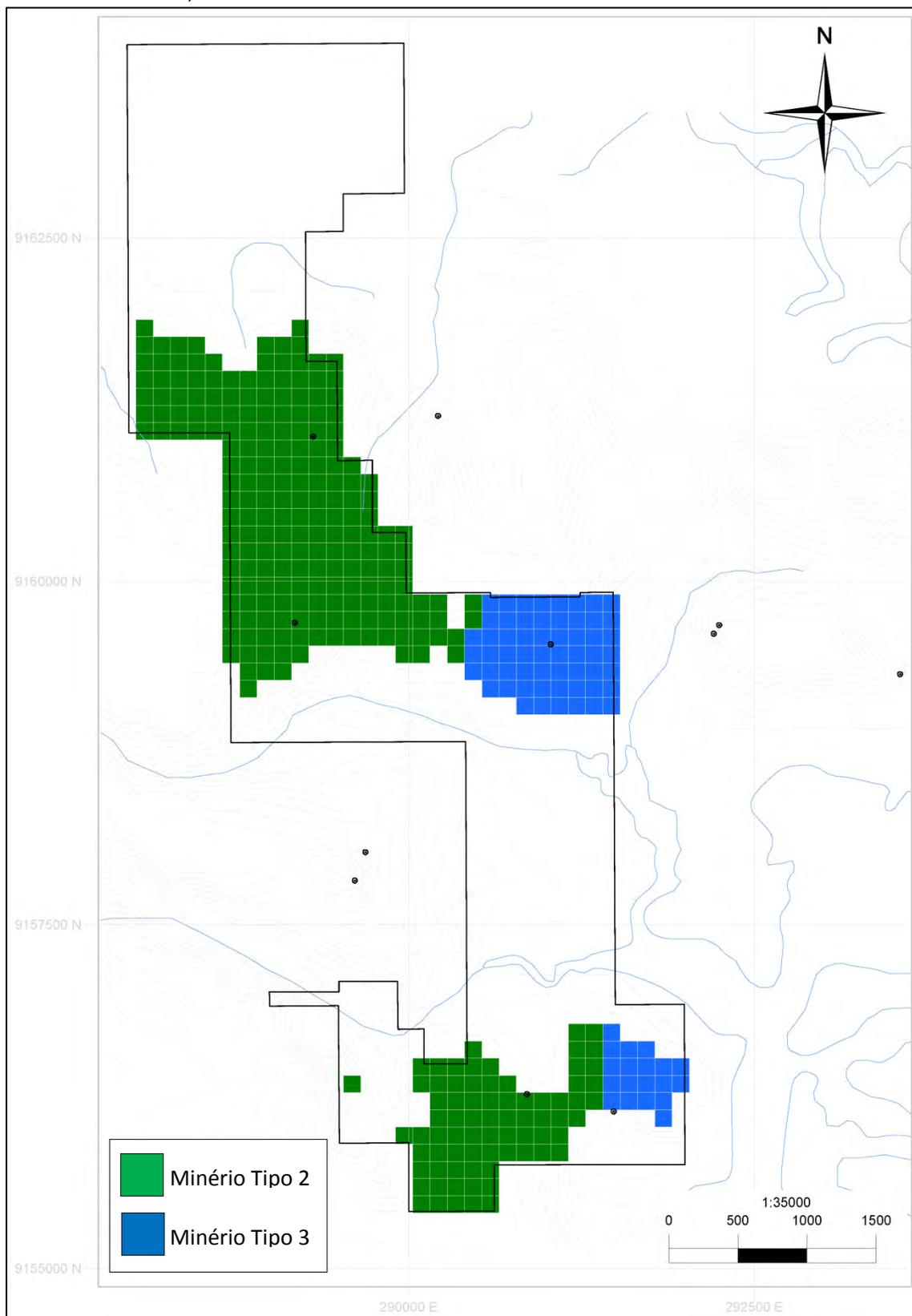
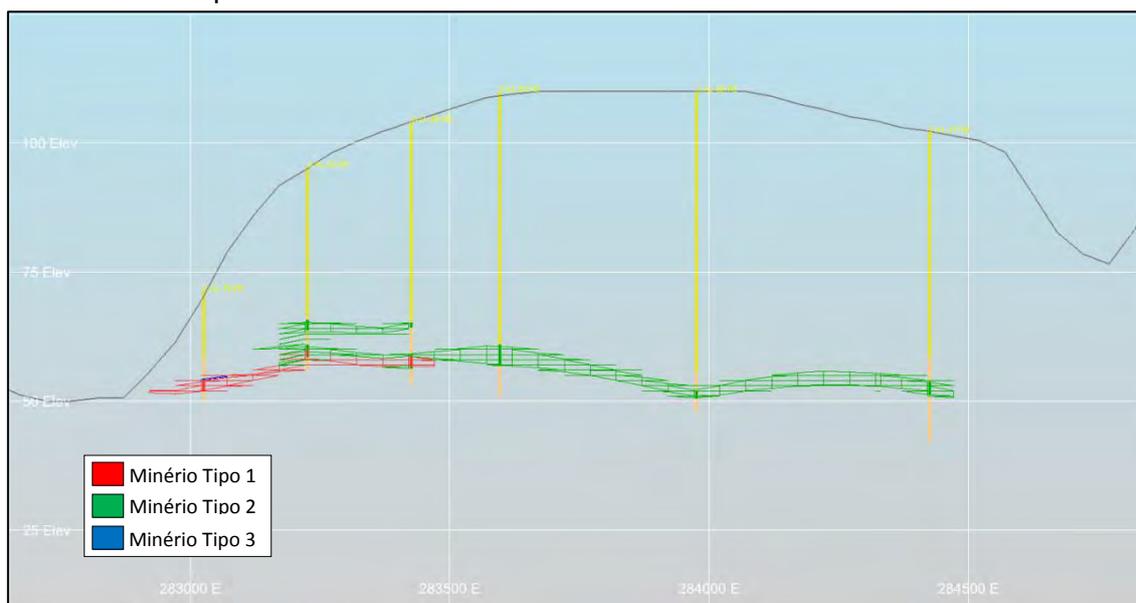
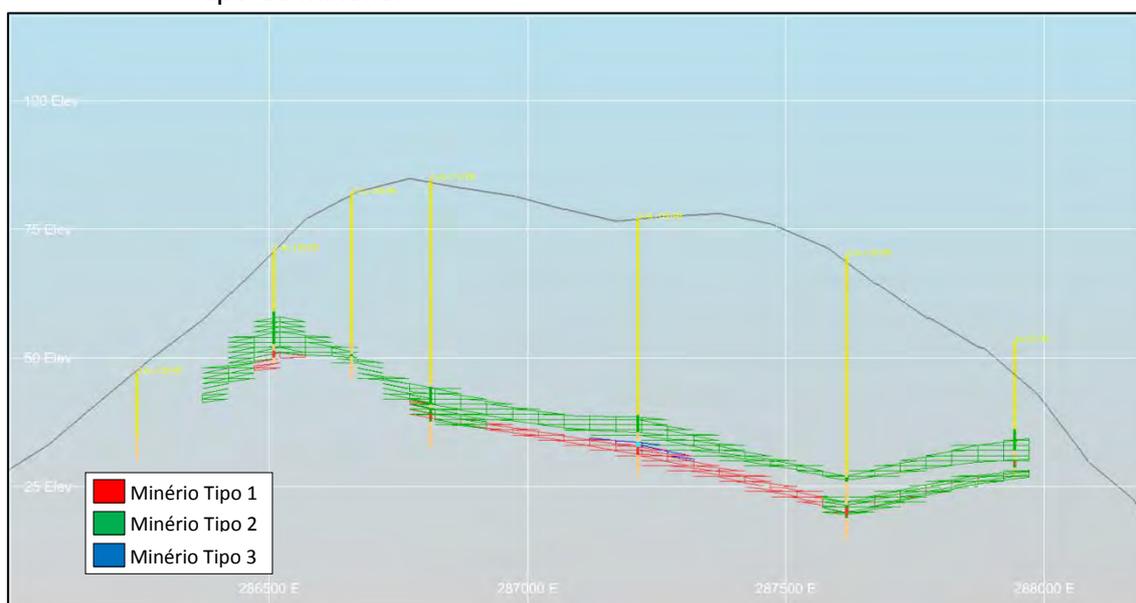


Figura 141 – Seção vertical A-B: modelo de blocos dos corpos de minério classificados por tipo de minério.**Figura 142** – Seção vertical G-H: modelo de blocos dos corpos de minério classificados por tipo de minério.

14.3 METODOLOGIA DE ESTIMATIVA E CLASSIFICAÇÃO DE RECURSOS

Considerando-se os requisitos, segundo o código internacional JORC (2012), que devem ser atendidos para classificação dos recursos, de acordo com o grau de confiabilidade, em medidos, indicados e inferidos, os recursos avaliados neste estudo foram classificados em sua totalidade como inferidos. As razões para essa classificação estão relacionadas a seguir:

- Os pontos de observação (malha de sondagem) situam-se a grandes distâncias ou a espaçamentos insatisfatórios e irregulares, inadequados para utilização de critérios geoestatísticos, visando à estimativa e classificação de recursos.

- Os dados utilizados provêm da década de 1980; portanto, não há como comprovar a acurácia do posicionamento dos furos de sondagem, tendo em vista que não foi possível localizar as bocas dos furos em campo.
- Deterioração dos testemunhos de sondagem ao longo do tempo, por motivos tais como utilização de caixas de madeira para acondicionamento e armazenamento em local inadequado.

Em função das limitações descritas, a estimativa dos recursos fosfáticos foi desenvolvida por meio do método Inverso do Quadrado da Distância (IQD), com a utilização de três raios de busca distintos para interpolação dos teores. Dessa maneira, considerando o grande espaçamento e a irregularidade da malha de sondagem existente, as distâncias adotadas para os raios foram de 500, 1.000 e 5.000 m. Ainda assim, pelos motivos já citados, todos os recursos estimados receberam a mesma classificação de recursos inferidos (Quadro 12).

Quadro 12 – Dimensões dos elipsoides de busca

Crítérios	1	2	3
Mínimo de amostras por bloco	1	1	1
Máximo de amostras por bloco	20	20	20
Número mínimo de furos	1	1	1
Dimensões maior, média e menor do elipsoide de busca (m)	500x500x2	1000x1000x4	5000x5000x20

No Strata 3D, os arquivos de modelo de blocos foram estimados para cada tipo de minério e bloco, recebendo as denominações Estima_Ore_Norte_Miriri_CPRM e Estima_Ore_Sul_Miriri_CPRM, ambos com data de congelamento em 06.04.2015. Nesses arquivos, a coluna STRATUM refere-se aos tipos de minérios modelados no presente estudo (Tipo 1 = MIN1; Tipo 2 = RF_AL_1, RF_AL2 e RF_AL3; Tipo 3 = GR_RF).

A distribuição dos recursos nos corpos mineralizados distribuídos nos blocos Norte e Sul, classificados de acordo com seu teor médio, é apresentada nas figuras 143 a 147.

Figura 143 – Mapa em planta do bloco Norte: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 1.

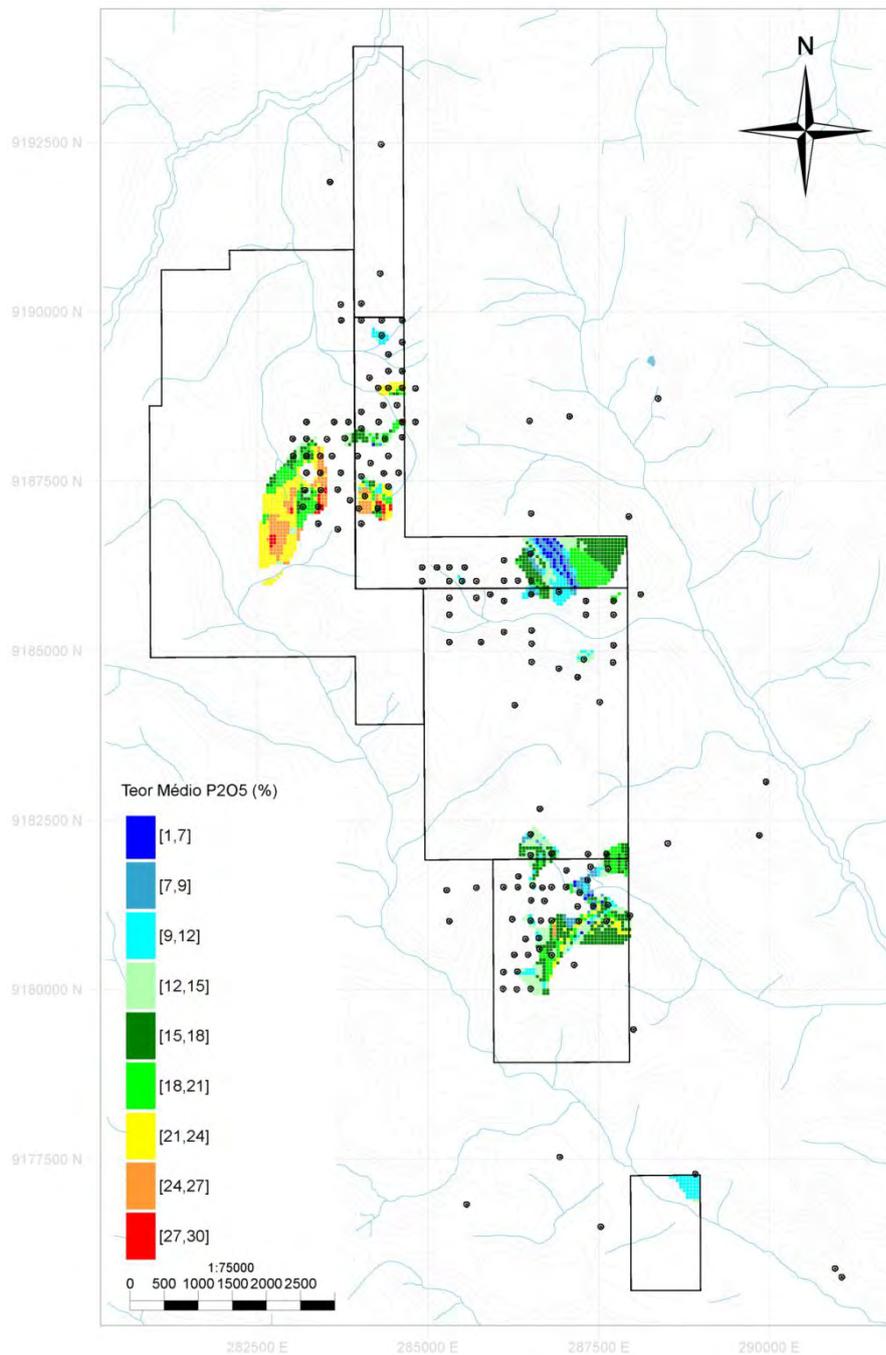


Figura 144 – Mapa em planta do bloco Norte: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 2.

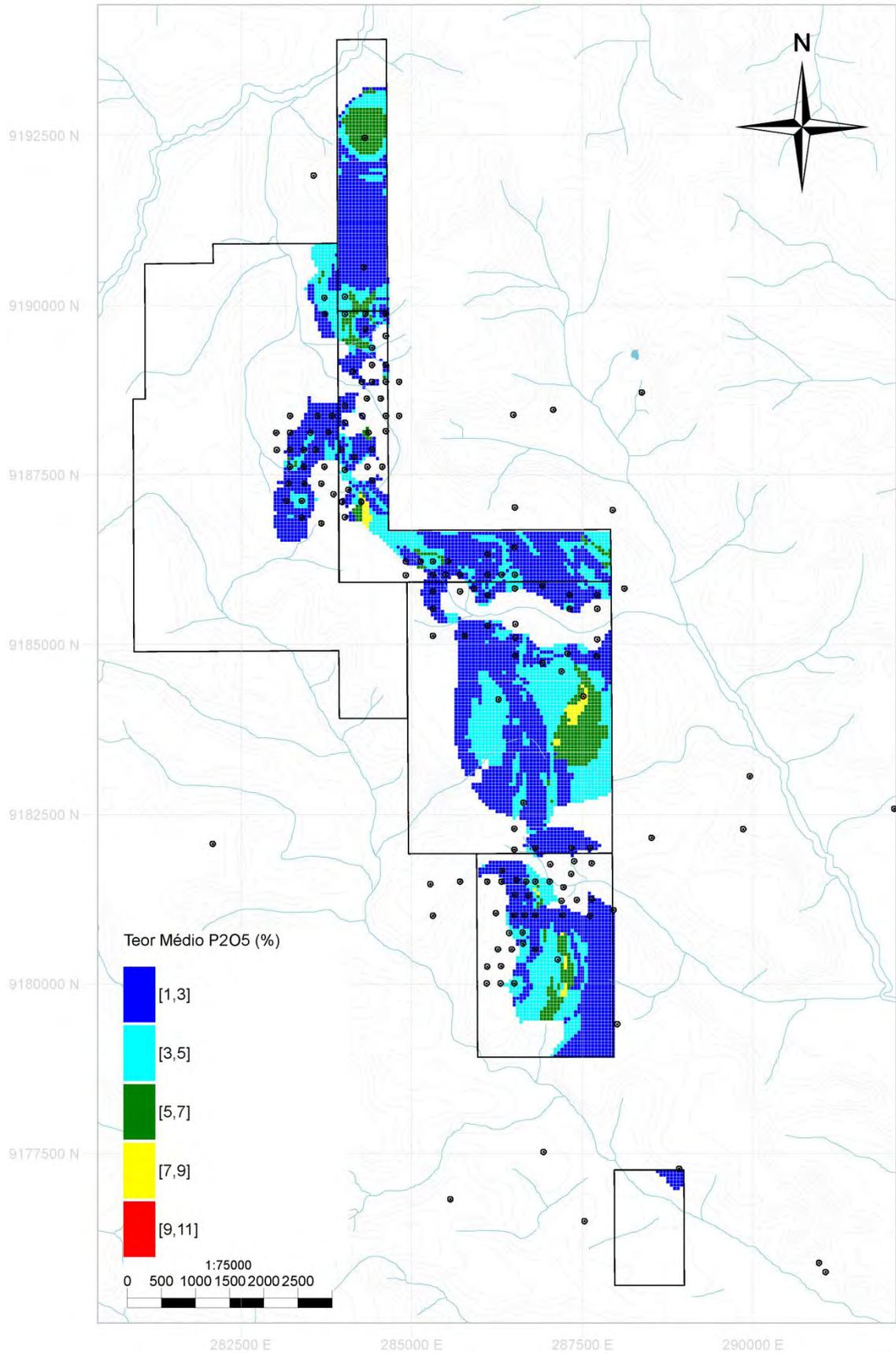


Figura 145 – Mapa em planta do bloco Norte: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 3.

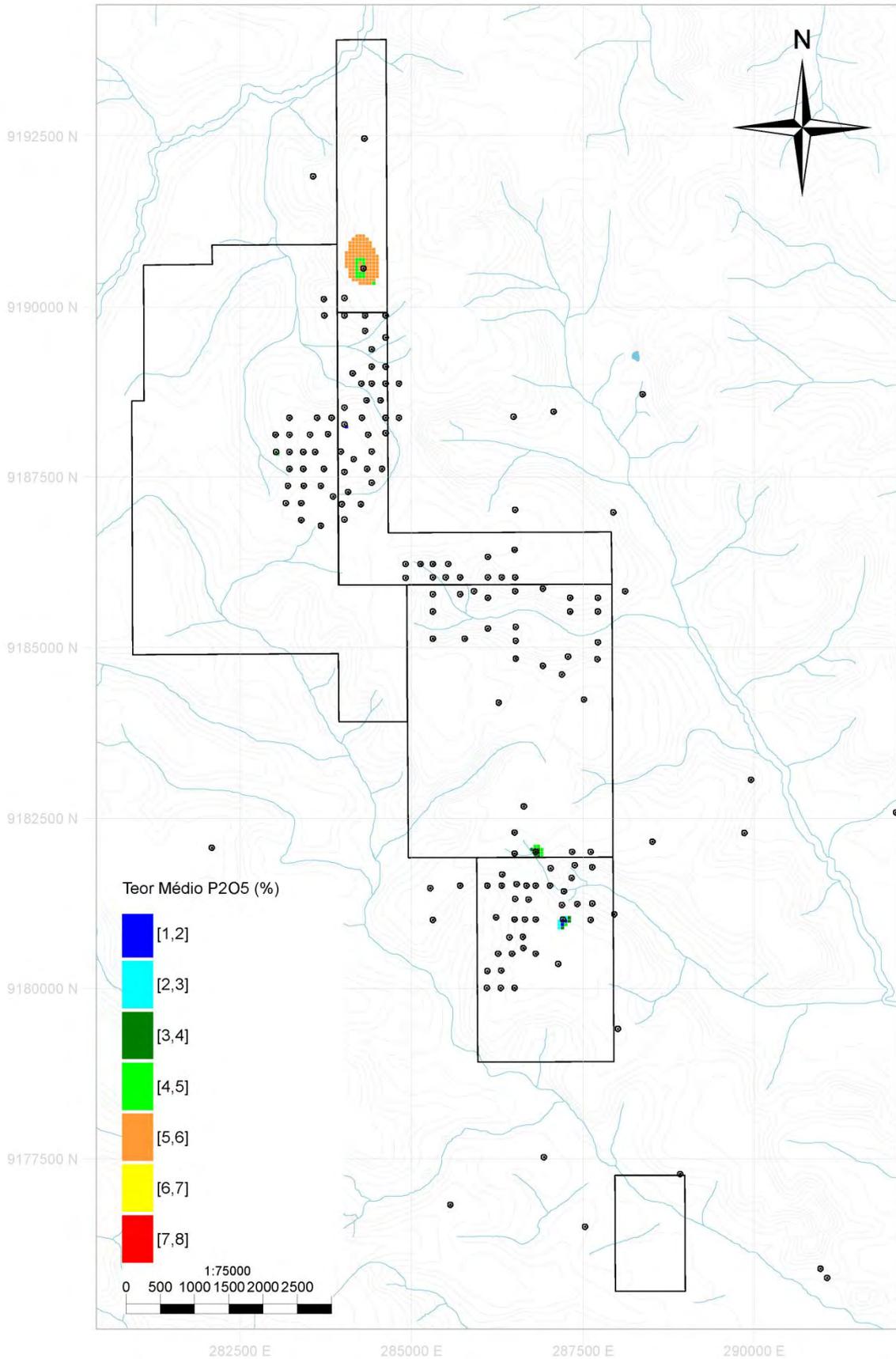


Figura 146 – Mapa em planta do bloco Sul: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 2.

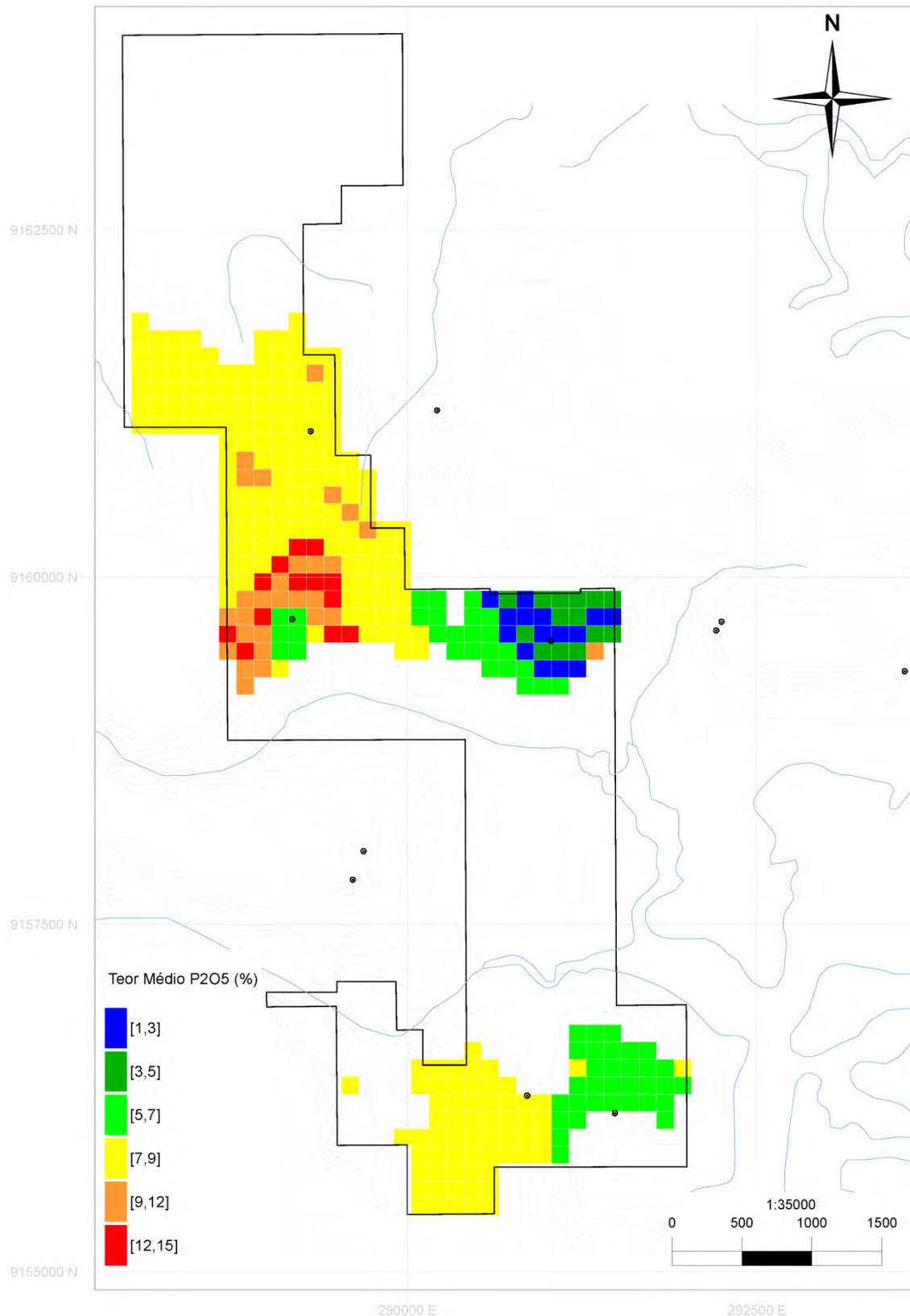
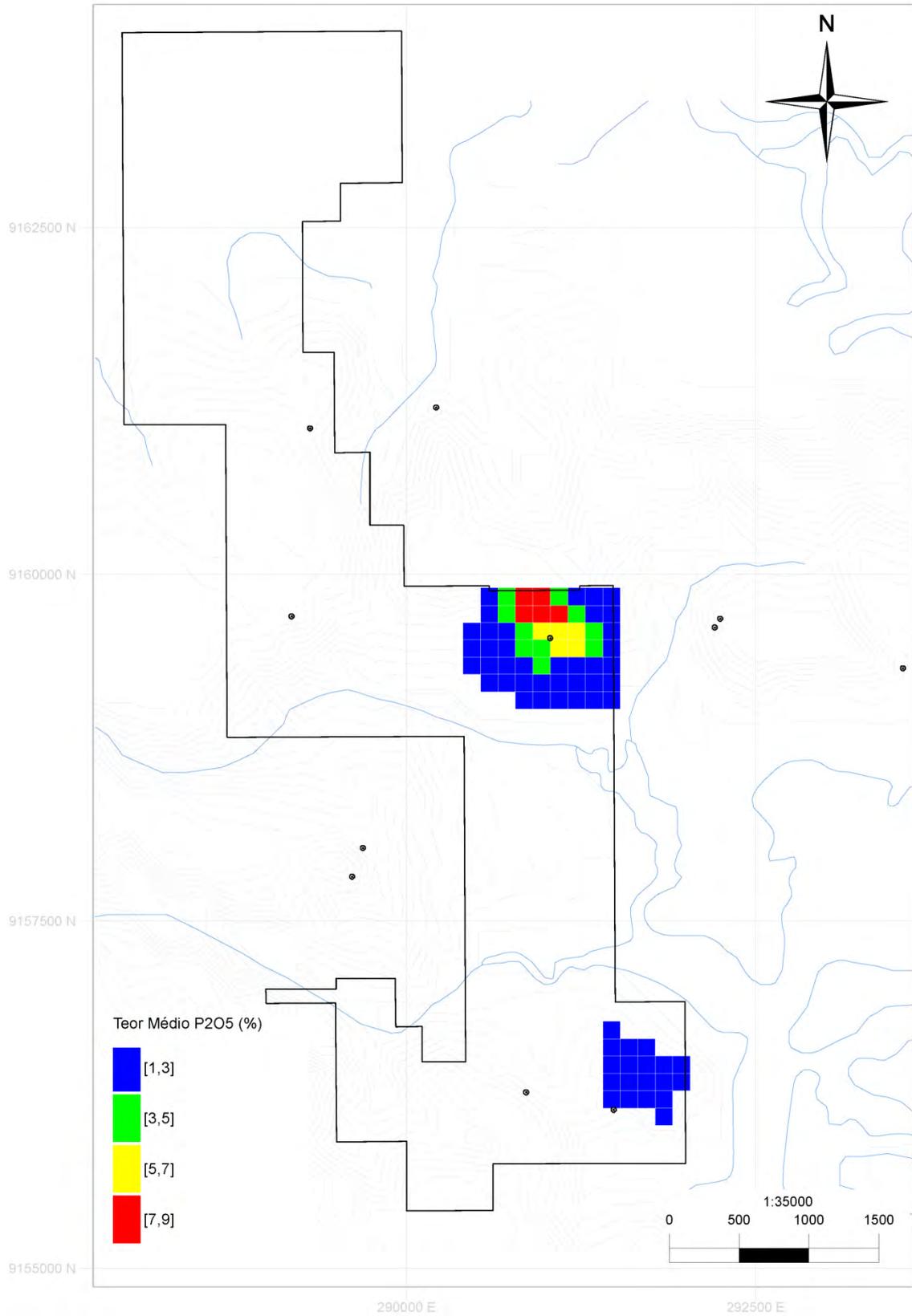


Figura 147 – Mapa em planta do bloco Sul: distribuição do teor de $P_2O_5\%$ estimado para os blocos de minério tipo 3.



14.4 CURVAS DE PARAMETRIZAÇÃO

Para elaboração das curvas de parametrização do recurso total, para cada tipo de minério considerou-se a variável P₂O₅ (Figuras 148 a 152). A curva vermelha é lida no eixo “Quantidade de Minério (Mt)”, enquanto a curva verde é lida no eixo “Teor médio em % para P₂O₅”. O eixo horizontal indica o *cut-off* considerado e é válido para os dois eixos verticais.

Figura 148 – Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P₂O₅ para o minério tipo 1 – *High grade*.

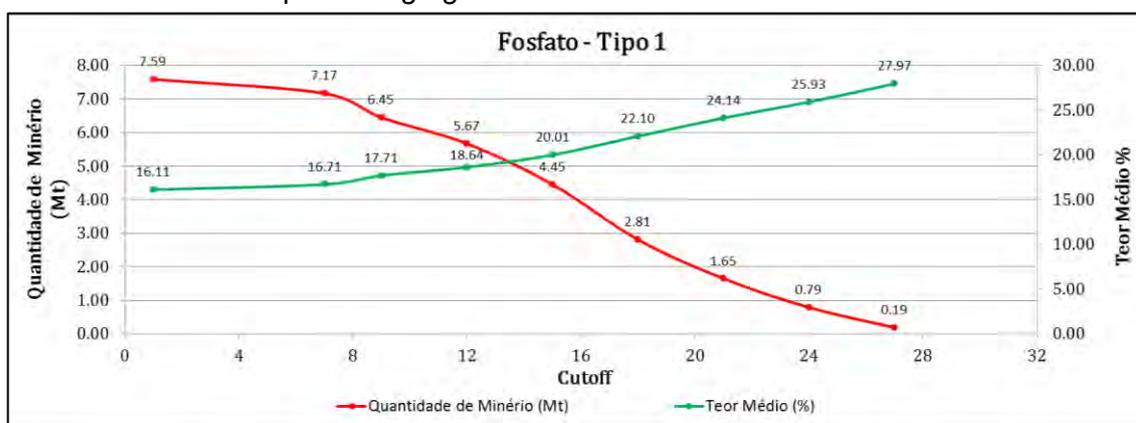


Figura 149 – Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P₂O₅ para o minério tipo 2 – *Low grade* (bloco Norte).

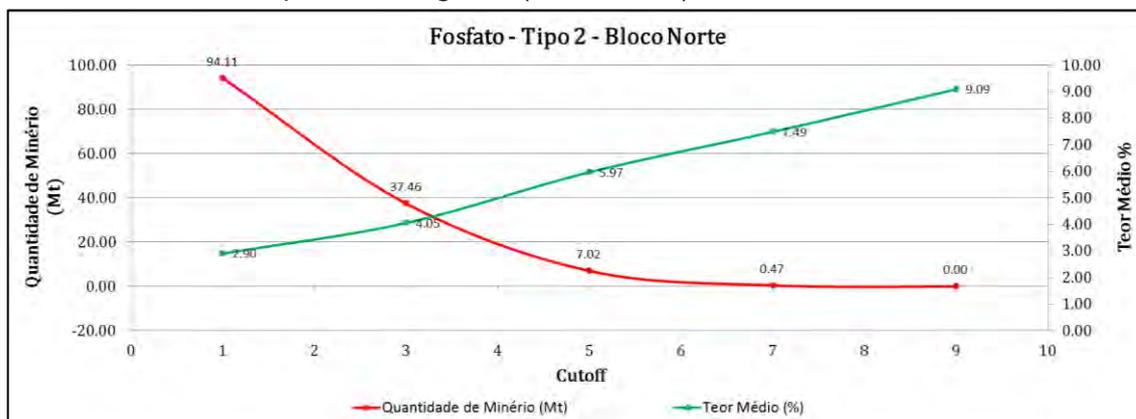


Figura 150 – Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P₂O₅ para o minério tipo 2 – *Low grade* (bloco Sul).

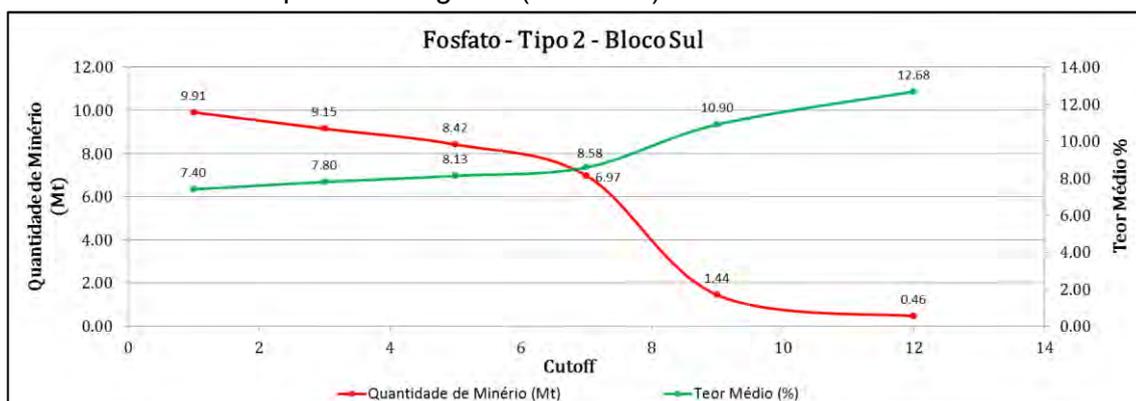


Figura 151 – Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P₂O₅ para o minério tipo 3 – Low grade (bloco Norte).

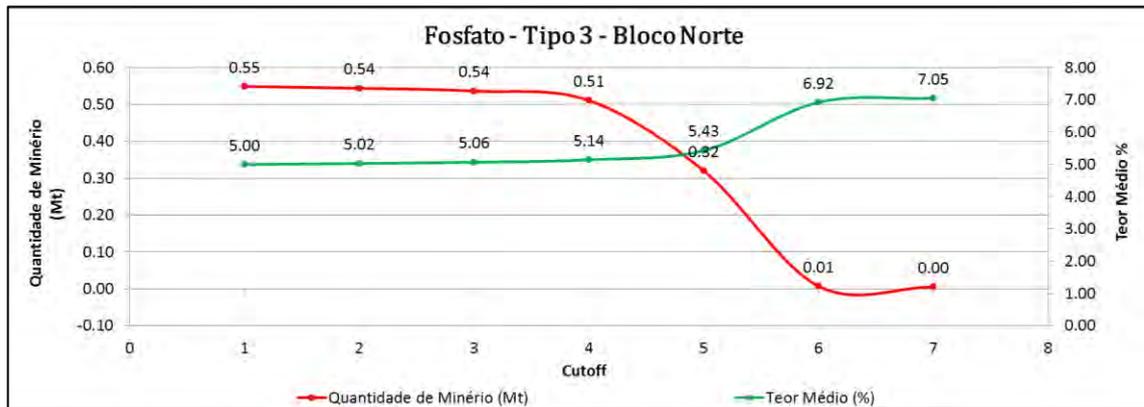
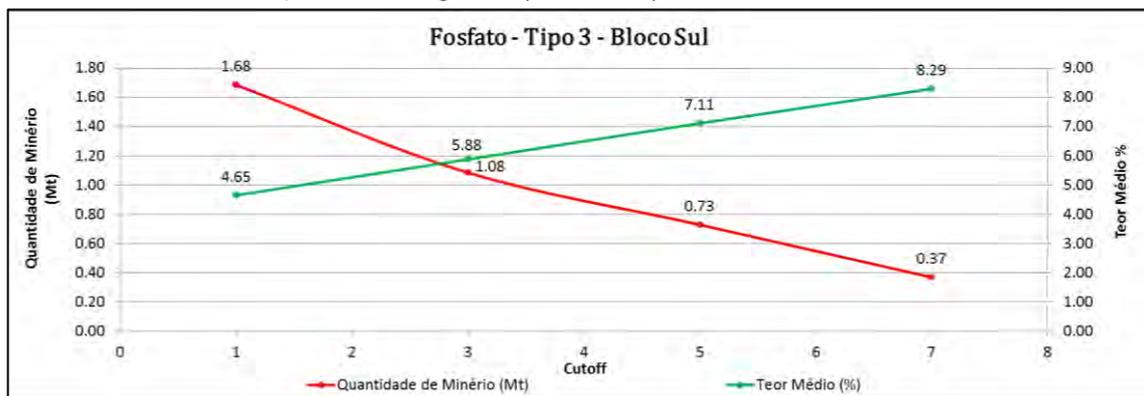
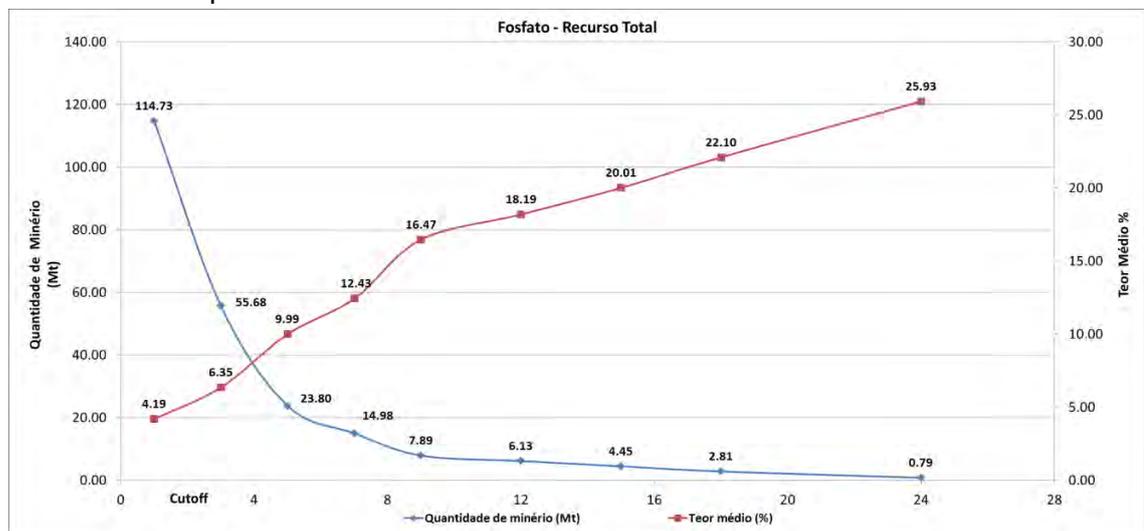


Figura 152 – Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P₂O₅ para o minério tipo 3 – Low grade (bloco Sul).



Para elaboração da curva de parametrização do recurso total na área do Projeto Miriri, considerou-se a variável P₂O₅ (Figura 153). A curva vermelha é lida no eixo “Quantidade de Minério (Mt)”, enquanto a curva azul é lida no eixo “Teor médio em % para P₂O₅”. O eixo horizontal indica o *cut-off* considerado e é válido para os dois eixos verticais.

Figura 153 – Curvas de parametrização do recurso total a partir da variável P₂O₅ para todos os tipos de minério



Também foi executada a parametrização de tonelagem por espessura de minério e isocoberturas de capeamento. A partir da parametrização dos recursos, foram gerados mapas para os respectivos temas, de modo a espacializar a sua distribuição em planta.

14.4.1 Espessura

Para parametrização dos recursos pela espessura x minério x teor médio dos corpos mineralizados nas áreas investigadas, foram gerados mapas de isovalores para cada tipo de minério (1, 2 e 3) e blocos de pesquisa (Norte e Sul).

Os resultados são apresentados em tabelas de parametrização dos recursos (Tabelas 13 a 17), em gráficos de espessura da camada mineralizada por faixas de interesse (Figuras 154, 156, 158, 160 e 162) e em mapas de isoespessuras para cada tipo de minério em cada bloco estudado (Figuras 155, 157, 159, 161 e 163).

Tabela 13 – Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Norte – tipo 1)

Espessura – Bloco Norte (Tipo 1)				
Chave	Espessura (m)	Minério (t)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)
1	0,2-0,5	712.954	18,37	0,39
2	0,5-1	2.234.361	16,34	0,73
3	1-1,5	2.389.440	17,98	1,24
4	1,5-2	948.360	15,94	1,68
5	2-2,5	468.896	12,37	2,23
6	2,5-3	270.295	9,75	2,73
7	3-3,5	205.731	10,40	3,22
8	3,5-4	205.332	11,01	3,71
9	4-4,5	72.085	11,44	4,21
10	4,5-5	80.139	11,14	4,69
Total		7.587.594	16,11	1,11

Figura 154 – Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipo 1).

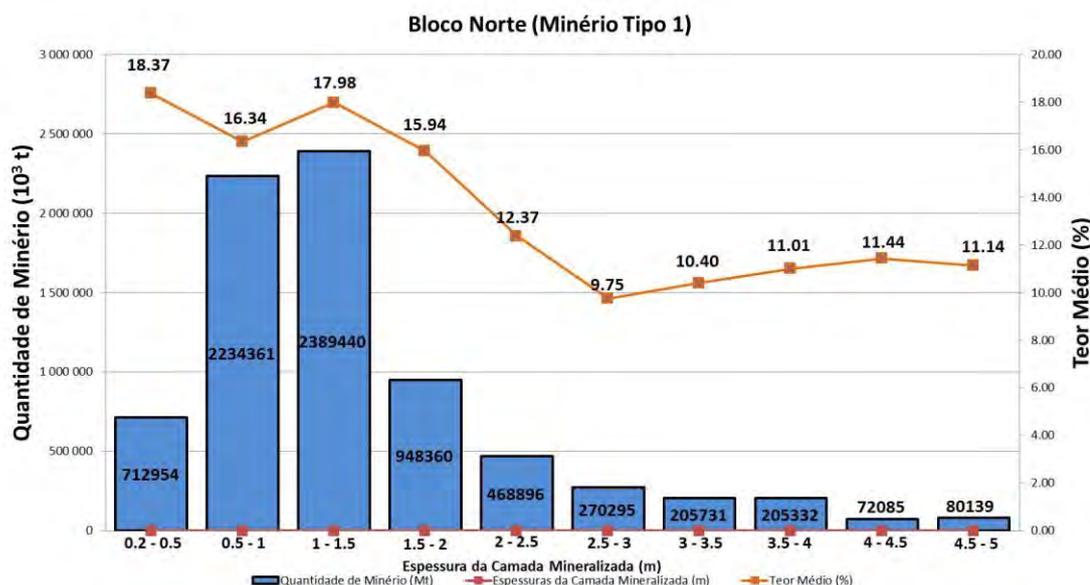


Figura 155 – Mapa em planta do bloco Norte: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 1.

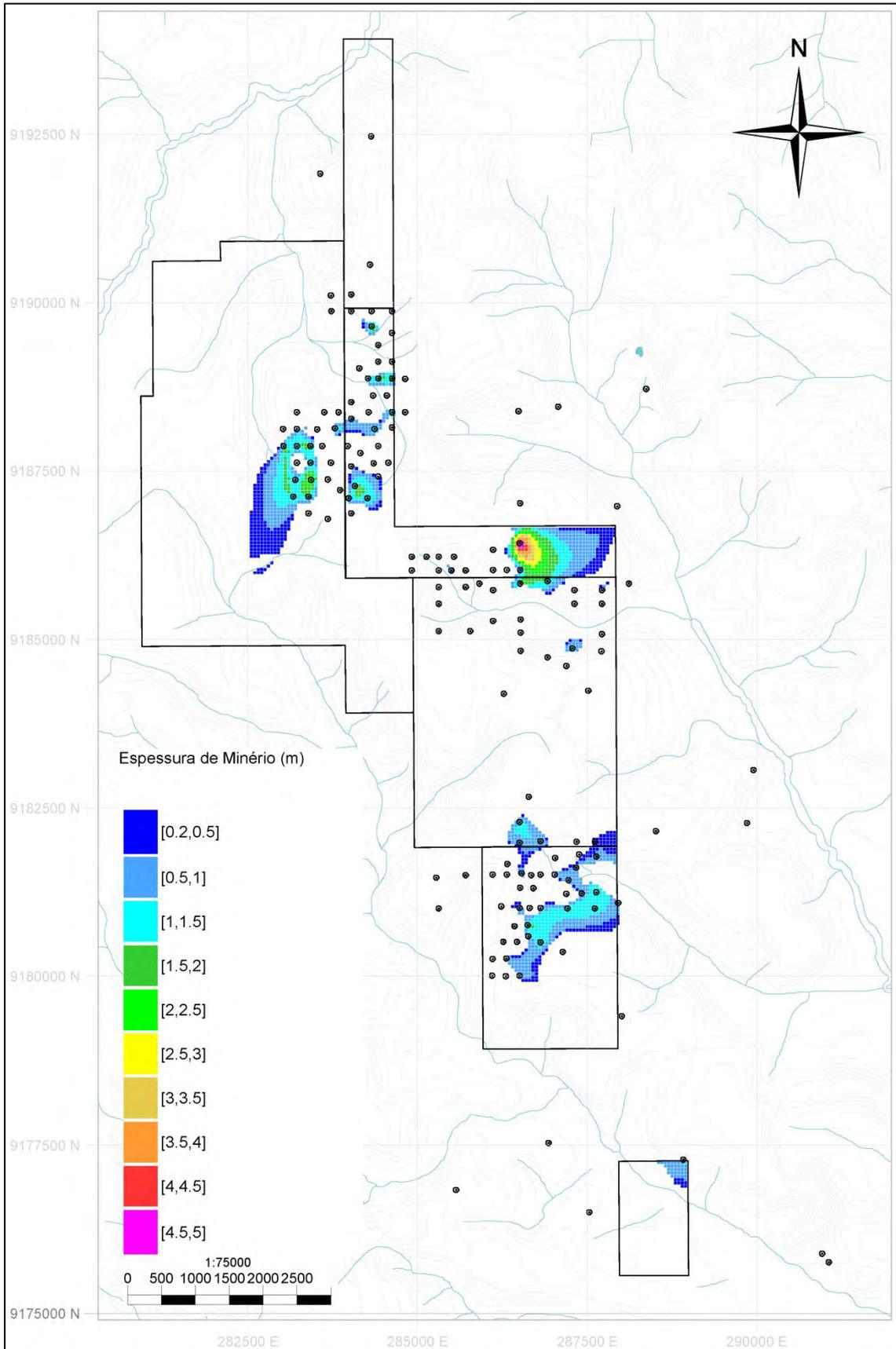


Tabela 14 – Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Norte – tipo 2)

Espessura – Bloco Norte (Tipo 2)				
Chave	Espessura (m)	Minério (Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)
1	0,2-0,5	1.381.571	2,70	0,38
2	0,5-1	5.098.578	2,68	0,76
3	1-3	41.403.000	3,02	2,02
4	3-5	35.051.000	2,92	3,78
5	5-7	7.953.837	2,33	5,71
6	7-9	2.805.136	2,77	7,90
7	9-12	1.055.261	2,51	9,73
Total		94.748.383	2,89	2,70

Figura 156 – Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipo 2).

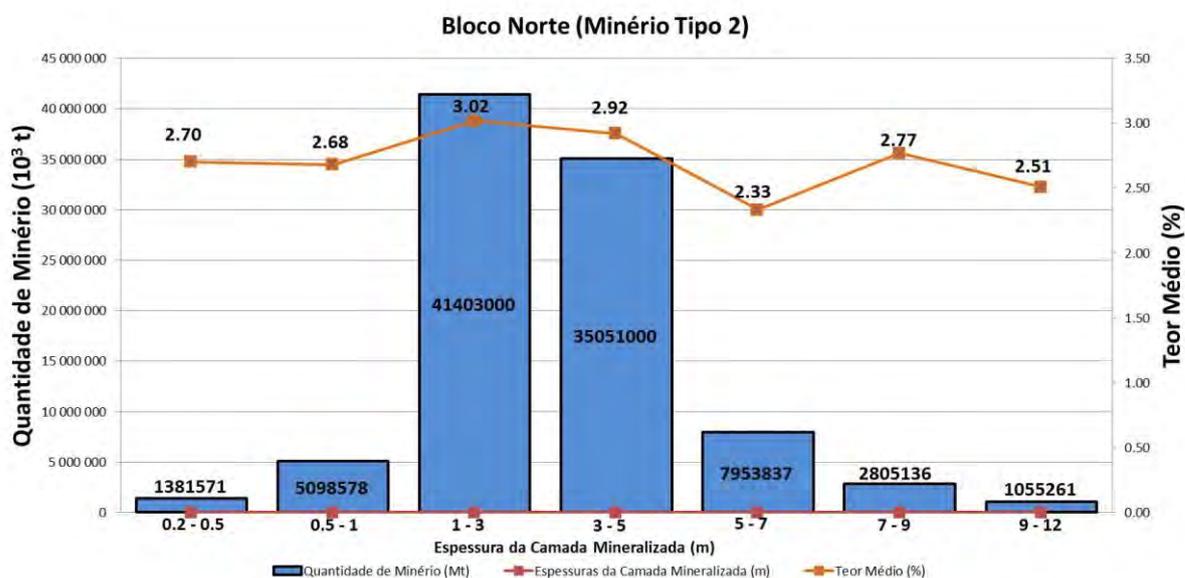


Figura 157 – Mapa em planta do bloco Norte: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 2.

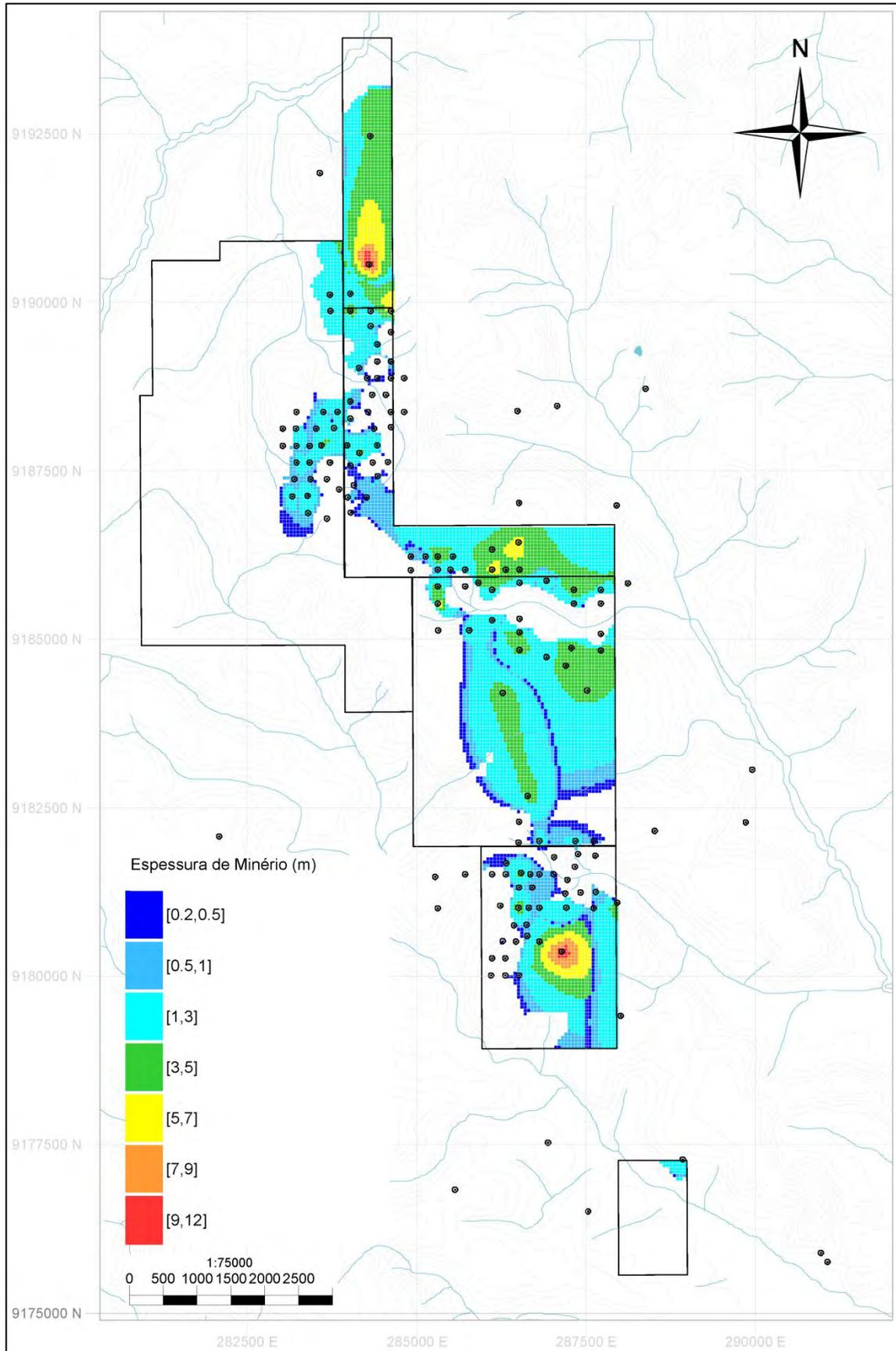


Tabela 15 – Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Norte – tipo 3)

Espessura – Bloco Norte (Tipo 3)				
Chave	Espessura (m)	Minério (Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)
1	0,2 - 0,5	107.868	4,75	0,41
2	0,5 - 1	241.843	5,02	0,73
3	1 - 1,5	147.898	5,11	1,23
4	1,5 - 2	51.051	5,11	1,61
Total		548.661	5,00	0,79

Figura 158 – Gráfico representativo da relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipo 3).

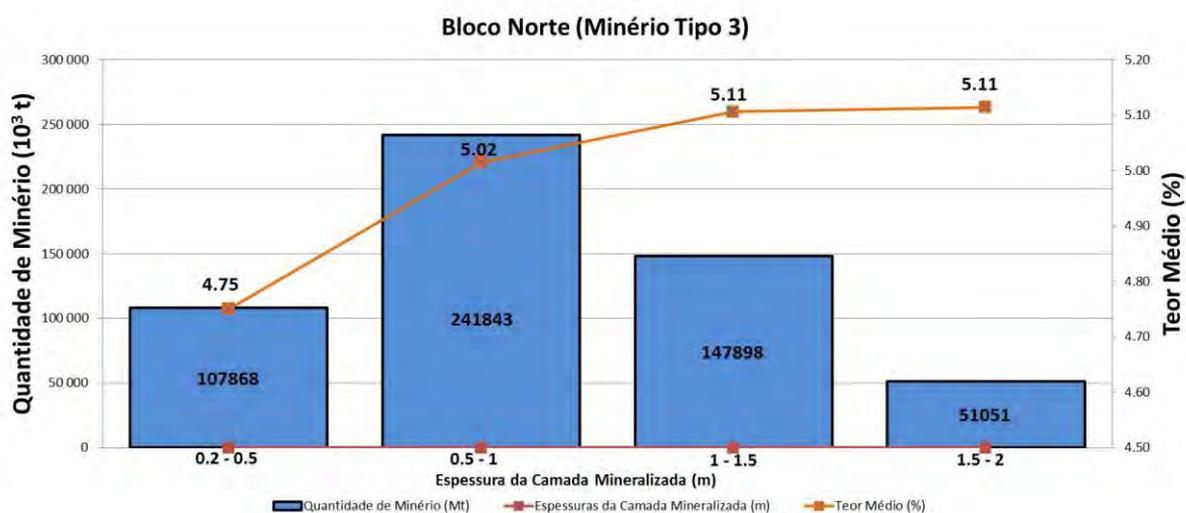


Figura 159 – Mapa em planta do bloco Norte: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 3.

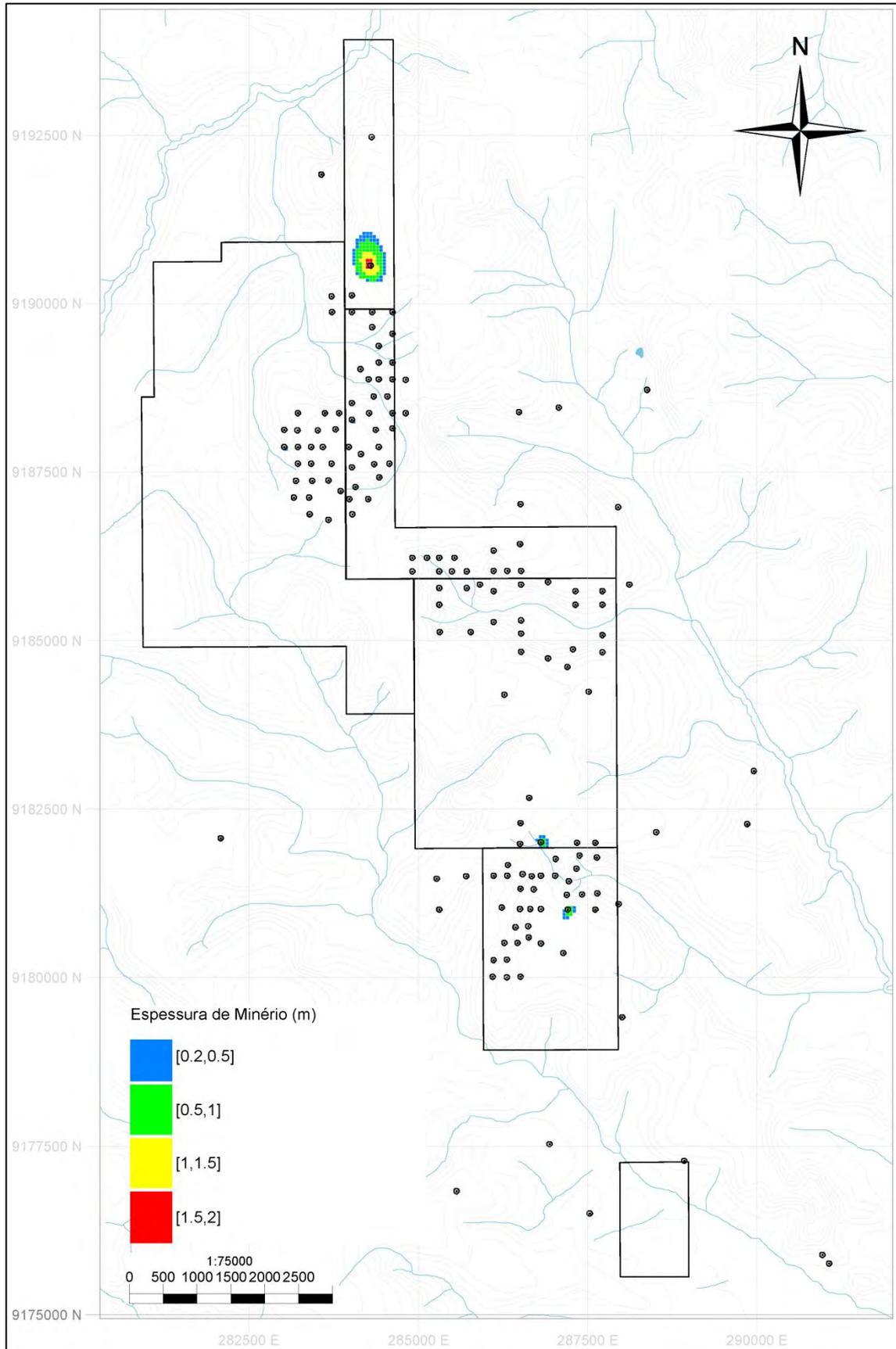


Tabela 16 – Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Sul – tipo 2)

Espessura – Bloco Sul (Tipo 2)				
Chave	Espessura (m)	Minério (Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)
1	0,2-0,5	58.584,90	5,95	0,40
2	0,5-1	1.887.710,80	7,06	0,75
3	1-1,5	4.179.693,30	7,85	1,27
4	1,5-2	2.484.686,30	8,27	1,75
5	2-2,5	814.637,10	5,52	2,21
6	2,5-3	326.531,80	3,43	2,71
7	3-3,5	157.424,20	4,32	3,01
	Total	9.909.268	7,40	1,34

Figura 160 – Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Sul – tipo 2).

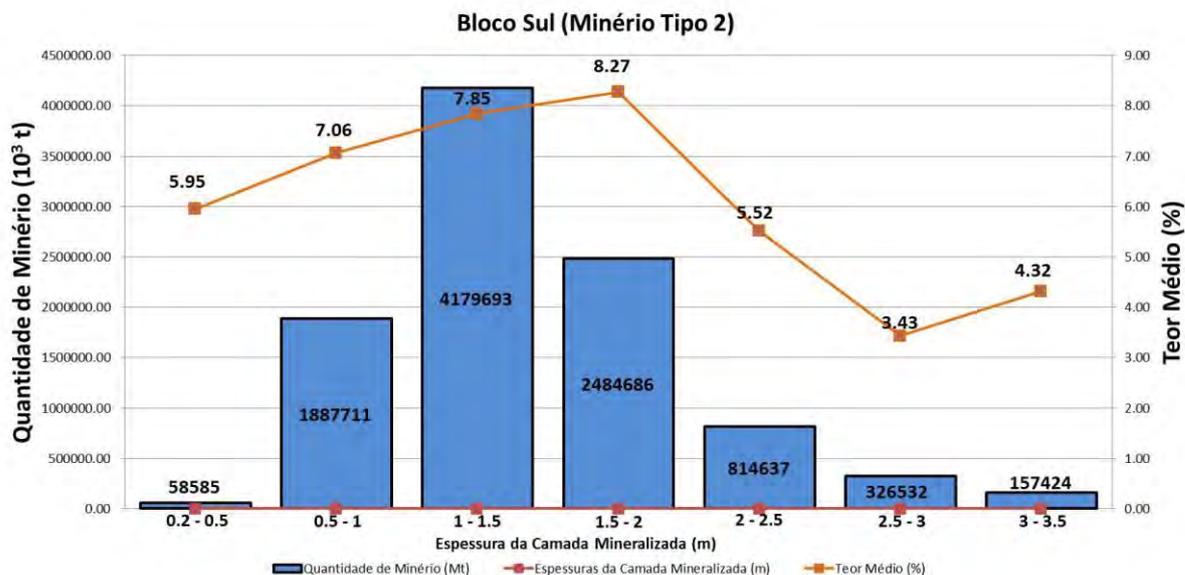


Figura 161 – Mapa em planta do bloco Sul: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 2.

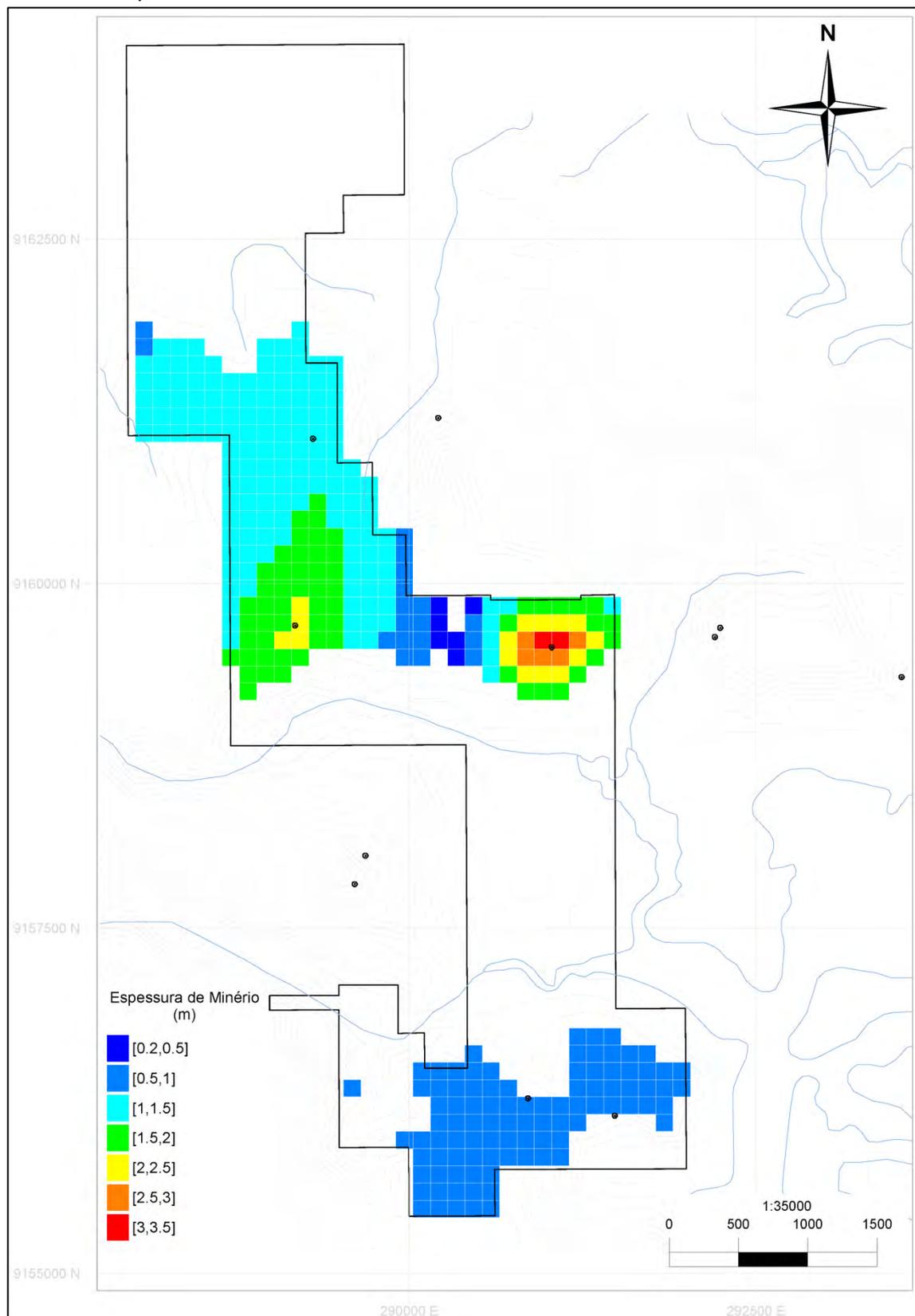


Tabela 17 – Parametrização dos recursos por espessura da camada mineralizada (bloco Sul – tipo 3)

Espessura – Bloco Sul (Tipo 3)				
Chave	Espessura (m)	Minério (Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)
1	0,2-0,5	253.507,30	1,41	0,39
2	0,5-1	446.949,60	3,30	0,79
3	1-1,5	899.781,30	5,49	1,22
4	1,5-2	265.245,00	4,65	1,60
Total		1.865.483,20	4,29	0,95

Figura 162 – Relação entre as espessuras da camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Sul – tipo 3).

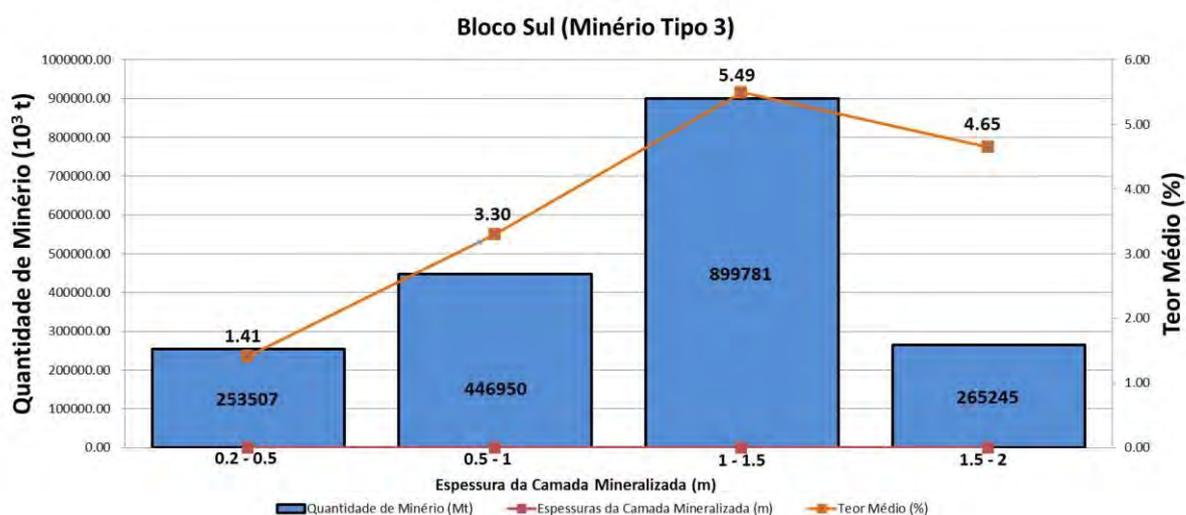
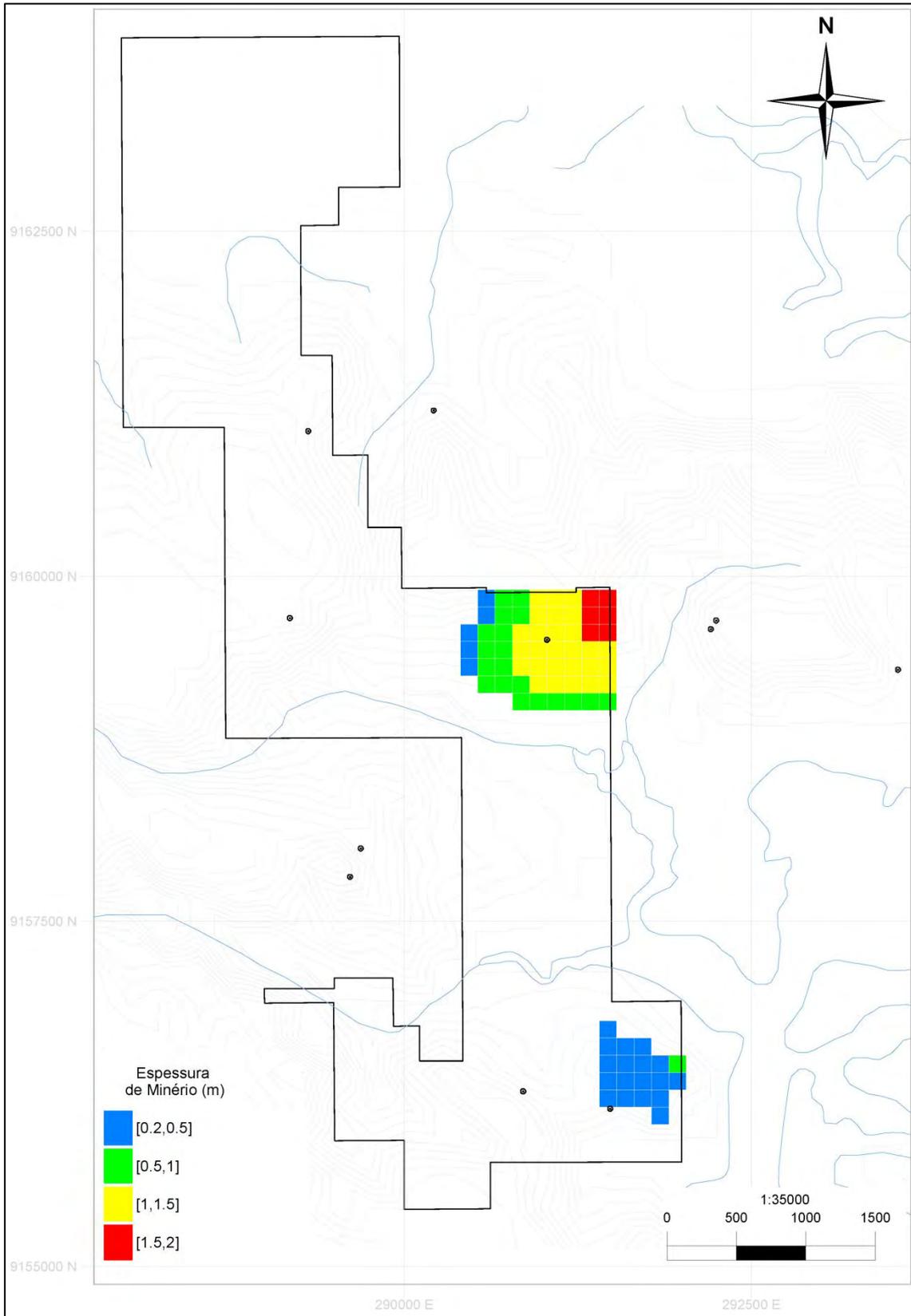


Figura 163 – Mapa em planta do bloco Sul: espessuras da camada mineralizada do minério tipo 3.



14.4.2 Capeamento

Apesar de terem sido gerados mapas para os tipos de minério 1, 2 e 3 no Bloco Norte, do ponto de vista do interesse econômico não há relevância na individualização desses mapas, visto que o mapa de isocoberturas contempla todos os tipos de minério.

Os resultados das parametrizações do minério total (tipos 1, 2 e 3) pelo capeamento x quantidade de minério x teor médio pelas faixas de interesse nos dois blocos separadamente (Norte e Sul) são apresentados nas tabelas 18 e 19 e em gráficos (Figuras 164 e 166), assim como a cobertura de estéril sobre o minério pode ser verificada em mapas de isocoberturas (Figuras 165 e 167).

Tabela 18 – Parametrização dos recursos por espessura de capeamento (bloco Norte – tipos 1, 2 e 3)

Capeamento – Bloco Norte (Tipos 1, 2 e 3)								
Chave	Cobertura (m)	Categorização por Faixas de Espessura			Acumulado			
		Q(Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)	Cobertura (m)	Q(Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)
1	>75	88.098,20	3,29	1,31	>75	102.958.931,60	3,87	3,02
2	70-75	974.785,80	3,20	1,97	<75	101.481.010,40	3,91	3,06
3	65-70	7.560.052,50	3,66	3,28	<70	100.506.224,60	3,92	3,07
4	60-65	23.957.542,70	3,09	3,29	<65	92.946.172,10	3,94	3,05
5	55-60	12.702.894,30	3,28	3,93	<60	68.988.629,40	4,23	2,97
6	50-55	11.632.586,20	3,55	3,57	<55	56.285.735,10	4,45	2,76
7	45-50	10.726.226,80	3,93	3,10	<50	44.653.148,90	4,68	2,55
8	40-45	7.830.000,00	4,49	2,45	<45	33.926.922,10	4,92	2,37
9	35-40	7.053.000,00	4,95	2,35	<40	26.096.922,10	5,05	2,35
10	30-35	5.193.735,80	5,25	2,31	<35	19.043.922,10	5,08	2,35
11	25-30	5.034.591,70	4,60	2,41	<30	13.850.186,30	5,02	2,37
12	20-25	2.916.262,10	5,84	2,28	<25	8.815.594,60	5,26	2,34
13	15-20	2.494.213,90	5,57	2,51	<20	5.899.332,50	4,97	2,37
14	10-15	2.212.550,10	4,39	2,53	<15	3.405.118,60	4,52	2,27
15	5-10	816.545,20	4,69	1,59	<10	1.192.568,50	4,78	1,79
16	<5	376.023,30	4,97	2,21	<5	376.023,30	4,97	2,21

Figura 164 – Relação entre as isocoberturas sobre a camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Norte – tipos 1, 2 e 3).

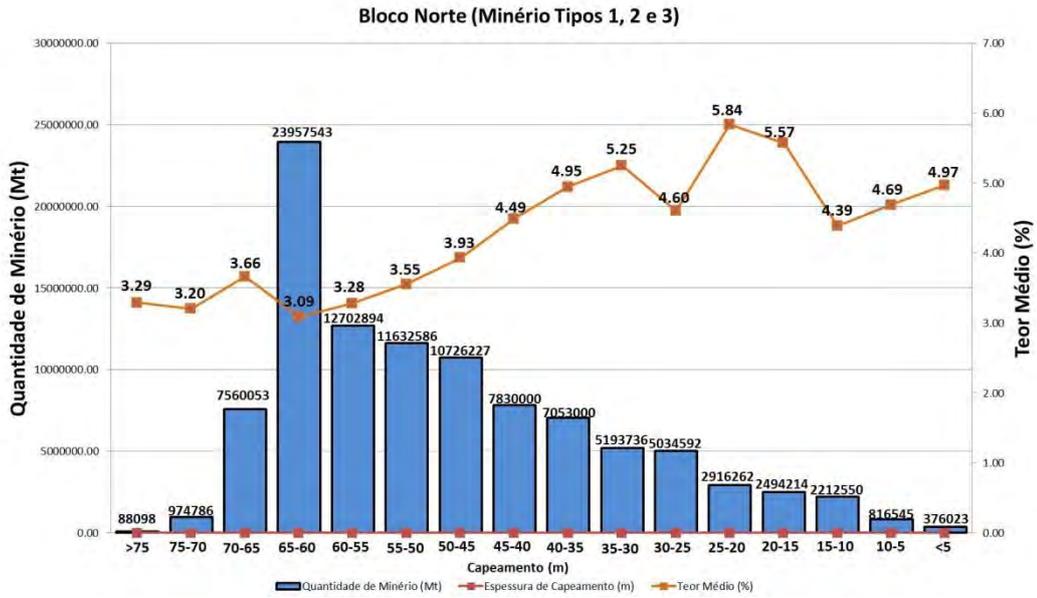


Figura 165 – Mapa em planta do bloco Norte: isocoberturas (capeamento) das camadas mineralizadas do minério tipos 1, 2 e 3.

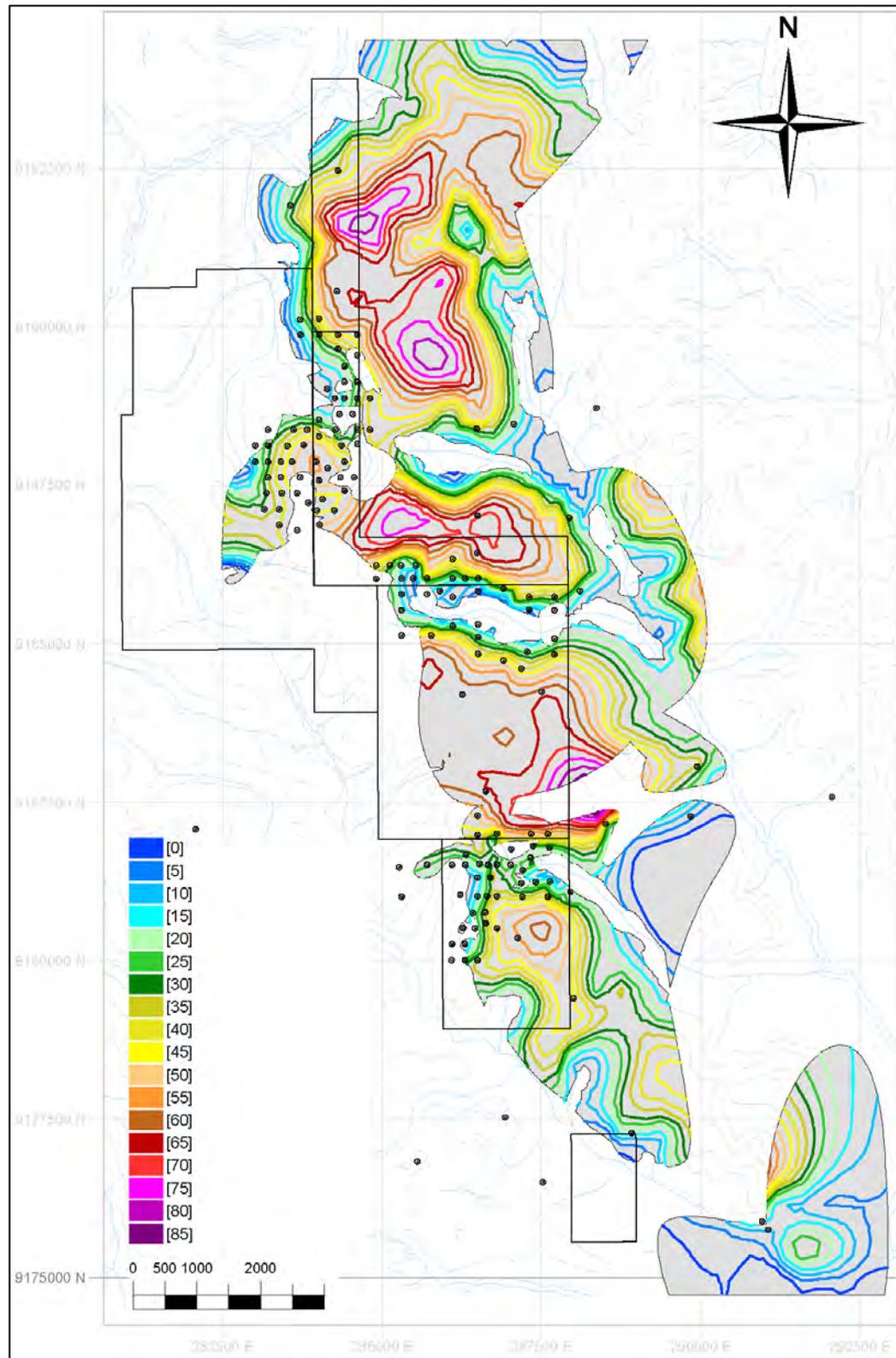


Tabela 19 – Parametrização dos recursos por espessura de capeamento (bloco Sul – tipos 2 e 3)

Capeamento – Bloco Sul (Tipos 2 e 3)								
Chave	Cobertura (m)	Categorização por Faixas de Espessura			Acumulado			
		Q(Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)	Cobertura (m)	Q(Mt)	Teor Médio (%)	Espessura Média (m)
1	>30	2.633.834,20	8,30	1,50	>30	11.101.535,60	8,00	1,46
2	25-30	1.560.088,10	7,48	1,58	<30	9.140.953,00	7,33	1,35
3	20-25	1.808.767,40	7,18	1,45	<25	7.580.864,90	7,19	1,30
4	15-20	1.913.797,30	6,80	1,35	<20	5.772.097,50	7,01	1,25
5	10-15	1.827.563,30	6,41	1,22	<15	3.858.300,20	6,76	1,20
6	5-10	1.548.949,70	5,34	1,22	<10	2.030.736,90	6,26	1,19
7	<5	481.787,20	3,74	1,08	<5	481.787,20	3,74	1,08

Figura 166 – Relação entre as isocoberturas sobre a camada mineralizada x quantidade de minério x teor médio (bloco Sul – tipos 2 e 3).

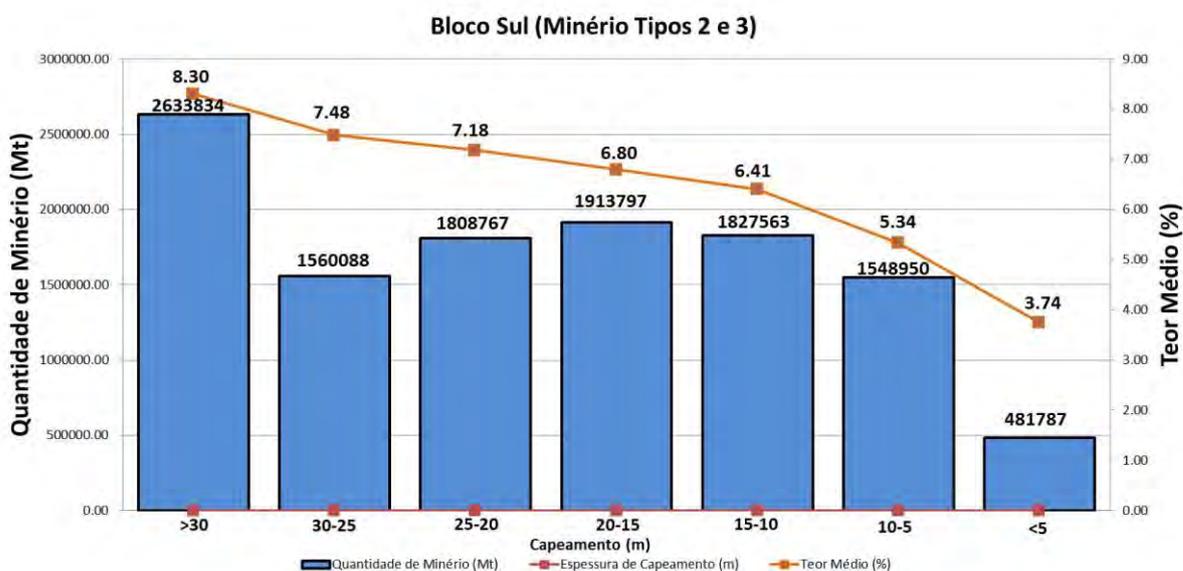
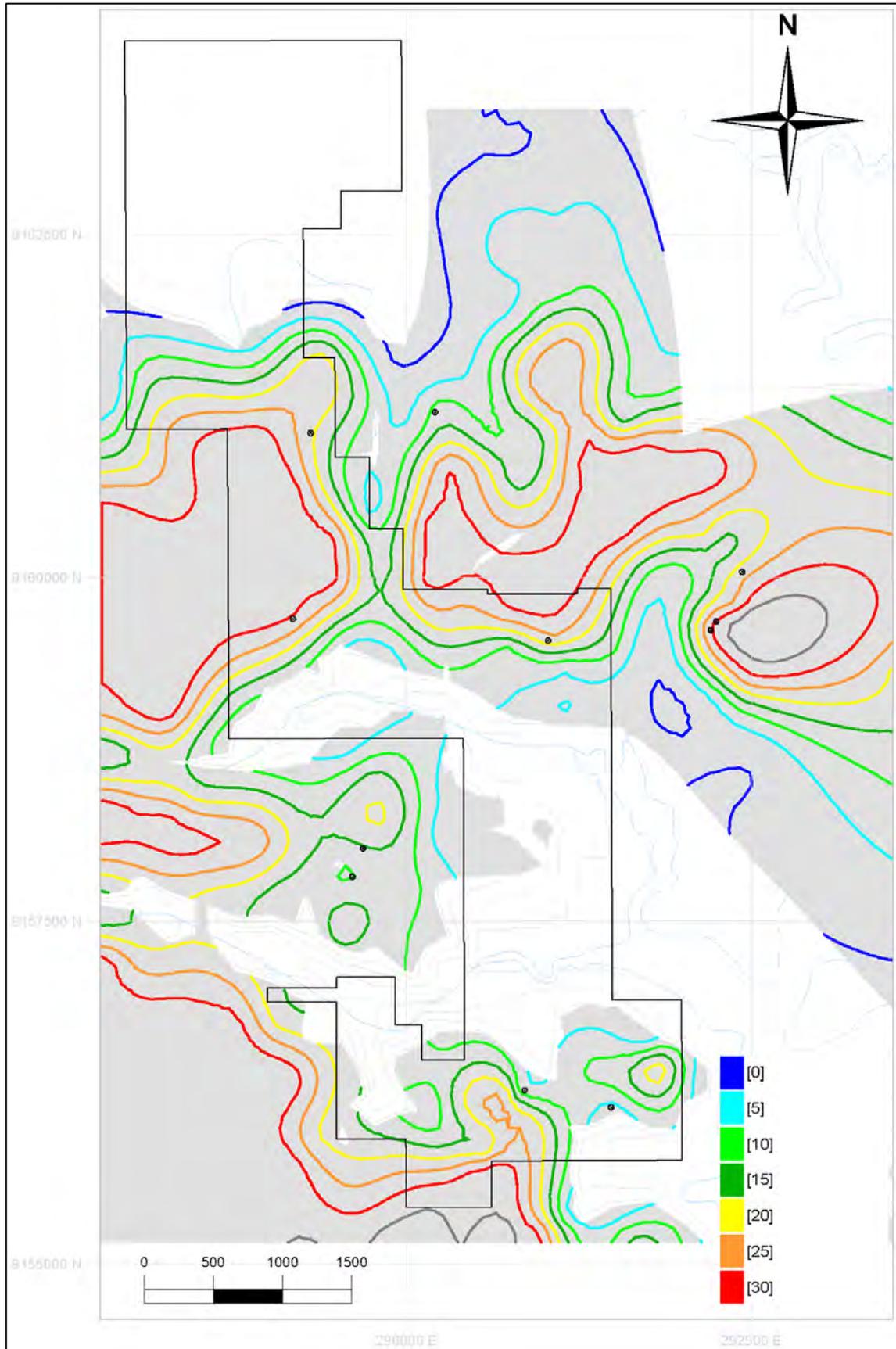


Figura 167 – Mapa em planta do bloco Sul: isocoberturas (capeamento) das camadas mineralizadas do minério tipos 2 e 3.



14.4.3 Quadro de recursos

Como resultado do estudo de reavaliação do depósito fosfático de Miriri, obteve-se o total de recursos calculados em cada bloco para cada tipo de minério, assim como os valores médios de teor e densidade. A soma de todos os recursos é de 114.734.699,30 milhões de toneladas de minério fosfático com teor médio de 4,19% de P_2O_5 (Tabela 20).

Ressalta-se a diferença obtida em relação aos trabalhos de avaliação executados pela CPRM na década de 1980, conforme relatório final de pesquisa aprovado pelo DNPM, onde o volume total da soma das reservas medida e indicada foi de 22.327.222 milhões de toneladas com teor médio de 10,98%. Entretanto, devem-se considerar os diferentes teores de corte utilizados nos dois trabalhos (de 5% para 1% no estudo atual), o que, juntamente com as atuais técnicas de modelagem e avaliação de recursos empregadas neste estudo, explica a significativa diferença verificada no volume total de recursos.

Tabela 20 – Resultado final da estimativa de recurso de minério fosfático do depósito de Miriri

Quadro de Recursos – Projeto Miriri						
Bloco	Tipo de Minério	Classificação	Tonelagem	Densidade	Teor Médio P_2O_5 (%)	Minério Contido P_2O_5
Norte	1	Inferido	7.589.865,20	1,74	16,11	1.222.954,98
	2	Inferido	94.821.386,10	1,83	2,89	2.739.044,45
	3	Inferido	548.660,80	2,11	5,00	27.416,58
Subtotal	1+2+3	Inferido	102.959.912,10	1,82	3,87	3.989.416,01
Sul	2	Inferido	9.909.304,10	1,52	7,40	733.278,64
	3	Inferido	1.865.483,10	1,78	4,29	80.085,19
Subtotal	2+3	Inferido	11.774.787,20	1,56	6,91	813.363,83
Recurso Total			114.734.699,30	1,8	4,19	4.807.383,901

Embora os recursos calculados neste estudo tenham sido classificados como inferidos, foram adotados critérios de confiabilidade conforme os limites dos raios de busca utilizados na estimativa. Desse modo, os recursos foram categorizados em recursos inferidos de alta, média e baixa confiabilidade.

Nesse contexto, os recursos inferidos de alta confiabilidade são aqueles cujos parâmetros de tonelagem, densidade, forma, características físicas, teor e conteúdo mineral são suficientes para se admitir a sua continuidade. Em contrapartida, a baixa confiabilidade foi conferida aos recursos projetados a partir apenas de evidências geológicas ou características de relevo, sem qualquer comprovação de teores e tonelagem. A situação intermediária entre os dois critérios citados caracteriza a classificação de recursos inferidos de média confiabilidade (Quadro 13).

Quadro 13 – Recursos fosfáticos categorizados por suporte amostral

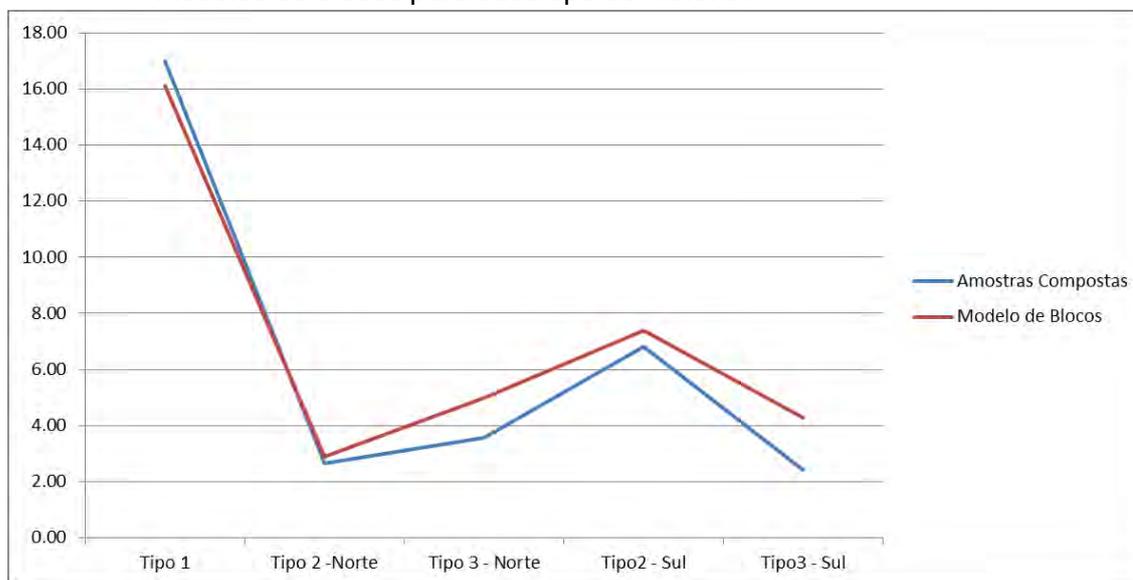
Quadro de Recursos – Critérios de Confiabilidade						
Suporte Amostral	Nível de Confiabilidade	Dimensões dos Elipsoides de Busca (x,y,z)	Tonelagem	Densidade	Teor Médio P ₂ O ₅ (%)	Minério Contido P ₂ O ₅
1	Alto	500x500x2	27.068.112,10	1,80	5,05	1.368.203,22
2	Médio	1000x1000x4	30.050.508,20	1,78	4,60	1.382.045,32
3	Baixo	5000x5000x20	57.616.079,00	1,81	3,56	2.052.662,15
Total			114.734.699,30	1,80	4,19	4.802.910,69

14.5 VALIDAÇÃO DAS ESTIMATIVAS

Para validação das estimativas geradas neste estudo, procedeu-se à comparação dos teores médios de P₂O₅ das amostras compostas e do modelo de blocos.

As discrepâncias obtidas podem ser consideradas dentro da tolerância, visto que há uma tendência de atenuação dos teores quando da geração do modelo de blocos (Figura 168).

Figura 168 – Comparação entre os teores médios de P₂O₅ das amostras compostas e dos modelos de blocos para cada tipo de minério.



15 LAVRA E BENEFICIAMENTO

15.1 HISTÓRICO DA EXPLORAÇÃO DE FOSFORITA NO LITORAL DE PERNAMBUCO-PARAÍBA

A industrialização da fosforita de ocorrência no litoral de Pernambuco se deu por meio de uma unidade-piloto de beneficiamento, adquirida por Fosforita de Olinda S.A. (FASA), que iniciou as operações em 1954, em escala experimental, e que continha as etapas de “lavagem e classificação a úmido”, seguidas de secagem da fração 150 malhas (0,104 mm).

Em 1955, a referida empresa adquiriu uma unidade de beneficiamento de minério da Flórida (EUA), voltada para as características desse minério, que teria capacidade de produção de 250.000 t/ano de fosfato, com possibilidade de atender a mais de 80% da demanda nacional à época.

Em 1958, iniciou-se a produção da nova unidade, com rendimento industrial da ordem de 330 kg de concentrado para 1.000 kg de minério; a unidade operou durante quatro anos, com produção decrescente de 164.979 t/ano para 139.114 t/ano.

A capacidade da unidade ficou expressivamente inferior ao projetado por diferenças marcantes das características do minério de Olinda frente às do minério da Flórida. O minério de Olinda era mais fino e mesmo as adaptações para recuperação da fração abaixo de 150 malhas não lograram atingir os patamares de recuperação projetados inicialmente.

Dados históricos do IBGE indicam que a produção continuou até 1967 (SOUZA, 2005) (Tabela 21).

Tabela 21 – Produção de fosforita na unidade-piloto de beneficiamento da Fosforita de Olinda S.A (PE) no período 1962-1967

Ano	Produção (t/ano)	Venda (t/ano)
1962	76.387	75.433
1963	49.350	60.613
1964	69.296	75.932
1965	61.685	59.890
1966	71.124	73.445
1967 (jan.-set.)	46.346	48.450

No final da década de 1960, houve descompasso do processo produtivo, devido à competição no mercado brasileiro de fertilizantes importados da Flórida, somada à ocupação urbana das áreas de mineração. A FASA detinha 50% das reservas então conhecidas de fosforita.

Desde 1968, a Votorantim mantém exploração de pequena escala, na região de Igarassu (PE), para atendimento à demanda de adubo para as atividades agrícolas do próprio grupo.

Nas décadas seguintes, várias retomadas de interesse nas reservas de fosforita do litoral pernambucano não lograram viabilizar a instalação de novas operações mineiras de produção de fosfato por limitações econômicas e/ou ambientais e/ou de planejamento urbano.

15.2 DADOS TECNOLÓGICOS HISTÓRICOS

Em 1975, foi elaborado por Paulo Abib Andery e Associados Ltda., para o Ministério de Indústria e Comércio, um projeto conceitual de aproveitamento de reservas de fosfato

contidas em áreas mineralizadas do litoral pernambucano, cujos dados tecnológicos são relevantes para o Projeto Miriri.

O projeto conceitual contemplava dois blocos de áreas: ao norte (Paulista-Igarassu) e ao sul (Olinda-Paulista). Previa a lavra em tiras (*stripping mining*), que precisaria considerar diferentes recursos de decapeamento em função dos aspectos distintos de profundidade e drenagem nos dois blocos de reservas. A espessura das camadas de minério variava de 0,8 a 2,5 m, sendo que a altura máxima de decapeamento para lavrar toda a reserva seria de 70 m, dimensão considerada econômica no contexto da época de elaboração do projeto.

Os estudos tecnológicos foram desenvolvidos em amostras representativas de três horizontes mineralizados: faixa inferior (horizonte arenoso), faixa intermediária (horizonte de alto teor) e faixa superior (horizonte argiloso), que apresentavam teor de 15 a 20% de P_2O_5 e elevada umidade (20%). As premissas básicas obtidas nos estudos de caracterização tecnológica e que nortearam o estabelecimento de um fluxograma preliminar de beneficiamento foram:

- as partículas de fosforita apresentavam-se naturalmente liberadas, sendo que o minério bruto tinha granulometria fina com ~90% em massa passante em 35 malhas (1 mm);
- a grande quantidade de argila aglomerada em grãos grosseiros, por vezes associados às partículas de fosforita, exige processo de desagregação e lavagem do ROM;
- com deslamagem a 16 μm , reduz-se a massa a ser tratada em cerca de 43%, com uma perda em P_2O_5 da ordem de 22%;
- sugere-se a classificação do minério deslamado em grossos e finos, a serem concentrados em duas seções distintas de flotação;
- a recuperação total de P_2O_5 deverá ser ~60%, com teor de concentrado ~34% P_2O_5 .

Com base em tais premissas, esboçou-se um fluxograma de beneficiamento, contendo uma etapa de preparação do minério com quatro operações unitárias (Quadro 14).

Quadro 14 – Etapas de preparação do minério

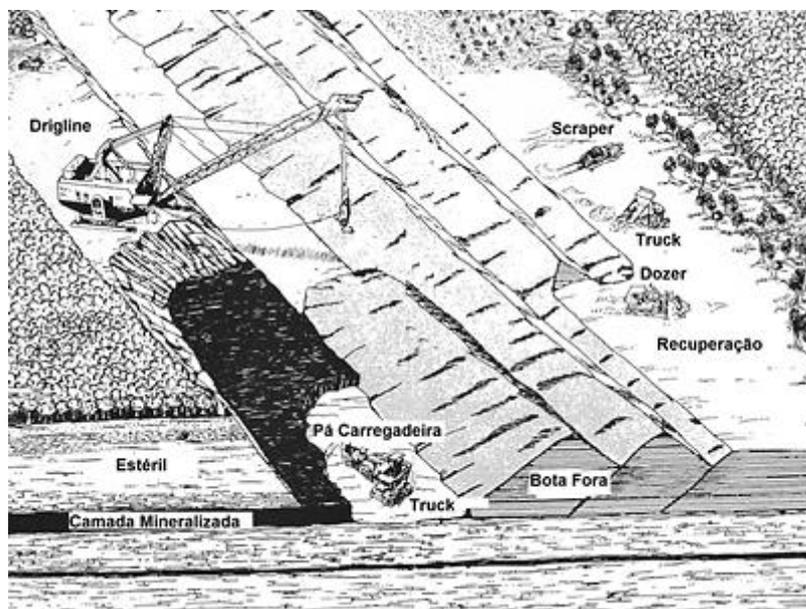
Grelha de 1 mm	fração +1 mm:	alimenta peneiramento a úmido
	fração -1 mm:	alimenta sistema de desagregação e lavagem (lavador rotativo)
Peneiramento a úmido por uma peneira de dois <i>decks</i>	fração +2 mm:	rejeito
	fração -2 +1 mm:	alimenta a flotação de grossos
	fração -1 mm:	incorporada à polpa do lavador rotativo
Classificação em 65 malhas da polpa -1 mm em bateria de hidrociclones	fração +65 malhas	incorporada à alimentação da flotação de grossos
	fração -65 malhas	alimenta a deslamagem
Deslamagem em 20 μm	<i>Overflow</i> :	rejeito
	<i>Underflow</i> :	alimenta a flotação de finos

A unidade de flotação teria duas linhas distintas, ambas com estágios de desbaste (*rougher*), limpeza (*cleaner*) e relimpeza (*recleaner*), prevendo-se recirculação de rejeitos intermediários. O circuito de finos, eventualmente, necessitaria de procedimento adicional de separação de silicatos para elevar o teor do concentrado.

15.3 LAVRA

Depósitos de características semelhantes (sedimentar) ao do Projeto Miriri, normalmente, permitem a adoção de lavra a céu aberto, pelo método de lavra em tiras paralelas (*strip mining*). O método consiste na remoção do minério em tiras dispostas paralelamente, com a disposição do estéril na tira anterior, que se encontra em exploração (Figura 169).

Figura 169 – Esboço das operações de lavra a céu aberto pelo método *strip mining*.



Nesse método de lavra, o estéril é sempre depositado na área já lavrada e a sua remoção ocorre até cerca de 0,8 m do topo da camada de minério. Em seguida, escavadeiras hidráulicas removem o estéril remanescente, colocando-o na área já lavrada e exploram a camada mineralizada.

No caso do Projeto Miriri, as particularidades dos corpos mineralizados (uma vez que a modelagem geológica do depósito fosfático de Miriri foi desenvolvida considerando dois blocos individualizados – Norte e Sul) devem ser analisadas com a finalidade de se escolher o melhor método e, conseqüentemente, equipamentos ou configurações de equipamentos mais adequadas (por exemplo: sistema *dragline* e *scrapers* e/ou minerador contínuo e *trucks*). As informações sobre geometria, competência da rocha, estabilidade de taludes, avanços e incremento da distância média de transporte, além da disposição dos corpos mineralizados, são indispensáveis nessa avaliação.

Os equipamentos comumente utilizados nesse método de lavra (*strip mining*) são:

- *Scrapers* (escavo-transportadores): para decapeamento inicial.
- Escavadeiras hidráulicas: para preparo da tira para entrada dos equipamentos de decapeamento.
- *Dragline/shovel* (draga de arrasto): para decapeamento da tira.
- Pá carregadeira: para carregamento de estéril.
- *Bulldozer dozer* (escavadeira de roda de caçamba) com escarificador: para manutenção das pistas; nas regiões onde as rochas são mais competentes, o escarificador pode ser utilizado.
- *Trucks* (caminhões fora de estrada): para transporte do material explorado.

- Mineradores de superfície (minerador contínuo): usados na lavra do minério, operam com resistência a compressão uniaxial entre 10 e 60 Mpa sem perda de profundidade em distâncias de corte de no mínimo 45 m. O equipamento irá operar na primeira tira ortogonalmente ao avanço da lavra e, nas demais, de maneira paralela ao referido avanço. O sistema funciona com os caminhões acompanhando o corte da unidade fosfática. O corte com o minerador de superfície produz partículas de tamanho abaixo de 10 cm na maioria das vezes.

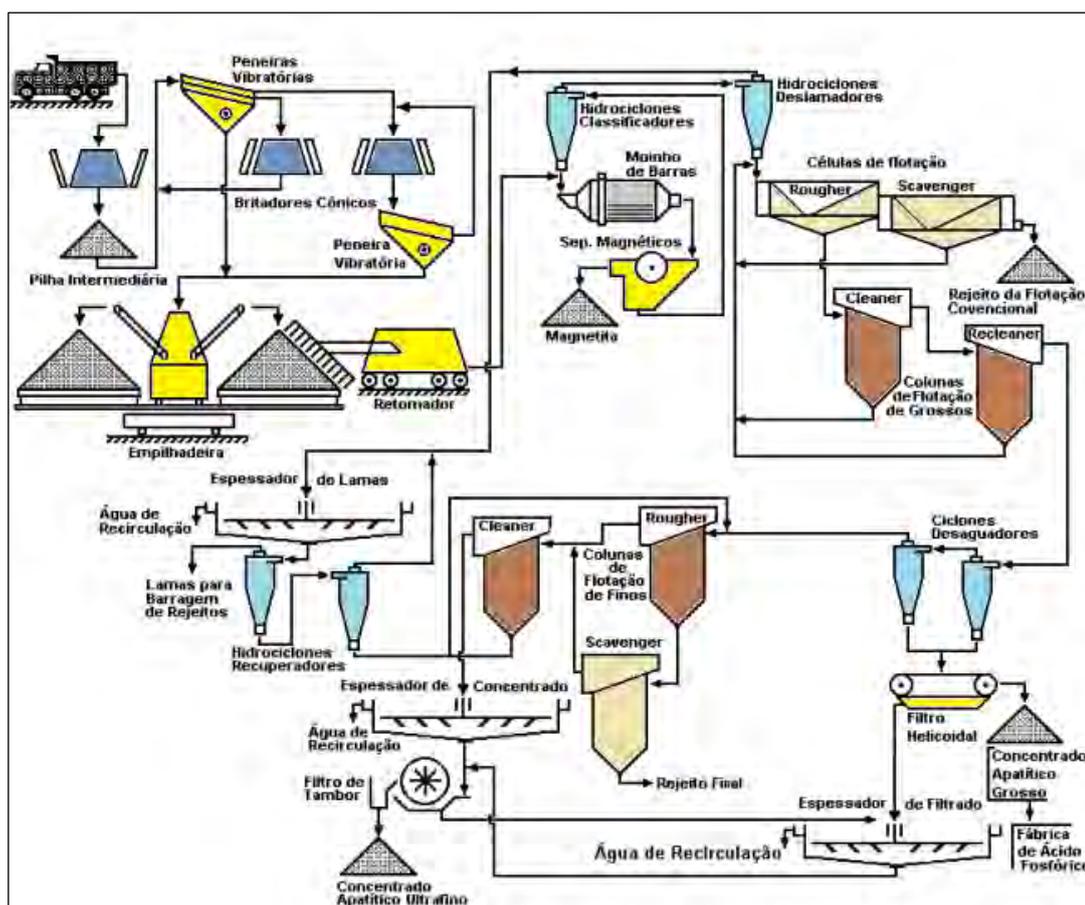
15.4 BENEFICIAMENTO

O processo de beneficiamento clássico para o tipo de minério do Projeto Miriri obedece a um fluxograma com etapas de britagem, rebitagem (quando necessário), peneiramento, moagem em circuito fechado com moinho de bolas e/ou barras e ciclone, espessamento de polpa, classificação de finos e concentração por flotação, seguida de espessamento, filtragem e secagem.

Como exemplo, apresenta-se um fluxograma de beneficiamento de rocha fosfática (carbonatos constituídos de apatita, magnetita e argilominerais) para obtenção de concentrado apatítico com P_2O_5 (35,5%), CaO (52,5%), MgO (1,4%), Al_2O_3 (0,2%) e SiO_2 (0,4%), K_2O (0,2%), Fe_2O_3 (0,5%), F (1,4%) (Figura 170).

A planta pertence à mina de Cajati (SP), da Fertilizantes Serrana S.A. (Grupo Bunge). O fluxograma pode sofrer variações/adaptações, a depender das características próprias de cada depósito de rocha fosfática (características mineralógicas, químicas e texturais).

Figura 170 – Fluxograma de beneficiamento de rocha fosfática da mina de Cajati (SP).



Fonte: Modificado de SCHNELLRATH; SILVA; SHIMABUKURO, 2002.

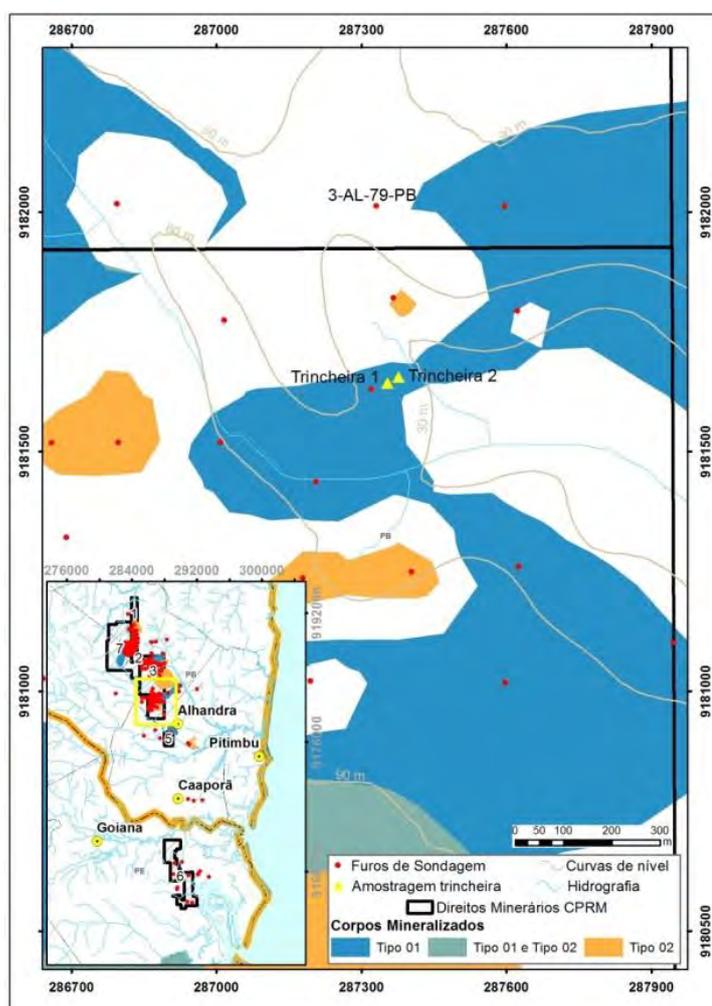
15.4.1 Testes de beneficiamento (ensaios de flotação)

Os processos de beneficiamento de minérios fosfáticos no Brasil compreendem, normalmente, as seguintes etapas: britagem (primária, secundária e até terciária, a depender das características do material), estocagem e homogeneização, moagem primária e separação magnética de baixo campo, moagem secundária e classificação, deslamagem, concentração por flotação e espessamento.

15.4.2 Primeira campanha de ensaios (1980-1982)

Em uma primeira etapa, em caráter preliminar, a CPRM solicitou ao Laboratório de Tecnologia Mineral (LTM), do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Pernambuco (UFPE), uma série de testes de flotação com o fosfato de Miriri, visando à apresentação de relatório de pesquisa ao DNPM. Para os trabalhos, foram coletadas duas amostras em canal de afloramento da camada de fosfato primário. As amostras foram ensacadas e denominadas “trincheira n° 1” (47,5 kg) e “trincheira n° 2” (48,3 kg). A amostragem foi realizada em afloramento situado 250 m ao sul do furo AL-79, no Bloco Norte (Figura 171).

Figura 171 – Localização das trincheiras para teste de beneficiamento.



Embora o material ensaiado tenha passado por etapas de britagem, moagem e flotação, o foco foram os ensaios preliminares de flotação em bancada. O trabalho durou 45 dias e foi concluído em julho de 1982.

15.4.2.1 Caracterização tecnológica

Os estudos de caracterização tecnológica foram realizados em uma amostra composta a partir de testemunhos de sondagem, que apresentou teor ~3,0% P_2O_5 e 6,29% Fe_2O_3 , sendo essencialmente constituída por SiO_2 (50,1%) e Al_2O_3 (16,0%).

Foram identificados como minerais portadores de fósforo a apatita $Ca_5(PO_4)_3(F,OH,Cl)$ e a wavelita $Al_3(PO_4)_2(OH)_3 \cdot 5H_2O$, tendo-se estimado que 65 a 70% do P_2O_5 total da amostra estavam sob a forma mineralógica de apatita, como evidenciado pela relação $CaO/P_2O_5 = 0,95$. Constituem minerais de ganga o quartzo, argilominerais do grupo da caolinita, raros minerais micáceos portadores de Mg (cloritas) e oxi-hidróxidos de ferro.

A apatita ocorre na forma de cristaltos micro a criptocristalinos, caracterizando-se como a variedade colofana, em íntima associação com argilominerais e Al-fosfatos e, por vezes, com elevada impregnação por óxidos/hidróxidos de ferro. Os grãos ou partículas do minério, sejam naturais ou gerados por cominuição, constituem-se em agregados com diluição interna promovida por associações com outros minerais. Após redução granulométrica abaixo de 65# (0,210 mm), foi obtida adequada liberação de apatita para fins de concentração por flotação, sendo que esse grau de liberação mostrou incremento de 10% relativos na fração 200# (0,074 mm); ressalta-se, porém, que existe diluição interna dos agregados de apatita, o que prejudica os teores de concentrados *versus* recuperação na concentração mesmo em frações granulométricas finas.

15.4.2.2 Preparação de amostras e realização de ensaios

Inicialmente, procedeu-se a ensaios de flotação com a amostra “trincheira n° 1”. Após conhecimento dos primeiros resultados da análise química (não apresentou teor que justificasse maior interesse), por solicitação da CPRM os ensaios de flotação foram reiniciados com a amostra “trincheira n° 2”.

As amostras “trincheira n° 1” e “trincheira n° 2” utilizadas nos testes foram classificadas pelo presente estudo como “tipo I”, evidenciado pelas razões de P_2O_5 , CaO, Al_2O_3 e critérios estratigráficos citados em capítulos anteriores.

Os métodos aplicados na preparação das duas amostras foram idênticos, consistindo, basicamente, em: preparação da amostra, determinação da umidade, peneiramento, britagem/classificação, homogeneização, análise granulométrica, teste de moagem e ensaios de flotação.

A elevada umidade do material das trincheiras mostrou a necessidade de secagem prévia às etapas de britagem e homogeneização, tendo-se optado por fazê-la por exposição ao ar do material espalhado em uma lona, evitando-se procedimento em estufa, que poderia acarretar alteração das características das partículas, impactando negativamente os testes de beneficiamento.

O material seco foi cominuído a 100% abaixo de 10 malhas (1,651 mm) em circuito fechado com peneiramento, em procedimento a seco e rebritagem do retido, tendo-se utilizado britador de mandíbulas (DENVER, 3,5 x 2,5”) e moinho de rolos.

O britado foi homogeneizado em pilha alongada de seção triangular (6 m de comprimento), com retirada de alíquotas representativas (cerca de 1,5 kg) para desenvolvimento dos testes de flotação. Nessa etapa, procedeu-se a análises químicas sistemáticas a cada seis alíquotas, que testaram a homogeneidade da pilha (Tabela 22).

Tabela 22 – Resultado da análise química das amostras obtidas na pilha de homogeneização

Amostra		Teor (%)				
		P ₂ O ₅	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	P.F.
Amostra n° 1	1A	3,9	-	-	-	-
	1B	3,6	-	-	-	-
	1C	3,5	-	-	-	-
	1D	3,7	-	-	-	-
Amostra n° 2	2A	12,0	9,9	5,3	13,5	17,1
	2B	12,1	9,9	5,3	17,1	18,5
	2C	12,7	11,3	5,9	17,1	22,7
	2D	12,0	9,4	5,3	13,4	16,9

Em uma das alíquotas, procedeu-se à classificação granulométrica por peneiramento a úmido, com o objetivo de conhecer a distribuição granulométrica do material britado a 10 malhas, assim como a distribuição de P₂O₅ ao longo das diversas faixas granulométricas (Tabela 23).

Tabela 23 – Distribuição de P₂O₅ na granulometria das amostras britadas

Faixa Granulométrica (Malhas)	Trincheira n° 1				Trincheira n° 2			
	(%) Peso		% P ₂ O ₅		(%) Peso		% P ₂ O ₅	
	Retido	Acumulado	Teor	Distribuição	Retido	Acumulado	Teor	Distribuição
- 10 + 14	2,6	2,6	4,2	3,3	3,6	3,6	11,8	3,3
- 14 + 20	6,6	9,2	2,8	5,5	8,0	11,6	10,4	6,4
- 20 + 28	7,7	16,9	2,0	4,6	7,6	19,2	8,1	4,8
- 28 + 35	7,8	24,7	1,3	3,0	7,9	27,1	8,4	5,2
- 35 + 48	11,6	36,3	1,3	4,4	11,6	38,7	10,9	9,8
- 48 + 65	10,3	46,6	1,6	4,9	11,8	50,5	14,0	12,8
- 65 + 100	6,7	53,3	2,9	5,7	6,6	57,1	16,8	8,6
- 100 + 150	3,8	57,1	4,2	4,7	4,1	61,2	16,9	5,4
- 150 + 200	2,0	59,1	5,4	3,2	2,4	63,6	18,2	3,4
- 200 + 325	0,3	59,4	7,0	0,6	0,3	63,9	18,2	0,4
- 325 + 400	2,7	62,1	7,0	5,5	0,1	64,0	17,5	0,1
-400	37,9	100,0	4,9	54,7	4,4	68,4	18,4	6,2
Teor Calculado da Amostra (%P₂O₅)			3,4				12,9	

Após essa fase inicial de britagem da amostra, procedeu-se a testes em moinhos de barras, com o objetivo de determinar o tempo adequado de moagem para gerar produto na faixa granulométrica 65 a 400 malhas, que havia sido previamente escolhida para os ensaios de flotação. Foi utilizado um moinho de aço medindo 32 cm de comprimento por 6 cm de diâmetro; nos testes foram mantidas a carga de seis barras (cerca de 3,5 kg) e a relação sólido/líquido de 2/1, variando-se o tempo de moagem (4, 6, 8, 10 e 14 min). Os produtos obtidos em cada teste foram classificados nas peneiras de 65, 150 e 400 malhas (Tabela 24).

Tabela 24 – Resultados obtidos nos testes de moagem

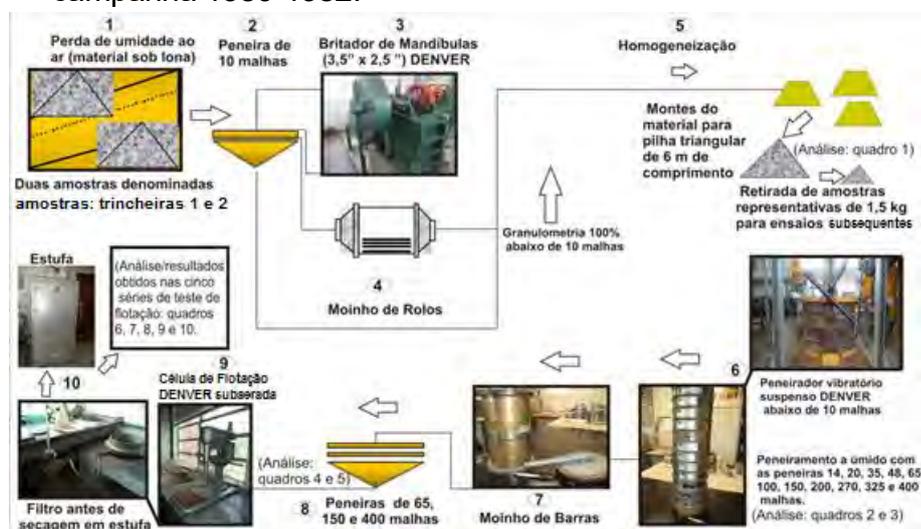
Faixa Granulométrica (Malhas)	(% em Peso)				
	TM-1 (4 min)	TM-2 (6 min)	TM-3 (8 min)	TM-4 (10 min)	TM-4 (14 min)
+65	38,2	39,5	32,7	31,6	24,8
65 x 150	16,8	14,2	17,9	18,1	21,1
150 x 400	10,9	10,1	11,6	11,5	12,6
-400	34,1	36,2	37,8	38,8	41,5

Após o ajuste das condições de moagem, as amostras utilizadas para os testes de flotação foram previamente adequadas por moagem abaixo de 65 malhas seguida por deslamagem a cerca de 30 μm , tendo sido geradas cinco amostras, cujos teores variaram de 9,1 a 9,9% P_2O_5 .

Foram realizadas cinco séries de testes de flotação e em cada uma delas aferiu-se a influência de determinado parâmetro. Na primeira série de ensaios, testaram-se quatro diferentes coletores; nas séries subsequentes, examinaram-se a concentração do coletor e do depressor, o tipo de espumante e o pH da polpa.

Os testes foram realizados em células DENVER subaeradas, com velocidade de rotação de 1.300 rpm e porcentagem de sólidos na polpa de aproximadamente 22%. A metodologia e as condições de cada teste foram mantidas constantes, tanto quanto possível, de modo a que a diferença nos resultados traduzisse o efeito do parâmetro que estava sendo observado. Os ensaios foram realizados em apenas uma etapa de flotação (*rougher*) e totalizaram 22 testes.

O tempo de condicionamento fixado foi de 3, 5 e 1 minuto, respectivamente, para depressor, coletor e espumante. No teste considerado padrão, adotou-se como referência para os ensaios: coletor – acintol FA-1 (460 g/t); depressor – silicato de sólido (260 g/t); espumante – óleo de pinho (30 g/t); pH – 8,5; regulador – NaOH (Figura 172; Quadro 15).

Figura 172 – Fluxograma de procedimento dos ensaios de flotação do fosfato de Miriri – campanha 1980-1982.

Quadro 15 – Resumo dos ensaios de flotação do fosfato de Miriri – campanha 1980-1982

Coletor	Depressor	Espumante	pH
Acintol FA-1(460 g/t)	Silicato de sódio (260 g/t)	Óleo de pinho (30 g/t)	8,5
Ácido Oleico (450 g/t)	Silicato de sódio (260 g/t)	Óleo de pinho (30 g/t)	8,5
Aerofloat 710 (450 g/t)			
Petroflot (450 g/t)			
Acintol FA-1 (450 g/t)			
Acintol FA-1 (460 g/t)	Silicato de sódio (260 g/t)	Óleo de pinho (25 g/t)	8,5
		MIBC (25 g/t)	
		Ácido cresílico (25 g/t)	
Acintol FA-1 (460 g/t)	Silicato de sódio (150 g/t)	Óleo de pinho (30 g/t)	8,5
	Silicato de sódio (225 g/t)		
	Silicato de sódio (425 g/t)		
	Silicato de sódio (475 g/t)		
Acintol FA-1 (460 g/t)	Silicato de sólido (260 g/t)	Óleo de pinho (30 g/t)	7,5
			8,5
			9,5
Acintol FA-1 (200 g/t)	Silicato de sólido (260 g/t)	Óleo de pinho (30 g/t)	8,5
Acintol FA-1(375 g/t)			
Acintol FA-1(925 g/t)			
Acintol FA-1(1350 g/t)			
Acintol FA-1(460 g/t)	Fluidex	Óleo de pinho (30 g/t)	8,5
	Fluidex		
Acintol FA-1(460 g/t)	Silicato de sódio (260 g/t)	Óleo de pinho (30 g/t) + Introdução de dispersante	8,5

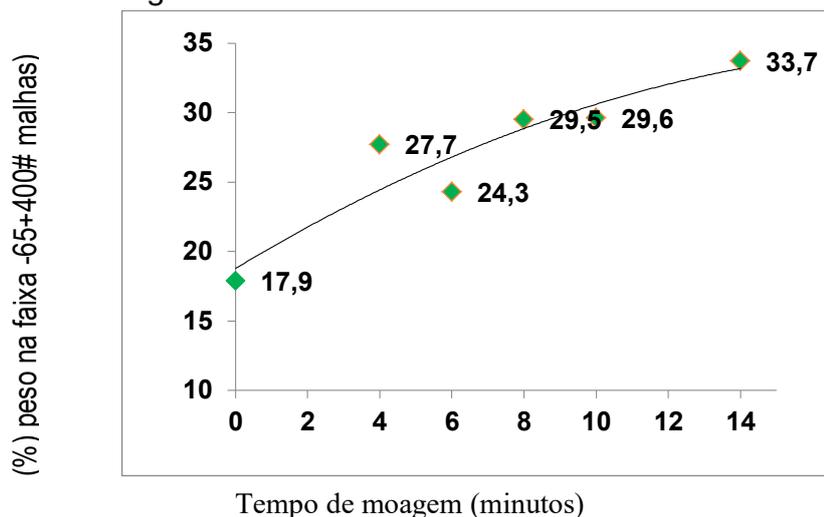
15.4.2.3 Análise dos resultados

Na análise granulométrica das amostras britadas observou-se tendência de aumento de teor com diminuição da granulometria, sendo que considerável quantidade de fosfato se encontra em granulometria inferior a 400 malhas (0,037 mm), respectivamente 54,7 e 33,6%, para as amostras “trincheira n° 1” e “trincheira n° 2”.

Por meio dos testes, verificou-se que com 14 minutos de moagem foi atingida a maior porcentagem de material na faixa granulométrica desejada para a flotação (-65+400 malhas). Esse resultado sugere que o melhor tempo de moagem (nas condições fixadas) seria superior aos tempos estudados (4 a 14 minutos) (Figura 173).

Quanto aos ensaios de flotação, o ácido oleico (Tabela 25) mostrou-se o melhor dos coletores testados em termos de teor do concentrado e recuperação na flotação. A variação do espumante (Tabela 26) praticamente não alterou o teor do concentrado; no entanto, com o espumante MIBC ocorreu maior recuperação de fosfato.

Não se observou grande influência na variação da concentração do silicato de sódio na faixa de 150 a 425 g/t (Tabela 27); acima da concentração de 475 g/t houve queda no teor e na recuperação. Os resultados melhoraram com a elevação do pH da polpa (Tabela 28).

Figura 173 – Porcentagem de material -65+400 malhas em função do tempo de moagem.**Tabela 25** – Testes com diferentes coletores

Coletor (Concentração de 450 g/t)	Teor do Concentrado (% P ₂ O ₅)
Acintol FA-1	15,0
Ácido Oleico	17,2
Aerofloat 710	13,3
Petroflot	13,1

Tabela 26 – Testes com diferentes espumantes

Espumante (Concentração de 25 g/t)	Teor do Concentrado (% P ₂ O ₅)
Óleo de pinho	17,0
MIBC	16,9
Ácido cresílico	17,1

Tabela 27 – Influência da dosagem de depressor

Concentração Na ₂ SiO ₃ (g/t)	Teor do Concentrado (% P ₂ O ₅)
150	16,3
225	17,0
425	16,3
475	15,0

Tabela 28 – Influência da variação do pH da polpa

pH	Teor de Concentrado (% P ₂ O ₅)
7,5	14,0
8,5	17,0
9,5	18,5

A elevação da concentração do coletor proporcionou melhores resultados (Tabela 29).

Tabela 29 – Resultados obtidos com diferentes concentrações de coletor

Concentração de Acintol FA-1 (g/t)	Teor no Concentrado (% P ₂ O ₅)	Recuperação (% P ₂ O ₅)
200	17,5	-
375	17,0	-
925	20,1	52,0
1350	20,0	61,7

Apenas a amostra “trincheira n° 2” apresentou teor que justificasse maior interesse pelo aproveitamento. Os testes de flotação foram realizados sequencialmente e a avaliação posterior dos resultados mostrou que as condições adotadas no “teste-padrão” (a partir do qual se realizaram os demais) não foram as mais favoráveis.

Em apenas uma etapa de flotação, sem operações *cleaner*, o melhor resultado obtido foi de um concentrado com 20% de P₂O₅ e recuperação de 61,7% P₂O₅, que é um dado bastante promissor para um futuro aproveitamento do minério. Com base nos resultados obtidos, sugere-se para testes futuros a substituição de acintol FA-1 por ácido oleico, maior concentração do coletor, maior alcalinidade na polpa, definição do melhor espumante e efetivação de testes com estágios de limpeza.

Vale salientar que os mesmos tipos de reagentes usados neste trabalho ainda são aplicados na indústria de fosfato; no entanto, melhorias tecnológicas foram realizadas nos equipamentos utilizados para flotação nos últimos anos, podendo acarretar influência nos resultados.

Os ensaios de laboratório ora descritos fornecem apenas uma orientação preliminar. Com isso, ensaios complementares de beneficiamento (com utilização de amostras representativas) devem ser sequenciados em escala de laboratório com otimização dos equipamentos utilizados em bancada, levando-se em consideração os ajustes necessários das variáveis trabalhadas nos testes preliminares (moagem, concentração de coletor e depressor, tipos de espumantes etc.). Ensaios complementares de beneficiamento devem ser sequenciados também em planta-piloto, dentre outras atividades que se fizerem necessárias a uma avaliação mais qualitativa, no sentido de se ampliar o conhecimento da rota do processo de beneficiamento da matéria-prima mineral (rocha fosfática) presente nas áreas-alvo deste projeto.

15.4.3 Segunda campanha de ensaios (1986-1987)

Essa segunda etapa foi desenvolvida no Centro de Tecnologia Mineral (CETEM) e também se ateve a ensaios de bancada com flotação em apenas um estágio (*rougher*), tendo sido realizada com amostras de minério obtidas em trincheiras. Os estudos centraram-se em aferir variações das condições de preparação das amostras e na utilização de outros tipos de reagentes.

15.4.3.1 Caracterização tecnológica

Estudos de caracterização foram desenvolvidos em uma amostra representativa que apresentou a composição química >20% SiO₂, 13,2% Al₂O₃ e 4,3% Fe₂O₃.

Foram identificados como constituintes principais do minério: apatita do tipo colofana, caulinita, quartzo e poucos frequentes minerais de ferro; à exceção de quartzo, os demais minerais mostram feições de baixa cristalinidade, com cristais de dimensões submicroscópicas.

Em frações granulométricas superiores a 400# (0,037 mm), observaram-se agregados ou aglomerados minerais em que cristalitos de colofana ocorrem imbricados com argilominerais e se associam a cristais de quartzo bem formados. Os agregados colofaníticos mostraram grau de liberação por fração granulométrica como indicado na Tabela 30, apresentando para o material cominuído abaixo de 35# (0,417 mm) valor superior a 70% e abaixo de 48 # (0,295 mm), valor superior a 90%.

15.4.3.2 Preparação de amostras e realização de ensaios

A amostra submetida a ensaios de flotação foi proveniente de poços de pesquisa (números 2 e 3) e apresentava teor médio de 7,5% P₂O₅ e distribuição granulométrica em que 27% em peso estavam abaixo de 9 µm, fração esta que continha 28% do total de P₂O₅ da amostra (Tabela 30).

Tabela 30 – Grau de liberação e distribuição de P₂O₅ na granulometria da amostra estudada

Faixa Granulométrica		Grau de Liberação (%)	(% em Peso)		Teor (% P ₂ O ₅)	Distribuição do P ₂ O ₅ (%)
Malhas Tyler	(mm)		Retido	Acumulado		
+ 14	-1,651 + 1,168	32	4,7	4,7	9,7	6,1
- 14 + 20	- 1,168 + 0,833	49	5,9	10,6	7,8	6,1
- 20 + 28	- 0,833 + 0,589	60	7,8	18,4	6,0	6,3
- 28 + 35	- 0,589 + 0,417	65	11,4	29,8	5,6	8,5
- 35 + 48	- 0,417 + 0,295	72	9,2	39	5,0	6,1
- 48 + 65	- 0,295 + 0,208	87	7,4	46,4	8,1	8,0
- 65 + 100	- 0,208 + 0,147	92	4,9	51,3	11,3	7,4
- 100 + 150	- 0,147 + 0,104	95	2,9	54,2	10,4	4,0
- 150 + 270	- 0,104 + 0,074	98	2,9	57,1	10,4	4,0
- 270 + 400	- 0,074 + 0,037		4,4	61,5	6,8	4,0
	- 0,037 + 0,027		2,6	64,1	7,1	2,5
	- 0,027 + 0,019		3,1	67,2	7,3	3,0
	- 0,019 + 0,012		2,8	70	7,1	2,7
	- 0,012 + 0,009		2,6	72,6	7,8	2,7
	- 0,009		27,4	100,0	7,8	28,5
Teor Calculado da Amostra (% P₂O₅) =					7,5	

A amostra foi cominuída em moinho de barras (comprimento 17,3 cm e diâmetro 25,3 cm), com porcentagem de 65% de sólidos durante 10 minutos. Na sequência, foi classificada por peneiramento a úmido em 400# (0,037 mm), sendo o passante deslamado por sedimentação e sifonagem em 0,009 mm; ocasionalmente, foi introduzida uma etapa de escrubagem em *becker* com agitador de haste e polpa com 55% de sólidos.

Os testes de flotação foram desenvolvidos em bancada em célula mecânica (DENVER modelo D-1) com cuba de 4 L, tendo-se procurado padronizar os procedimentos para avaliar a influência da variável em estudo. Os ensaios contemplaram apenas um estágio de flotação (*rougher*), sendo esta a sequência adotada de adição de reagentes: dispersante, depressor, regulador de pH, coletor e estabilizador de espumas/espumante.

O programa compreendeu séries de testes na amostra fracionada em frações granulométricas: -65+200#, -0,074+0,009 mm e -100+400#, em que foram estudados concentração de coletor (amina, oleato de Na, sulfonato aerofloat 710), concentração de estabilizador de espumas

(querosene, coletor auxiliar, óleo de pinho), relação coletor/estabilizador, concentração do depressor (Na_2SiO_3) e pH.

15.4.3.3 Análise dos resultados

Dentre as séries de testes conduzidas com a fração granulométrica -65+200 malhas, destacam-se os desempenhos verificados quando da utilização do coletor oleato de sódio com querosene como espumante na relação 1:1 e em ambiente de $\text{pH} = 8,5$. Nesses testes, logrou-se enriquecer até quatro vezes o teor de P_2O_5 da fração granulométrica em estudo, com recuperação na flotação de 56%. Nessa mesma condição de reagentes, observou-se algum incremento de teor do concentrado e de recuperação na flotação com a dosagem de 1.500 g/t de depressor (Na_2SiO_3). Ressalta-se ter ocorrido um acréscimo de recuperação com aumento de pH, porém sem reflexos significativos no teor de concentrado (Tabela 31).

Tabela 31 – Influência da variação de dosagens de reagentes e pH na flotação da fração - 65+200#

Influência da concentração de oleato de Na e querosene com $\text{pH} = 8,5$				
Concentração de Oleato/Querosene (1:1) (g/t)	Concentrado			Alimentação
	% peso	Teor (% P_2O_5)	% Recuperação de P_2O_5	% P_2O_5
500	5,4	13,8	24,2	3,1
750	16,6	13,3	45,9	4,8
1.000	18,0	13,4	49,1	4,9
1.500	22,8	14,2	56,3	5,7
Influência da dosagem de Na_2SiO_3 na flotação com oleato de Na e querosene (1:1, 1.000 g/t) e $\text{pH} = 8,5$				
Na_2SiO_3 (g/t)	Concentrado			Alimentação
	% peso	Teor (% P_2O_5)	% Recuperação de P_2O_5	% P_2O_5
750	22,7	9,1	43,8	4,7
1.000	21,0	12,5	55,5	4,7
1.500	18,1	15,9	60,1	4,8
2.000	13,7	18,3	48,1	5,2
3.000	9,0	21,4	36,8	5,2
Influência do pH na flotação com oleato de Na e querosene (1:1, 1.000 g/t)				
pH	Concentrado			Alimentação
	% peso	Teor (% P_2O_5)	% Recuperação de P_2O_5	% P_2O_5
8	21,0	12,5	55,5	4,7
9	22,7	14,3	61,1	5,3
10	17,8	17,5	57,8	5,4
11	17,7	18,1	66,9	4,8
12	9,6	7,5	14,4	5,0

As séries de ensaios desenvolvidas com a fração granulométrica -0,074+0,009 mm não lograram atingir teores de concentrados superiores a 15% P_2O_5 .

Face aos resultados negativos verificados nas séries anteriores de testes e com apoio dos estudos de caracterização tecnológica, procedeu-se a modificações nos procedimentos,

introduzindo escrubagem e adição do dispersante (Na_2SiO_3) na moagem para melhor desagregação e dispersão de finos, bem como ao emprego de cianeto de sódio, visando à retirada de íons de Fe. Para essa série de testes, utilizou-se a fração granulométrica -100+400 malhas, sendo que, para os ensaios de flotação, estabeleceram-se as dosagens de reagentes que haviam mostrado os melhores resultados: 1.500 g/t de oleato de Na, 1.000 g/t de querosene.

A introdução de NaCN só mostrou efeito significativo na flotação para o minério previamente submetido à escrubagem, situação em que foi atingido teor no concentrado de 22,1% P_2O_5 com recuperação na flotação de 57,1% (Tabela 32).

Tabela 32 – Influência da dosagem de NaCN na flotação com oleato de Na (1.500 g/t), querosene (1.000 g/t) e pH = 8,5 da fração -100+400#

Preparação da Amostra	NaCN (g/t)	Concentrado			Alimentação
		% peso	Teor (% P_2O_5)	% Recuperação de P_2O_5	% P_2O_5
Sem escrubagem	500	17,1	18,8	62,6	5,1
	1.000	15,2	19,8	59,8	5,0
	1.500	15,9	19,5	60,9	5,1
Com escrubagem	500	13,4	21,6	53,5	5,4
	1.000	14,4	22,1	57,1	5,6
	1.500	18,5	15,9	57,9	5,1

A presença no minério de aglomerados minerais friáveis, que se desfazem em processo de agitação da polpa, dando origem a finos, contribuiu para os resultados negativos verificados nos ensaios de flotação. O desempenho de um ensaio de flotação investigativo melhorou significativamente quando a amostra foi preparada com escrubagem previamente à deslamagem, que propiciou, além de quebra dos aglomerados, melhor ativação da superfície das partículas de colofana.

16 DIAGNÓSTICO SOCIOAMBIENTAL

O objetivo desta análise é retratar, a partir de levantamento preliminar, a situação socioambiental da região onde se inserem os alvarás de pesquisa para fosfato da CPRM, de modo a identificar espaços territoriais protegidos, com regime restritivo de uso dos recursos naturais ou que possam gerar conflitos de uso do solo. A identificação desses espaços é essencial para a tomada de decisão sobre a exploração dos depósitos no âmbito do projeto, pois são condicionantes para aprovação ou indeferimento dos empreendimentos mineiros por parte dos órgãos ambientais.

16.1 LEGISLAÇÃO AMBIENTAL PERTINENTE

As normas legais ambientais que balizam a atividade de exploração mineral no Brasil estão contidas nos seguintes documentos:

- Lei nº 6.938, de 31.08.1981 – Dispõe sobre a Política Nacional do Meio Ambiente, seus fins e mecanismos de formulação e aplicação.
- Lei nº 9.314, de 14.11.1996 – Altera dispositivos do Decreto-lei nº 227, de 28 de fevereiro de 1967 (Código de Mineração).
- Lei nº 9.433, de 08.01.1997 – Institui a Política Nacional de Recursos Hídricos e cria o Sistema Nacional de Gerenciamento de Recursos Hídricos.
- Lei nº 9.605, de 12.02.1998 – Dispõe sobre as sanções penais e administrativas derivadas de condutas e atividades lesivas ao meio ambiente (“Lei de crimes ambientais”).
- Lei nº 9.985, de 18.07.2000 – Institui o Sistema Nacional de Unidades de Conservação da Natureza.
- Lei nº 11.428, de 22.12.2006 – Dispõe sobre a utilização e proteção da vegetação nativa do Bioma Mata Atlântica.
- Lei nº 12.727, de 17.10.2012 – Atualiza o Código Florestal Brasileiro.
- Resolução CONAMA nº 001, de 23.01.1986 – Dispõe sobre as definições, as responsabilidades, os critérios básicos e as diretrizes gerais para uso e implementação da Avaliação de Impacto Ambiental como um dos instrumentos da Política Nacional do Meio Ambiente.
- Resolução CONAMA nº 237, de 19.12.1997 – Dispõe sobre a revisão e complementação dos procedimentos e critérios utilizados para o licenciamento ambiental.
- Resolução CONAMA nº 357, de 17.03.2005 – Dispõe sobre a classificação dos corpos de água e diretrizes ambientais para o seu enquadramento, bem como estabelece as condições e padrões de lançamento de efluentes.
- Resolução nº 16, de 08.05.2001 – Estabelece critérios gerais para a outorga de direito de uso de recursos hídricos.
- ABNT NBR 13028, de 09.2006 – Elaboração e apresentação de projeto de disposição de rejeitos de beneficiamento, em barramento, em mineração.
- ABNT NBR 13029, de 09.2006 – Elaboração e apresentação de projeto de disposição de estéril, em pilha, em mineração.
- ABNT NBR 13030, de 06.1999 – Elaboração e apresentação de projeto de reabilitação de áreas degradadas, em mineração.

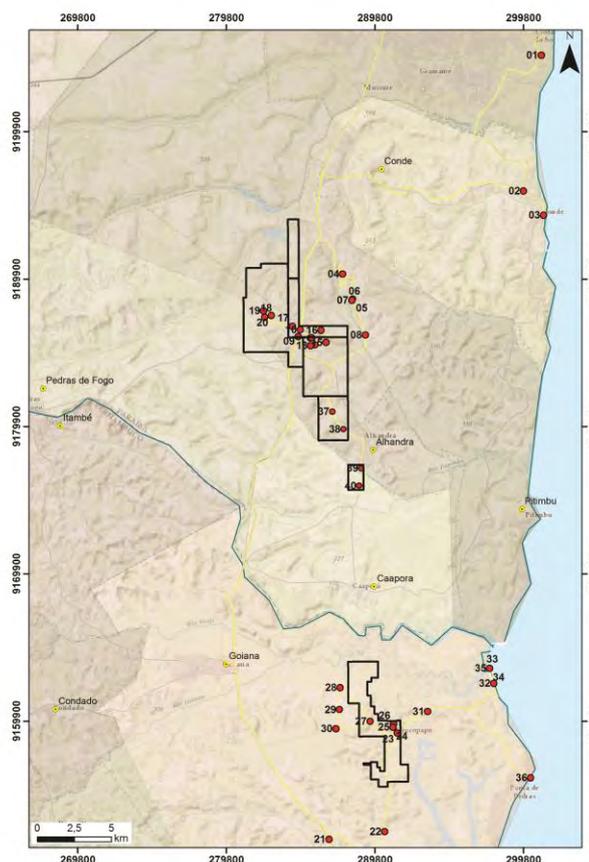
16.2 METODOLOGIA

Como se trata de uma avaliação de caráter informativo, a metodologia adotada para este diagnóstico é distinta daquelas estabelecidas para estudos ambientais posteriores, que visem à obtenção de licenças ambientais.

A etapa inicial consistiu no levantamento de dados bibliográficos, tais como informações sobre as características do depósito-alvo (relatórios da CPRM), relatórios e dados georreferenciados das características ambientais da região e de áreas protegidas (unidades de conservação, áreas indígenas, áreas tombadas) existentes nas proximidades, oriundos de órgãos tais como Instituto Chico Mendes de Conservação da Biodiversidade (ICMBio), Instituto Brasileiro do Meio Ambiente e dos Recursos Naturais Renováveis (IBAMA), Agência Nacional de Águas (ANA), Instituto Nacional de Colonização e Reforma Agrária (INCRA), Fundação Nacional do Índio (FUNAI), secretarias estaduais etc., assim como a legislação correlata. Ademais, foram elaborados mapas de apoio para o levantamento de campo, incluindo a delimitação das áreas dos alvarás de pesquisa e os limites dos municípios onde estes estão inseridos, com base em imagens de satélite (Google Earth: imagem CNES/SPOT– 2014).

Em uma segunda etapa, procedeu-se ao reconhecimento de campo nas áreas de alvará de pesquisa e em seu entorno (Figura 174). Além do reconhecimento das características físicas e bióticas, levantou-se de forma expedita o uso e a ocupação do solo na área, assim como os dados socioeconômicos junto ao Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística (IBGE), prefeituras municipais e por meio de entrevistas com a comunidade nas áreas urbana e rural dos municípios.

Figura 174 – Localização dos pontos de caminhamento no levantamento.



A terceira etapa consistiu em novos levantamentos de dados, junto aos órgãos ambientais dos estados de Paraíba e Pernambuco, sobre áreas de proteção ambiental identificadas na área. Todos os dados obtidos nas três etapas foram tratados para composição do relatório.

Na composição do diagnóstico ambiental consideraram-se as áreas registradas no DNPM como áreas de enfoque para aspectos dos meios físico e biótico (área de influência direta para possível empreendimento de exploração mineral). Para os aspectos socioeconômicos, a abordagem envolveu os municípios onde estão inseridos os alvarás de pesquisa: Conde, Pedras de Fogo e Alhandra (PB) e Goiana (PE). Alguns aspectos ambientais foram abordados a partir de informações externas às áreas indicadas, por ausência de dados mais próximos.

Foram elaborados, ainda, mapas temáticos, tais como mapas de caminamento, de unidades de conservação e de uso e ocupação do solo, destacando-se as áreas de preservação permanente.

16.3 ECOSISTEMAS E BIODIVERSIDADE

A região encontra-se em domínios de Mata Atlântica e de manguezais, mas, devido à exploração secular extensiva e ao crescimento atual da cidade, sobraram poucas áreas de vegetação nativa. A cultura da cana-de-açúcar, monopolizadora na ocupação do solo na região, tem motivado a destruição de grande parte da cobertura florestal, que se restringe a alguns vales, onde os remanescentes da Mata Atlântica apresentam-se, em sua maior parte, degradados ou substituídos por bambu (*Bambusa vulgaris*) e outras plantações.

Das espécies de plantas encontradas nessa faixa litorânea, as mais comuns são: cupiúba (*Tapirira guianensis*), cabotã-de-leite (*Thyrsodium schomburgkianum*), sucupira-branca (*Bowdichia vigilioides*) e loureiro (*Ocotea spp*).

Os principais animais da fauna local são: anu-preto (*Crotophaga ani*), anu-branco (*Guira guira*), bem-te-vi (*Pitangus sulphuratus*), urubu (*Coragyps atratus*), além de tatu, preguiça, pardal, preá e iguana. Nos estuários e manguezais é possível encontrar diversas espécies de crustáceos e moluscos, sendo as mais comuns: siri (*Callicnetes spp*), guaiamu (*Cardisoma guanhumí*), tainha (*Mugil curema*), caranguejo-uçá (*Ucides cordatus*), ostra (*Cassostrea rizophorae*) e marisco-pedra (*Anomalocardia braziliiana*).

Segundo Nascimento e Campos (2011), não existem espécies ameaçadas de extinção na região enfocada.

16.4 SOCIOECONOMIA

No estado da Paraíba, as áreas de alvará de pesquisa estão inseridas nos municípios de Alhandra e Pedras de Fogo, localizados na Mesorregião da Mata Paraibana.

Alhandra, município criado em 1959, possui altitude aproximada de 49 m e dista 36 km da capital. O acesso, a partir de João Pessoa, é pelas rodovias BR-101 e PB-057. A população, estimada em 2016 pelo IBGE, é de 19.412 habitantes, distribuídos em 182.664 km² de área, com Índice de Desenvolvimento Humano Municipal (IDHM 2010) de 0.582 (<http://cidades.ibge.gov.br/xtras/perfil.php?lang=&codmun=250060&search=paraiba|alhandra|infograficos:-informacoes-completas>).

O município de Pedras de Fogo foi criado em 1953, com uma área de 401 km². A sede tem altitude aproximada de 177 m, distando 42 km de João Pessoa. O acesso, a partir da capital, é pelas rodovias BR-230 e PB-030. A população total estimada em 2016 pelo IBGE é de 28.395 habitantes e seu IDHM (2010) é 0.590 (<http://cidades.ibge.gov.br/xtras/perfil.php?lang=&codmun=251120&search=paraiba|pedras-de-fogo>).

Em Pernambuco, os alvarás de pesquisa situam-se no município de Goiana, localizado no extremo nordeste do estado, fazendo divisa com o estado da Paraíba, estando a 62 km de Recife e a 51 km de João Pessoa. Sua sede se situa a 13 m de altitude, com uma população estimada em 2016 de 78.940 habitantes (IBGE, 2017) e IDHM (2010) de 0,651 (<http://cidades.ibge.gov.br/xtras/perfil.php?lang=&codmun=260620&search=pernambuco|goiana>).

A cidade de Goiana é um ponto estratégico importante entre Recife e João Pessoa, sendo a região uma das mais populosas do nordeste, com mais de seis milhões de pessoas em um raio de 100 km da sede do município. Encontra-se também próxima a dois aeroportos internacionais (Guararapes e Castro Pinto) e de três portos (Recife, Cabedelo e Suape).

Os municípios limítrofes de Goiana estão integrados, de certa forma, a Goiana, tanto pelos empregos como pelo comércio e turismo, sendo classificado pelo IBGE como Centro de Zona A, devido à sua influência sobre as cidades vizinhas (http://www.mma.gov.br/estruturas/PZEE/_arquivos/regic_28.pdf).

Durante séculos, a economia desses municípios esteve voltada exclusivamente à monocultura da cana-de-açúcar e é nessa área de cultivo que ainda hoje está empregada a maior parte da mão de obra local. Atualmente, apresenta tendência à diversificação de atividades. Entre elas destacam-se as indústrias de transformação, o comércio varejista, a pesca e a prestação de serviços (IBGE, 2014).

Nesses municípios, a maioria da população com mais de 10 anos nunca frequentou a escola ou tem o ensino fundamental incompleto: Goiana = 57%; Alhandra = 73%; Pedras de Fogo = 72% (IBGE, 2014). A renda *per capita* na região também reflete a carência em que vivem: para 60% da população com mais de 10 anos, a renda *per capita* é de até dois salários mínimos (Tabela 33).

Tabela 33 – Renda *per capita* da população na região com mais de 10 anos de idade

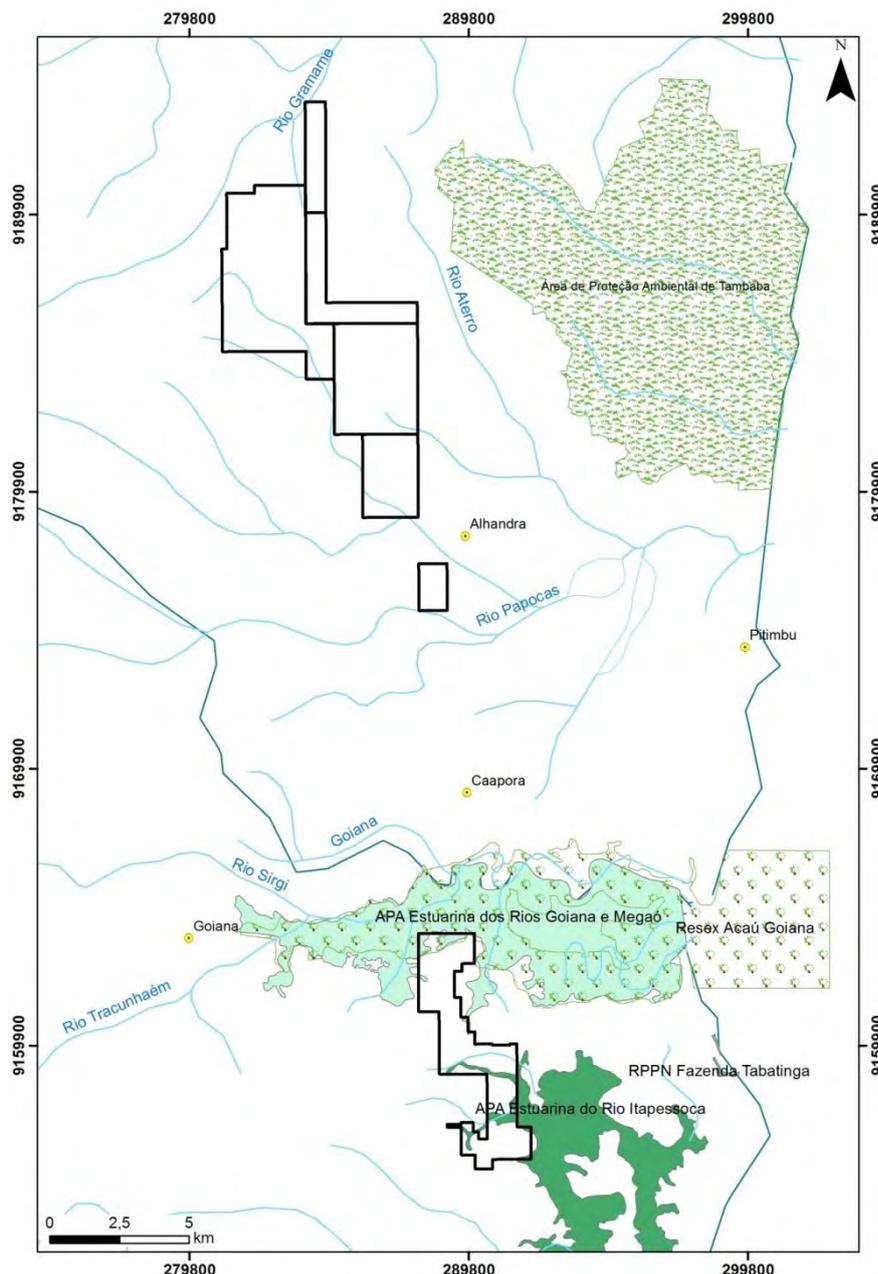
Renda <i>Per Capta</i>	Goiana (%)	Alhandra (%)	Pedras de Fogo (%)
Sem rendimento	40,6	42,5	39
Até dois salários	52	54,5	56
De dois a cinco salários	5,7	2,6	3,5
Mais de cinco salários	1,7	0,4	0,5

Fonte: IBGE Cidades.

16.5 ESPAÇOS TERRITORIAIS PROTEGIDOS E USO E OCUPAÇÃO DO SOLO

Dentro ou próximo às áreas de interesse encontram-se pequenas frações de unidades de conservação de uso sustentável e áreas de proteção permanente (APP), representadas pelo entorno de cursos d'água e nascentes. As unidades de conservação que requerem atenção especial são: Área de Proteção Ambiental de Tambaba (PB), Reserva Extrativista Acaú-Goiana (PB/PE), Área de Proteção Ambiental Estuarina dos Rios Goiana e Megaó (PE); Área de Proteção Ambiental Estuarina do Rio Itapessoca (PE); Reserva Particular do Patrimônio Natural Fazenda Tabatinga (PE) (Figura 175).

Figura 175 – Unidades de conservação de uso sustentável e áreas de proteção permanente próximas às áreas de interesse do projeto.



A APA de Tambaba está localizada na microrregião do Litoral Sul paraibano, no município de Conde (distrito de Jacumã). Criada como unidade de conservação de uso sustentável pelo Decreto estadual nº 22.882/2002, abrange as localidades costeiras de Lagoa Preta, Praia de Tabatinga, Fazenda Bucatu, Praia de Coqueirinho, Praia de Tambaba e Praia de Graú. A área possui, aproximadamente, 3.270 ha e é uma das regiões mais belas do litoral paraibano, resguardando um mosaico de fitofisionomias da Mata Atlântica, como a mata de tabuleiro, a mata de restinga e os manguezais. Apresenta, ainda, formações geomorfológicas de beleza singular, como falésias, nichos de cabeceiras, vales e cânions (SUDEMA, 2014).

A APA de Tambaba tem por finalidade garantir a integridade dos ecossistemas terrestres e aquáticos, proteger os cursos d'água que integram a região, melhorar a qualidade de vida da população e disciplinar a ocupação da área. Essa unidade de conservação situa-se cerca de 5 km a leste das áreas de alvará de pesquisa da CPRM situadas no estado da Paraíba e nenhum

curso d'água que drena as áreas de alvará de pesquisa atravessa também a APA. Em setembro de 2016, foram aprovados o zoneamento e o plano de manejo dessa unidade. Cabe ressaltar que, segundo a Lei nº 9.985, de 18.07.2000, que institui o Sistema Nacional de Unidades de Conservação da Natureza (SNUC), unidades de conservação tipo APA não possuem zona de amortecimento em seu entorno.

A RESEX Acaú-Goiana, criada em 2007 (ICMBio, 2014), encontra-se no bioma Marinho Costeiro e ocupa uma área de 6.676,69 ha, na divisa dos estados de Pernambuco e Paraíba, envolvendo os municípios de Pitimbu e Caaporã (PB) e Goiana (PE). A pesca é a principal atividade desenvolvida pelas populações tradicionais nessa reserva extrativista. O plano de manejo dessa unidade de conservação e a delimitação de sua zona de amortecimento ainda não foram finalizados. A pesca de forma sustentável leva em consideração os ciclos de reprodução das espécies – os chamados períodos de defeso. Com isso, a população tradicional define coletivamente a melhor época para se pescar e as quantidades por família, por meio de conselho deliberativo. A pesca tem sempre como foco o consumo interno das comunidades extrativistas e, posteriormente, a venda em pequena escala (ICMBio, 2014). Existem cursos d'água que drenam a parte norte das áreas de alvará de pesquisa no estado de Pernambuco em direção à RESEX, sendo necessárias a realização de estudos específicos na fase de licenciamento ambiental e a adoção de medidas mitigadoras e compensatórias durante a possível lavra do minério fosfatado.

A APA Estuarina dos Rios Goiana e Megaó é uma unidade de conservação estadual de uso sustentável (Lei nº 9.931/86), com 4.776,00 ha de área e se sobrepõe em parte à RESEX Acaú-Goiana, que é uma unidade de conservação federal (ICMBio). Partes dessas unidades estão inseridas na porção norte das áreas de alvará de pesquisa situadas no estado de Pernambuco. Seu objetivo é proteger os rios Goiana, Megaó, Capibaribe Mirim, Tracunhaém e Barra de Goiana. O estuário ainda se mantém preservado, embora a poluição hídrica de origem industrial e doméstica, associada ao corte e aterro de manguezais para implantação de grandes projetos de carcinicultura, represente ameaça à sua preservação (CPRH, 2014a).

A APA Estuarina do Rio Itapessoca é uma unidade de conservação estadual de uso sustentável (Lei nº 9.931/86), com 3.998,00 ha de área, e está situada ao sul do município de Goiana, no distrito de Tejucupapo. O rio Itapessoca, que tem suas cabeceiras dentro e a oeste das áreas de alvará de pesquisa da CPRM situadas no estado de Pernambuco, deságua próximo à Ilha de Itamaracá. Até meados dos anos de 1980, apresentava-se bastante preservado. No entanto, existem sinais de degradação em virtude da instalação de indústrias e de desmatamento da vegetação de mangue (CPRH, 2014a).

A Lei nº 9.931/86 (PE), que cria essas duas APAs estuarinas, em seu art. 4º restringe o uso da área com as seguintes condições:

- I - é vedado o parcelamento para fins urbanos e a ocupação com edificações;
- II - é vedado o desmatamento e a remoção da cobertura vegetal, bem como a movimentação de terras a qualquer título;
- III - é vedado o lançamento de lixo urbano ou individual;
- IV - é vedado o lançamento de despejo líquido urbano ou industrial sem tratamento adequado previamente aprovado pela Companhia Pernambucana de Controle da Poluição Ambiental e Administração dos Recursos Hídricos – CPRH.

As APAs estuarinas e a RESEX ainda não têm zona de amortecimento estabelecida. Nesse caso, de acordo com a Lei do SNUC, deve-se considerar 10 km em torno das unidades de conservação como zona de amortecimento. Essas zonas de amortecimento englobariam

totalmente a área do processo da CPRM no estado de Pernambuco. Embora uma zona de amortecimento não se configure como impedimento ao processo de extração mineral, cuidados extras deverão ser tomados, de modo a evitar contaminação ou assoreamento dos cursos d'água.

A Reserva Particular do Patrimônio Natural (RPPN) Fazenda Tabatinga está localizada no município de Goiana, cerca de 10 km a leste das áreas de alvará de pesquisa no estado de Pernambuco, não havendo influência direta ou indireta de um possível empreendimento mineiro nas áreas da CPRM nessa unidade de conservação. Criada por meio do Decreto nº 19.815/1997, possui 19 ha reconhecidos pela importância de sua biodiversidade, sendo formada por remanescentes de Mata Atlântica e manguezal. Pesquisa realizada identificou a ocorrência de 70 espécies da fauna, sendo o grupo das aves considerado o mais significativo das espécies identificadas (63%), o que representa um bom indicador das condições ecológicas da área. Da vegetação remanescente, merecem destaque espécies como embiridiba (*Buchenavia capitata*), murici (*Byrsonima crassifolia* (L.) Rich) e pau-sangue (*Pterocarpus violaceus*) (CPRH, 2014b).

A análise do uso e ocupação nas áreas de alvará de pesquisa da CPRM (Figuras 176 e 177) mostra que a maior parte das áreas está ocupada por culturas (cana-de-açúcar, eucalipto, capim) e zonas urbanizadas. Uma porção inferior a 25% das áreas está coberta por vegetação nativa ou áreas protegidas.

Figura 176 – Uso e ocupação do solo nas áreas de alvará de pesquisa da CPRM (área Norte – PB).

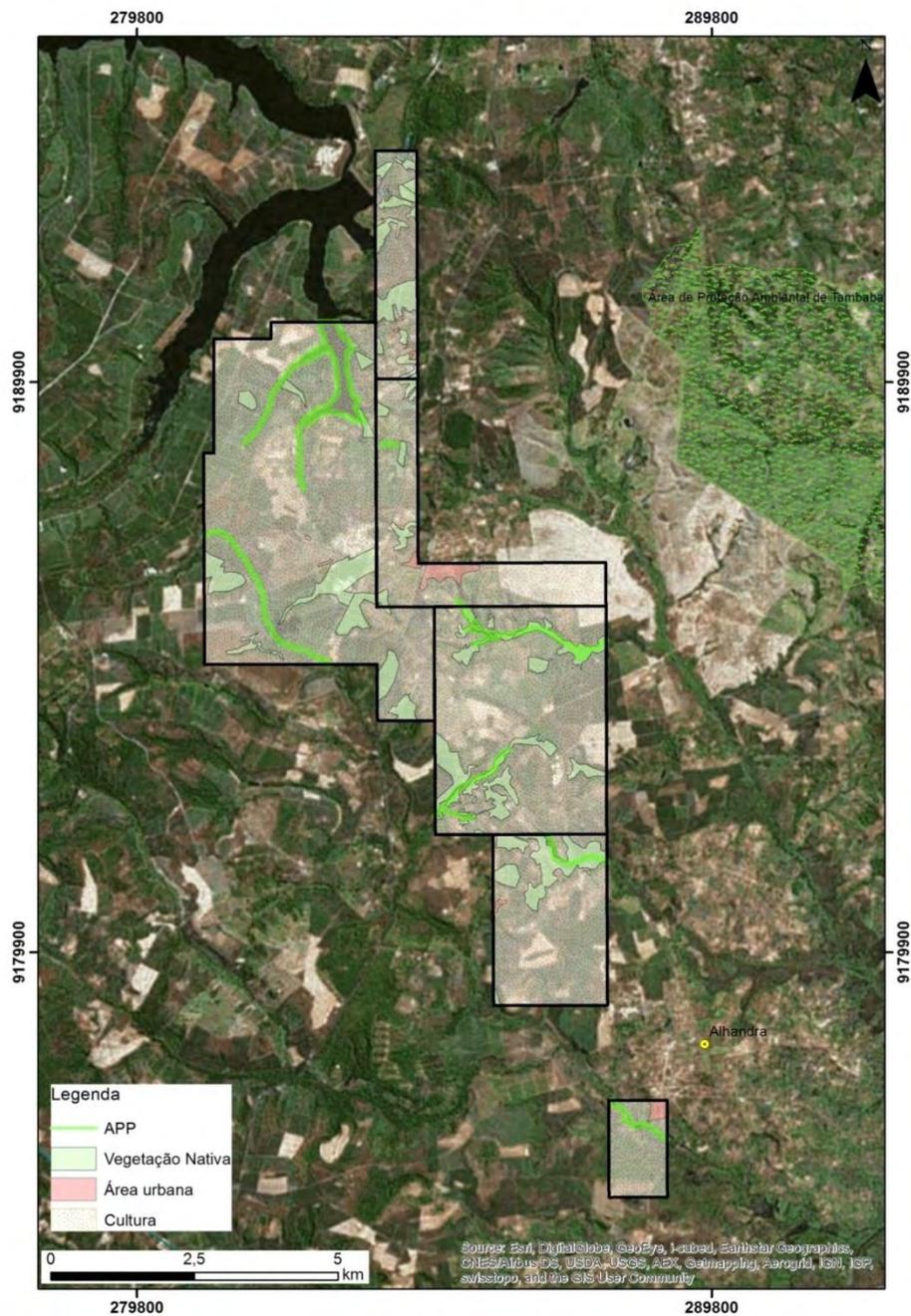
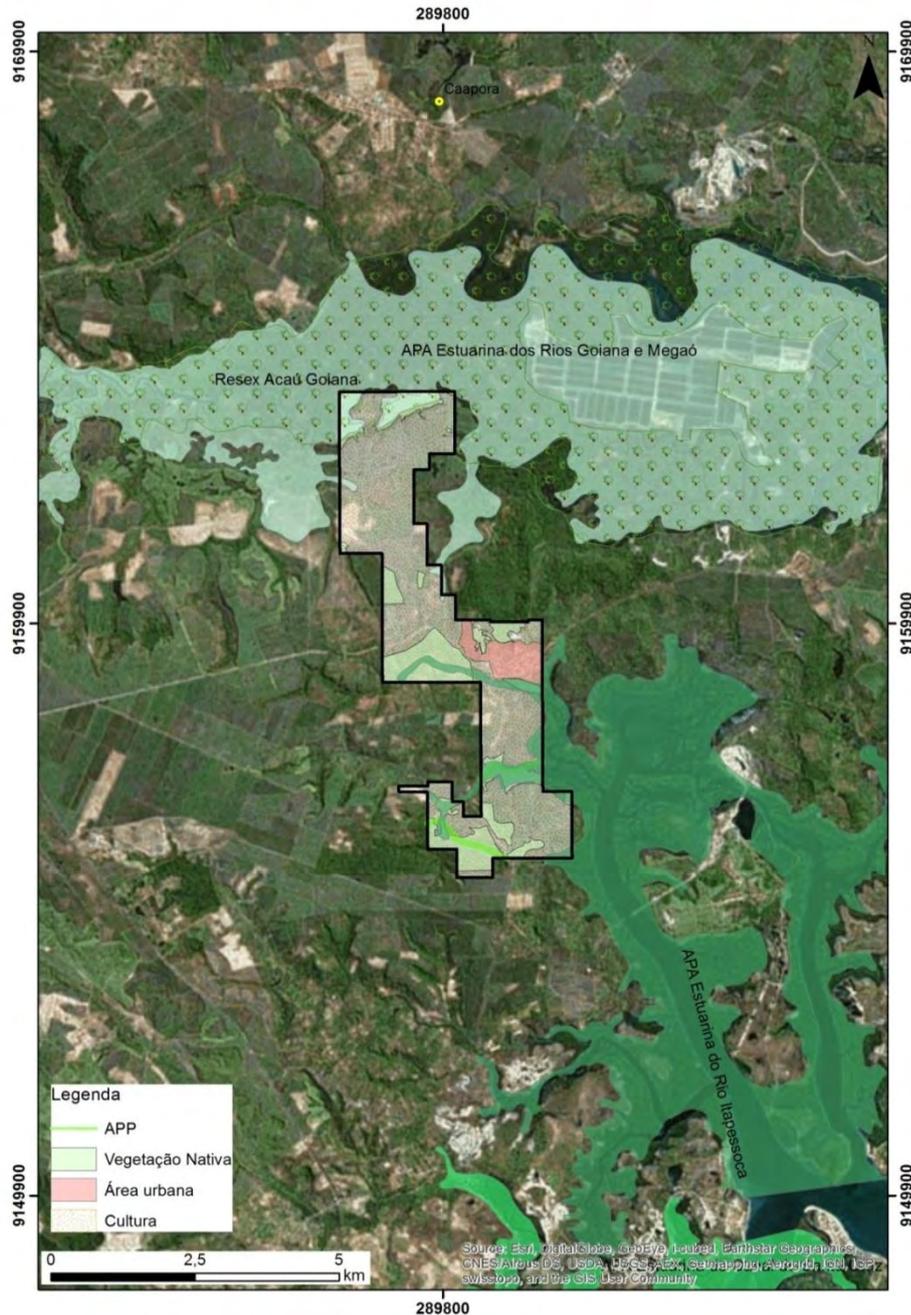
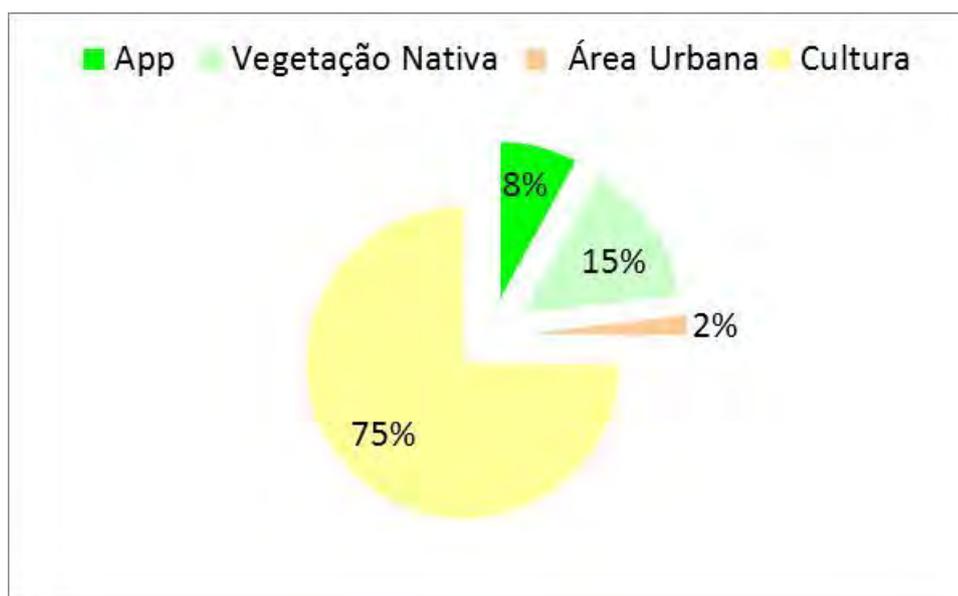


Figura 177 – Uso e ocupação do solo nas áreas de alvará de pesquisa da CPRM (área Sul – PE).



Considerando o quadro atual de uso e ocupação do solo, o percentual de áreas efetivamente restritivas à exploração mineral é inferior a 25% nas áreas de alvará de pesquisa da CPRM (Figura 178).

Figura 178 – Percentual das diversas categorias no uso e ocupação da área.

16.6 IMPACTOS PROVÁVEIS

A situação ambiental encontrada na região indica forte antropização da área por atividade agrícola extensiva e processo de urbanização, além de exploração de calcário e agregados para a indústria da construção.

A presença de diversas unidades de conservação do grupo “Uso Sustentável” próximas à área não se caracteriza como impedimento à exploração dos depósitos de fosfato, mas cuidados precisam ser garantidos. Apenas a RESEX faz restrição total à extração mineral, mas sua sobreposição às áreas de alvará de pesquisa é inferior a 5%.

Segundo o SNUC (Lei nº 9.985/2000), as áreas de proteção ambiental se caracterizam como áreas geralmente extensas, com certo grau de ocupação humana, dotadas de atributos abióticos, bióticos, estéticos ou culturais especialmente importantes para a qualidade de vida e o bem-estar das populações humanas e devem atender a objetivos básicos tais como proteger a diversidade biológica, disciplinar o processo de ocupação e assegurar a sustentabilidade do uso dos recursos.

Considerando o contido na referida lei, alguns procedimentos devem ser adotados, para se evitar danos aos atributos ambientais e construir boa convivência com a comunidade da região. Cabe ressaltar que a presença de um empreendimento mineral na região pode contribuir para dinamizar e diversificar as atividades econômicas locais.

A mineração de fosfato envolve, de maneira geral e na maioria dos casos: abertura de extensas frentes de lavra a céu aberto por desmonte mecânico; instalação de planta de beneficiamento para cominuição, separação magnética e concentração por flotação do minério; implantação de depósito de rejeitos e estéril; construção de bacia de contenção e decantação de efluentes.

Os impactos prováveis decorrentes dessas atividades estão associados à:

- Alteração da paisagem e impacto visual, decorrentes do novo uso e ocupação do solo.
- Remoção de vegetação e alteração de ecossistemas locais.
- Erosão do solo e assoreamento de drenagens decorrentes da mobilização de terra, instabilização de taludes, encostas e terrenos em geral.

- Escavação do solo.
- Aumento do tráfego de caminhões e veículos em geral.
- Aumento da emissão de material particulado no ar (escavação, beneficiamento, vias de acesso e vias internas).
- Poluição sonora.
- Utilização de água no processo produtivo com geração de efluentes.
- Intervenção no lençol freático.
- Interferência em áreas de preservação permanente e unidades de conservação.
- Geração de empregos e renda.
- Aumento da arrecadação de impostos e arrecadação de *royalties* em níveis municipal, estadual e federal.
- Aumento de demanda e dinamização da economia local.

Grande parte dos impactos ambientais negativos citados tem natureza local e restrita e pode ser mitigada a partir de um bom planejamento das diversas fases do empreendimento – implantação, operação e fechamento da mina – que considere o contexto socioambiental, especialmente quanto à água e à vegetação nativa, na definição de parâmetros operacionais.

É considerada fundamental a implantação de alguns programas, tais como:

- Gestão e controle ambiental.
- Qualidade das águas de processo e efluentes.
- Controle de emissões atmosféricas e ruídos.
- Preservação e conservação ambiental de áreas circunvizinhas à mina.
- Recuperação de áreas degradadas e mineradas.
- Gestão de resíduos industriais.
- Redução de consumo de água, energia e combustíveis.
- Sinalização de vias.
- Comunicação social.
- Compensação ambiental.

Apesar de as áreas estarem situadas em locais com baixa ocupação, o impacto visual causado pela extração mineral a céu aberto merece atenção, não propriamente pelos danos ao meio ambiente e ao homem, mas pela imagem negativa que gera nas comunidades e instituições. É importante que o projeto ambiental considere a minimização desse fator e que esses programas e outros que se fizerem necessários sejam discutidos e geridos junto com a comunidade diretamente afetada.

Impactos positivos também são previstos com a implantação de um empreendimento mineiro dessa natureza e devem, com as medidas adequadas, superar os impactos negativos, em especial a partir de geração de empregos e renda, pagamento de *royalties* (Compensação Financeira pela Exploração de Recursos Minerais (CFEM)) aos municípios e aos governos estadual e federal, aumento na arrecadação de impostos e, conseqüentemente, incremento da economia. Para esses impactos positivos também devem ser previstos programas de cunho

social e de comunicação, envolvendo a comunidade positivamente com a mineração. Os programas sociais devem objetivar também a capacitação e a qualificação das pessoas das comunidades imediatamente ao redor do empreendimento, de modo que a mão de obra possa ser o máximo possível local e ocorra a maximização dos benefícios advindos da implantação da mineração, assim como preparando a comunidade para o momento em que ocorrer a paralisação das atividades, quando do esgotamento da jazida.

17 ANÁLISE ECONÔMICA

17.1 ASPECTOS MERCADOLÓGICOS DO FOSFATO

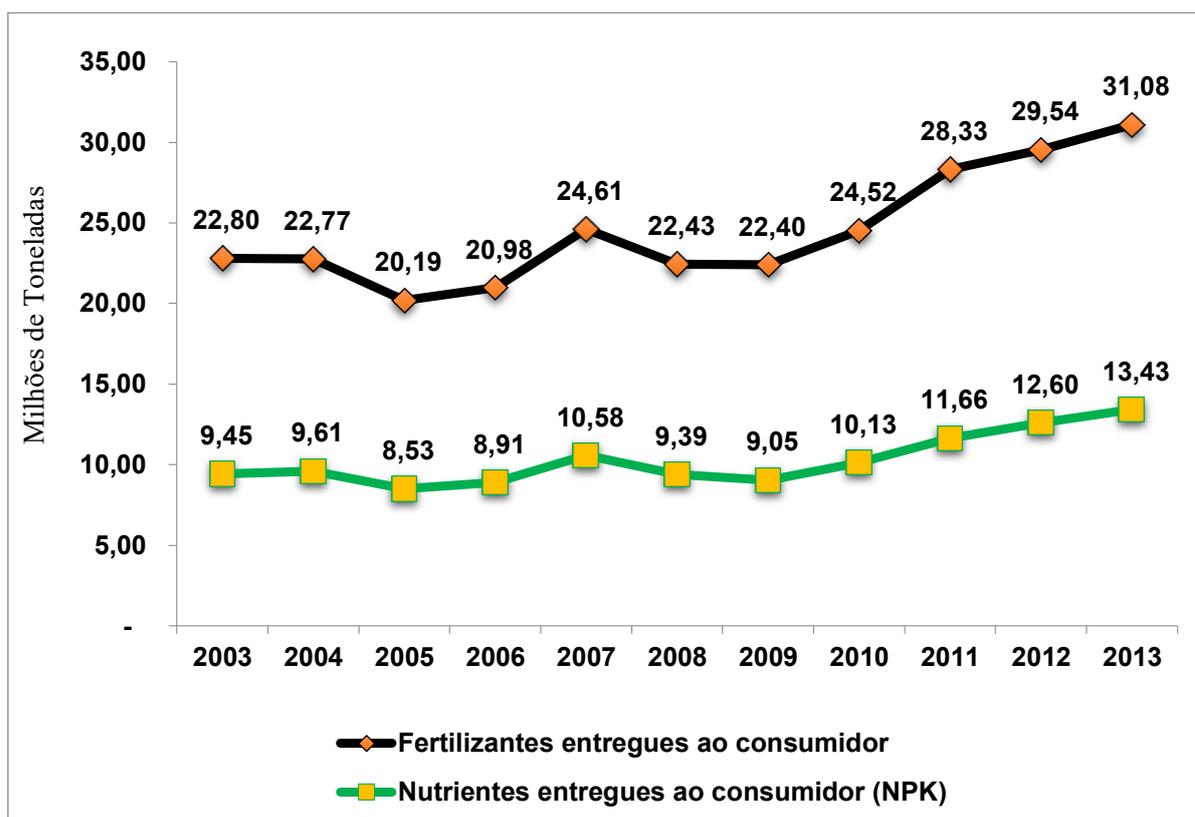
O Brasil possui cerca de 340 milhões de hectares de terras agriculturáveis. Desse total, 72 milhões (21%) são para o cultivo de lavouras anuais e perenes e 172 milhões (50%) são pastagens. O país conta, ainda, com clima diversificado, chuvas regulares, energia solar abundante e quase 12,0% de toda a água doce disponível no planeta.

O agronegócio participa aproximadamente com 22% do Produto Interno Bruto (PIB) do Brasil e 40% de suas exportações. Nos últimos 10 anos (2003-2013), o volume de exportações do segmento cresceu 2,5 vezes, atingindo, em 2013, o valor recorde de US\$ 99,97 bilhões. No mesmo período, o saldo comercial externo do setor cresceu 3,2 vezes, alcançando a marca de US\$ 82,91 bilhões, compensando o déficit de US\$ 80,35 bilhões dos demais setores e permitindo que o país garantisse um superávit global da balança comercial no ano. Já por sete anos seguidos o agronegócio vem garantindo esse resultado e com a perspectiva de safras recordes para os próximos anos, com destaque para as lavouras de soja e milho, contribuindo para a tendência crescente da demanda.

A despeito de todo o protagonismo que exerce no agronegócio, o país deixa a desejar no consumo de fertilizantes, representando apenas 6% do consumo mundial. De acordo com os dados do Ministério da Agricultura, Pecuária e Abastecimento (MAPA), o Brasil foi o quarto maior consumidor de fertilizantes do mundo em 2013, mas sua participação na produção mundial foi de apenas 2%, configurando-se, assim, como grande importador de insumos agrícolas. De acordo com a Associação Nacional para Difusão de Adubos (ANDA), o mercado nacional de fertilizantes movimentou, em 2013, cerca de 31,08 milhões de toneladas, o que representa mais um recorde no consumo histórico (Figura 179).

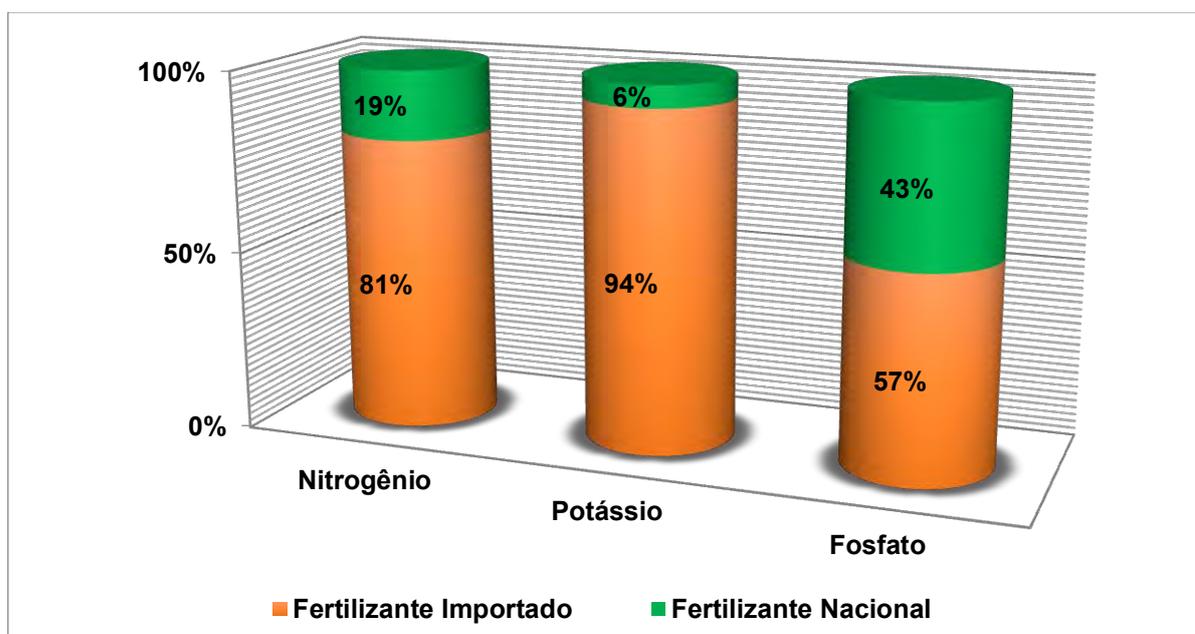
Apesar de o notável consumo crescente do Brasil, a aplicação de fertilizantes nas lavouras ainda é baixa em relação aos países com agricultura desenvolvida. Embora a velocidade de crescimento da demanda brasileira tenha superado a taxa de crescimento mundial, o seu atendimento tem ocorrido via aumento das importações desses fertilizantes, uma vez que a indústria nacional não consegue suprir a demanda interna. O mercado de fertilizantes teve crescimento médio anual de 5,94% na última década (Figura 180).

Figura 179 – Desempenho do mercado nacional de fertilizantes (2003-2013).



Fonte: ANDA, 2009; 2013.

Figura 180 – Fertilizantes no Brasil: perfil da dependência externa.



Fonte: ANDA, 2013.

O balanço de produção e de consumo nacional de fertilizantes tem mostrado um aumento da dependência externa (Tabelas 34 e 35).

Tabela 34 – Balanço do setor de fertilizantes no Brasil entre 2011 e 2013

ITENS	(X 1000 t)		
	2011	2012	2013
1) Estoque Inicial (Indústria)	3.453	5.127	4.897
2) Produção	9.861	9.722	9.305
3) Importação	19.853	19.561	21.619
4) Oferta	29.712	29.283	30.924
5) Exportação	(675)	(517)	(675)
6) Micronutrientes/Aditivos	1.200	1.175	1.435
7) Quebras/Ajustes	(273)	(634)	(511)
8) Disponibilidade (1+4+5+6+7)	33.453	34.434	36.088
9) Estoque Final (Indústria)	5.127	4.897	5.006
Total de Entregas ao Consumidor Final (8-9)	28.326	29.537	31.082

Fonte: ANDA, 2013.

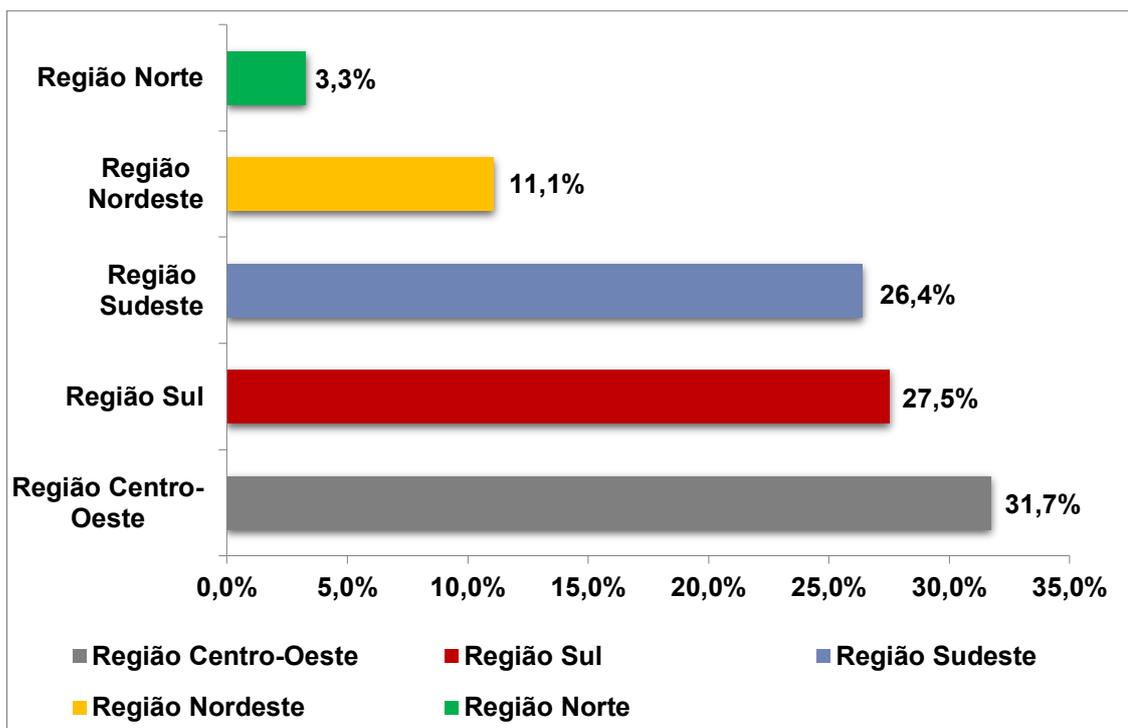
Tabela 35 – Balanço do setor de nutrientes NPK no Brasil entre 2012 e 2013

ITENS	(X 1000 t)							
	N		P ₂ O ₅		K ₂ O		Total	
	2012	2013	2012	2013	2012	2013	2012	2013
1) Estoque Inicial	494	486	811	776	926	770	2.231	2.032
2) Produção	792	751	2.179	2.100	318	285	3.289	3.136
3) Importação	2.753	3.184	2.304	2.777	4.525	4.692	9.582	10.653
4) Disponibilidade (1+2+3)	4.039	4.421	5.294	5.653	5.769	5.747	15.102	15.821
5) Exportação	- 36	(517)	(100)	(120)	(62)	(85)	(198)	(251)
6) Entregas	3.435	3.698	4.325	4.641	4.844	5.094	12.604	13.433
7) Quebras/Ajustes	- 82	(106)	(93)	(45)	(92)	(66)	(267)	(217)
Estoque Final (4+5+6+7)	486	571	776	847	771	502	2.033	1.920

Fonte: ANDA, 2013.

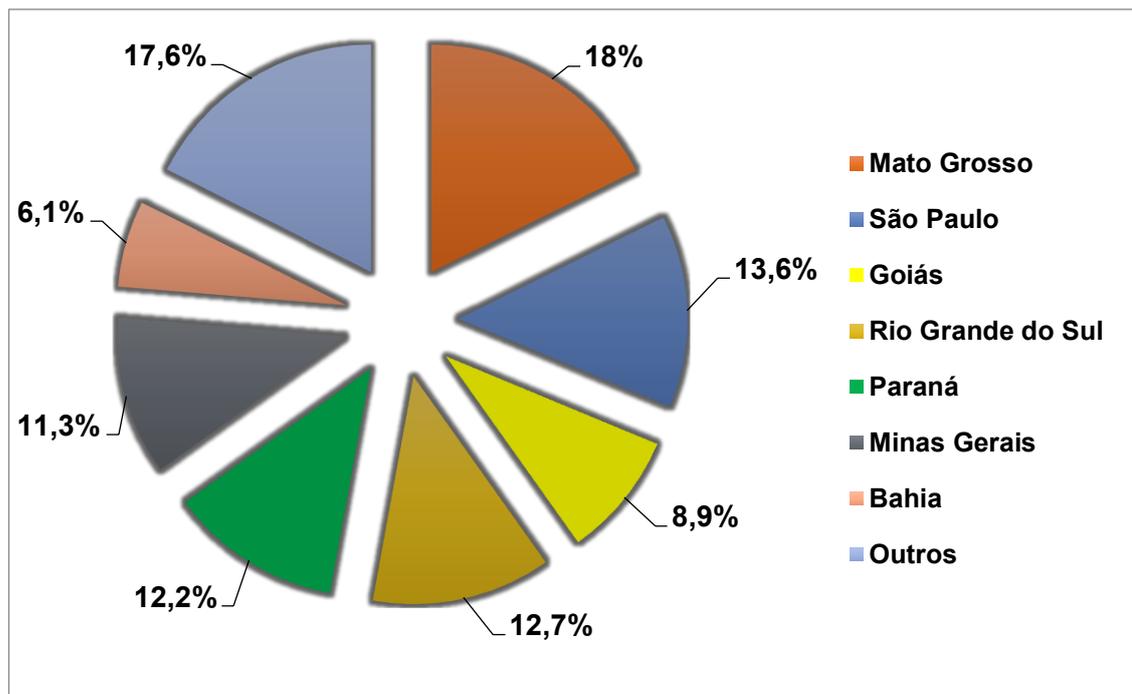
Naturalmente, a distribuição do consumo de fertilizantes está diretamente relacionada ao perfil agrícola das regiões. Dessa forma, os locais que concentram cultivo de grãos, cana-de-açúcar e café são aqueles que demandam maior quantidade de produtos. Nesse sentido, os principais mercados consumidores de fertilizantes do país estão nas regiões Sul, Sudeste e Centro-Oeste, e os principais estados consumidores são: Mato Grosso (5,4 milhões de toneladas), São Paulo (4,2 milhões de toneladas), Rio Grande do Sul (3,9 milhões de toneladas), Paraná (3,7 milhões de toneladas), Minas Gerais (3,4 milhões de toneladas), Goiás (2,7 milhões de toneladas) e Bahia (1,9 milhões de toneladas), representando 82% do consumo de fertilizantes do país em 2013 (Figuras 181 e 182).

Figura 181 – Participação das regiões do Brasil no consumo de fertilizantes em 2013.



Fonte: ANDA, 2013.

Figura 182 – Principais estados brasileiros consumidores de fertilizantes.

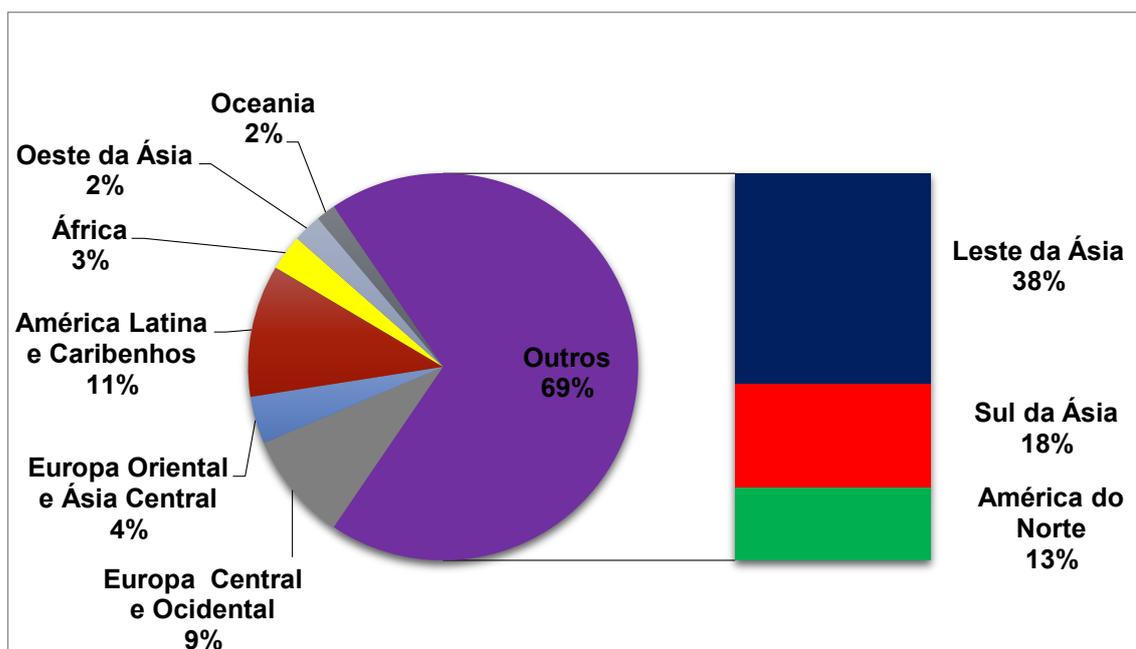


Fonte: ANDA, 2013.

Os elementos químicos presentes nos fertilizantes são divididos em duas categorias, conforme a quantidade ou proporção. São os micronutrientes e os macronutrientes, tendo como destaques desse último grupo os macroelementos nitrogênio (N), fósforo (P) e potássio (K), já que são utilizados intensamente na agricultura e, por conseguinte, são os que possuem expressão econômica na indústria e valorização no mercado

O consumo mundial de nutrientes por bloco econômico em 2013 (Figura 183) teve como destaques: leste da Ásia (67,82 milhões de toneladas), sul da Ásia (33,44 milhões de toneladas), América do Norte (23,16 milhões de toneladas), América Latina e Caribenhos (19,95 milhões de toneladas).

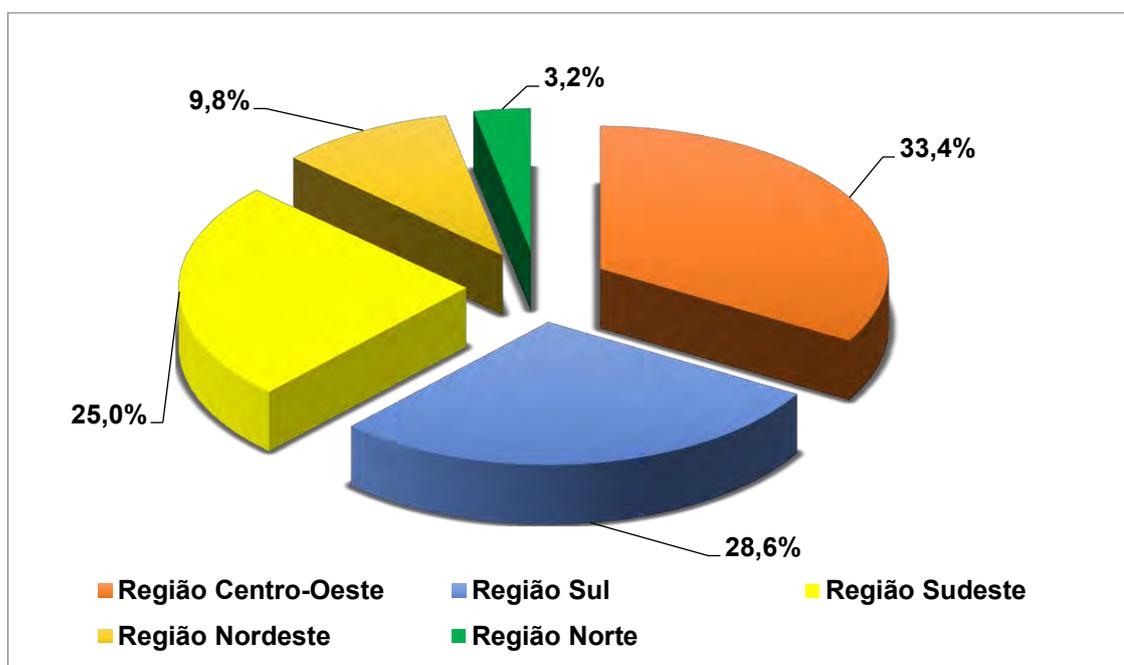
Figura 183 – Consumo de nutrientes NPK por bloco econômico em 2013.



Fonte: ANDA, 2013.

Os principais países exportadores de nutrientes são Rússia, Canadá e Estados Unidos, enquanto China, Estados Unidos, Índia e Rússia são os maiores produtores de nitrogenados. Rússia também se destaca como importante produtora de potássicos; já o Brasil é grande produtor apenas de fertilizantes fosfatados.

Do total de fertilizantes entregues ao consumidor no Brasil, 43,2% correspondem a formulações de nutrientes (NPK), distribuídos de forma equilibrada em três regiões: Centro-Oeste em primeiro, Sul em segundo e Centro-Oeste em terceiro lugar (Figura 184).

Figura 184 – Principais regiões brasileiras consumidoras de fertilizantes.

Fonte: ANDA, 2013.

Os principais estados consumidores de nutrientes (formulações NPK) do país são (em milhões de toneladas): Mato Grosso (2,45), São Paulo (1,67), Rio Grande do Sul (1,82), Paraná (1,65), Minas Gerais (1,50), Goiás (1,27) e Bahia (0,70), representando 83% do consumo de NPK do país no ano de 2013.

O total de nutrientes entregue ao consumidor final nos estados nos quais o Projeto Miriri está inserido (Pernambuco e Paraíba) e nos estados vizinhos (Alagoas e Rio Grande do Norte) atingiu, em 2013, de acordo com a ANDA, 443.703 t. Desse total, 38% corresponderam a nutrientes (formulações NPK). As entregas de nutrientes NPK nos estados de Pernambuco e Paraíba foram, respectivamente, 73.852 e 20.862 t nesse período.

17.2 FOSFATO

No que concerne aos fertilizantes fosfatados, provenientes de rochas fosfáticas, foco deste projeto, de acordo com a Associação Nacional para Difusão de Adubos (ANDA), as entregas de fertilizantes fosfatados (P_2O_5) no Brasil registraram alta de 7,3%, passando de 4,3 milhões de toneladas em 2012 para 4,6 milhões de toneladas em 2013.

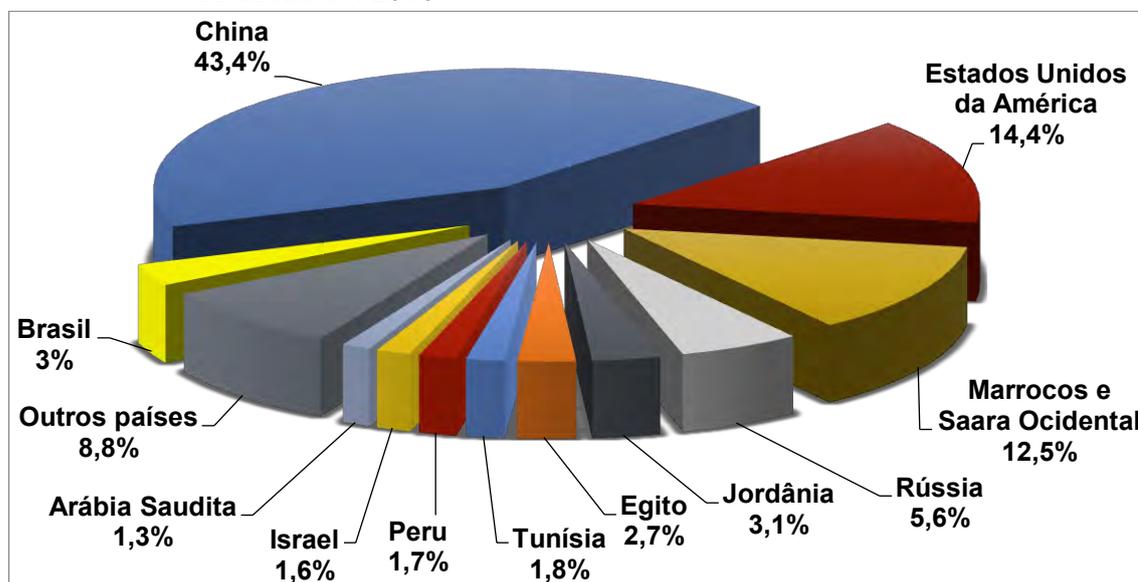
Em 2013, de acordo com dados da ANDA, 57% do consumo nacional de fosfato foram provenientes de fornecimento externo (importado).

O fosfato natural ou rocha fosfática é comercialmente expresso sob a forma de pentóxido de fósforo (P_2O_5), o denominador comum para exprimir o teor/conteúdo de fósforo de todos os produtos da cadeia de fertilizantes fosfatados. A rocha fosfática, depois de extraída, é tratada para atingir um conteúdo em P_2O_5 adequado, sendo comumente comercializada na forma de concentrados fosfáticos, que contêm entre 30 e 38% de P_2O_5 . Contudo, a mineração de fosfato no Brasil vem ganhando maior importância na economia nacional. Uma vez que o fosfato representa um dos insumos mais importantes na fabricação de fertilizantes, são indispensáveis na produtividade agrícola.

17.3 PANORAMA MUNDIAL

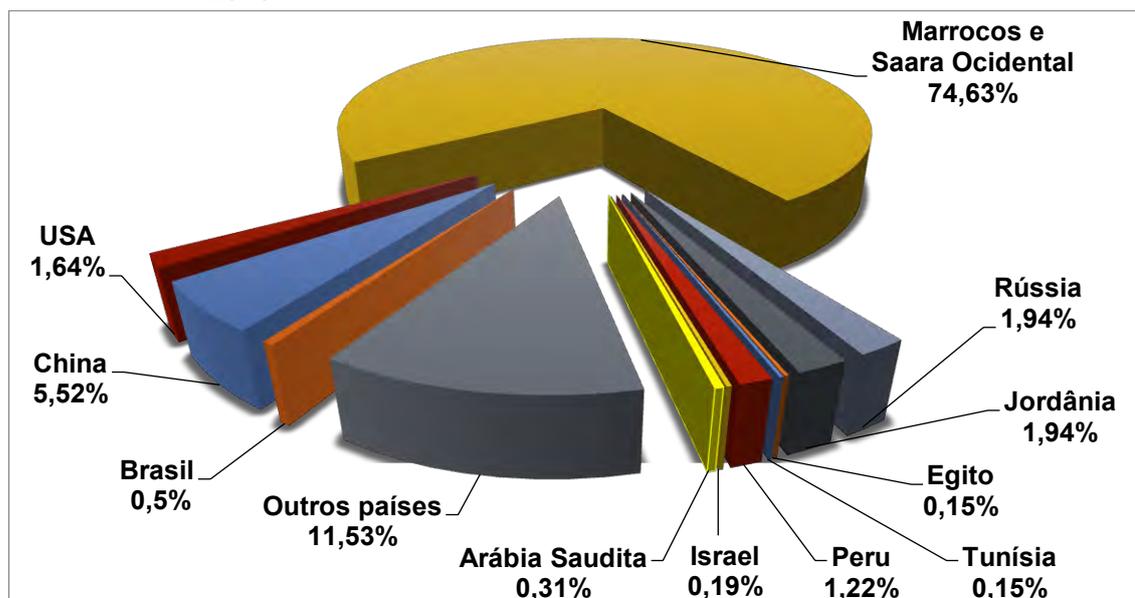
De acordo com dados preliminares do USGS, a produção mundial de rocha fosfática, em 2013 (Figura 185), representou mais um recorde, sendo que apenas três países – China (97 milhões de toneladas), Estados Unidos (32 milhões de toneladas) e Marrocos e Saara Ocidental (28 milhões de toneladas) – foram responsáveis por 70% da produção mundial. A participação do Brasil na produção mundial é de apenas 3% (com 6,7 milhões de toneladas).

Figura 185 – Participação na produção mundial dos principais produtores de rochas fosfáticas em 2013.



Fonte: ANDA, 2013.

De acordo com dados do DNPM, entre 2008 e 2013 foram aprovados 22 relatórios finais de pesquisa e uma reavaliação de reservas, demonstrando, dessa forma, o interesse das empresas do setor de fertilizantes por fosfato. Diferentemente do que ocorre com as reservas mundiais, em que os maiores volumes estão concentrados em rochas sedimentares, com teores entre 25-33% de P_2O_5 , cujas características são maior uniformidade e mineralogia mais simples, as maiores reservas brasileiras ocorrem em rochas ígneas carbonatíticas, com teores médios de 10-11% de P_2O_5 , de mineralogia mais complexa e baixo grau de uniformidade, resultando em um aproveitamento industrial mais complexo e, conseqüentemente, mais dispendioso. Apesar de possuir apenas 315 milhões de toneladas de reservas, o equivalente a 0,5% das reservas mundiais, o Brasil poderia produzir mais fosfato, tanto via investimento em produção quanto por meio de investimento em pesquisa (Figura 186).

Figura 186 – Principais reservas lavráveis mundiais de fosfato (nutrientes em P_2O_5) por país em 2013.

Fonte: DNPM, 2014.

17.4 COMÉRCIO EXTERIOR

De acordo com dados da ANDA (2013), mais de 24 países produzem atualmente rochas fosfáticas para uso em mercados domésticos e/ou comércio internacional. Entretanto, os 15 maiores países produtores respondem por 95,5% da produção global. A produção mundial aumentou de 161,2 milhões de toneladas em 2009 para 195,3 milhões de toneladas em 2012, representando um crescimento de 6,6% ao ano.

A demanda mundial por rocha fosfática tende a acompanhar a necessidade do setor agropecuário, já que os países grandes produtores de alimentos são naturalmente maiores dependentes de insumos para fertilizantes.

O Brasil tem importância no mercado mundial não só pelo volume como também pelo fato de sua demanda estar principalmente concentrada no segundo semestre, enquanto outros principais países compradores concentram suas compras no primeiro semestre, em virtude de seus calendários agrícolas, possibilitando certo poder de barganha.

De acordo com o DNPM, a importação de produtos fosfatados é dividida em concentrado de rocha, ácido fosfórico e produtos intermediários. A importação de concentrado de fosfatos de cálcio naturais (NCM 25101010) proveniente do Peru, da mina de Bayovar, da Vale, respondeu por 45%, enquanto o Marrocos, fornecedor tradicional, teve sua participação reduzida em 2013, respondendo por 36%. Ao todo, foram 1,5 milhões de toneladas importadas, com dispêndio de 210 milhões de dólares.

No caso do ácido fosfórico, em 2013 foram importadas 142,2 mil t (com dispêndio de 58 milhões de dólares). Já os produtos intermediários bateram recorde em 2012, com destaque para o DAP (fosfato diamônico), que totalizou 2,5 milhões de toneladas importadas (dispêndio de 1,2 bilhões de dólares). Na pauta de produtos intermediários, fosfato de monoamônico (MAP), superfosfato simples (SS), superfosfato triplo (TSP) e outros representaram dispêndio total superior a 3 bilhões de dólares.

Em 2013, o Brasil reduziu para menos da metade a exportação de concentrado, que alcançou 404 t, gerando 131 mil dólares. No entanto, o principal item é o produto industrializado,

adubos (NPK, NCM 31052000), cuja exportação, em 2013, alcançou 500,7 mil t, gerando 254 milhões de dólares para o país.

17.5 PANORAMA NACIONAL

De maneira semelhante à dos demais fertilizantes, o consumo nacional de fosfato depende, principalmente, do preço recebido pelos agricultores (renda, poder aquisitivo), sendo influenciado também pelo preço relativo dos fertilizantes (relação de troca), política agrícola (crédito de custeio, preços mínimos etc.), expectativa de preços futuros e evolução da tecnologia agrícola.

De acordo com a ANDA, as entregas de nutrientes fosfatados (P_2O_5) ao consumidor final em 2013 totalizaram 4,6 milhões de toneladas. A participação nesse consumo por regiões do Brasil foi a seguinte: Centro-Oeste: 37%; Sul: 29,9%; Sudeste: 18,8%; Nordeste: 10,4%; Norte: 3,9%.

O total de nutrientes fosfatados entregue ao consumidor final nos estados nos quais o Projeto Miriri está inserido (Pernambuco e Paraíba) e nos estados vizinhos (Alagoas e Rio Grande do Norte) foi de apenas 30.170 t. Esses números demonstram que, embora o Brasil possua imenso potencial agrícola, a utilização atual de fertilizantes não corresponde à necessidade real do setor. Isso significa que há imensa demanda reprimida, precisando apenas que haja investimentos e incentivos à prática de uso de fertilizantes, inclusive os fosfatados, nas lavouras por todo o país.

O consumo nacional de produtos fosfatados (concentrado (bens primários) + ácido fosfórico (produto) + produtos intermediários) tem crescido nos últimos anos; no entanto, a produção interna não consegue suprir toda a demanda, refletindo no aumento das importações desses produtos (Quadro 16).

Quadro 16 – Consumo de produtos fosfatados no Brasil entre 2011 e 2013

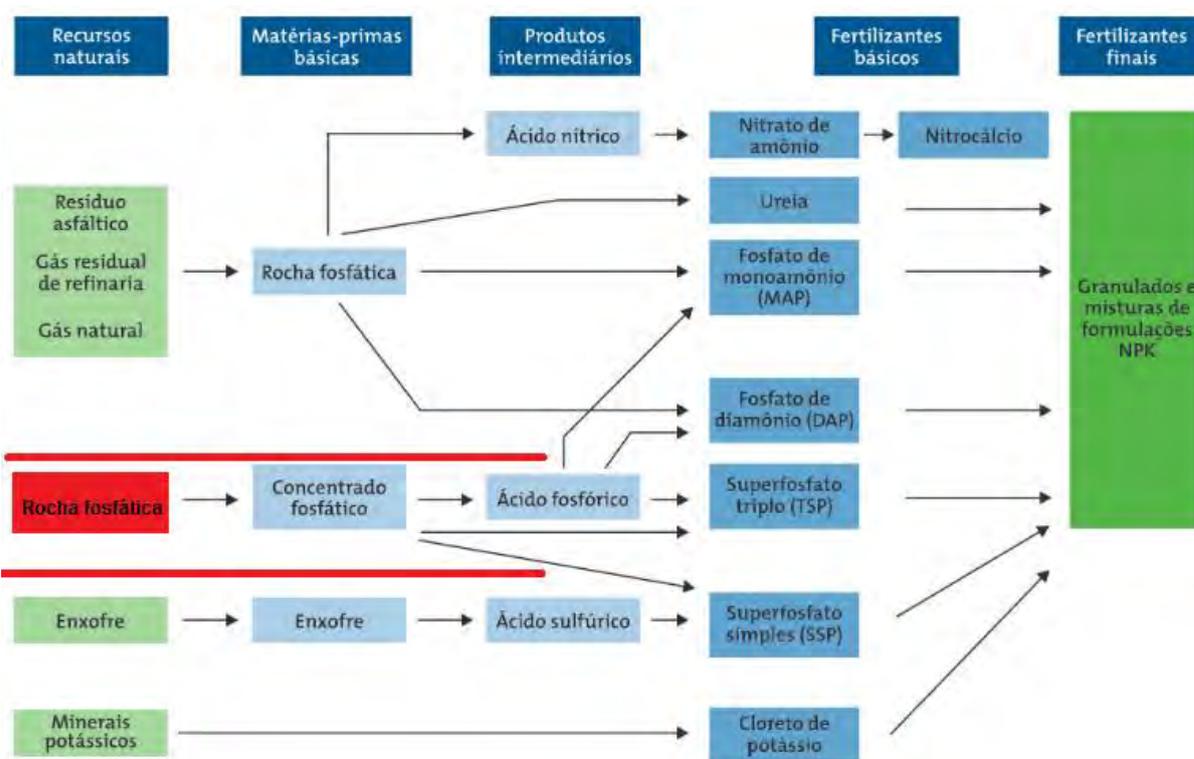
Discriminação	Produto		2011 ^(r)	2012 ^(r)	2013 ^(p)
Produção	Concentrado primários)/(P ₂ O ₅) ^(**) (bens primários)	(10 ³ t)	6.738 / 2.374	6.740 / 2.388	6.715 / 2.504
	Ácido fosfórico (produto)/(P ₂ O ₅) ^(**)	(10 ³ t)	2.043 / 1.045	2.517 / 1.287	2.437 / 1.258
	Produtos intermediários)/(P ₂ O ₅) ^(**)	(10 ³ t)	7.642 / 1.971	7.699 / 2.145	7.443 / 2.082
Importação	Concentrado primários) (bens primários)	(10 ³ t)	2.856	1.267	1.628
		(10 ³ US\$-FOB)	206.564	205.475	219.917
	Ácido fosfórico (produto)	(10 ³ t)	308	163	148
		(10 ³ US\$-FOB)	160.587	89.740	63.489
Exportação	Produtos intermediários (composto químico) ^(*)	(10 ³ t)	4.834	5.399	7.258
		(10 ³ US\$-FOB)	3.174.596	2.619.062	3.185.157
	Concentrado primários) (bens primários)	(10 ³ t)	1	1	1
		(10 ³ US\$-FOB)	436	310	319
Consumo Aparente ⁽¹⁾	Ácido fosfórico (produto)	(10 ³ t)	21	22	30
		(10 ³ US\$-FOB)	20.514	22.849	29.786
	Produtos intermediários (composto químico) ^(*)	(10 ³ t)	668	540	674
		(10 ³ US\$-FOB)	306.775	279.112	335.199
Consumo Aparente ⁽¹⁾	Concentrado primários) (bens primários)	(10 ³ t)	7.917	8.006	8.342
	Ácido fosfórico (produto)	(10 ³ t)	2.331	2.658	2.555
	Produtos intermediários (composto químico) ^(*)	(10 ³ t)	11.808	12.601	14.027

Fonte: DNPM, 2014.

Notas: (1) produção + importação - exportação; (*) produtos intermediários: fosfato de monoamônio (MAP), fosfato de diamônio (DAP), superfosfato simples (SS), superfosfato duplo (SD), superfosfato triplo (TSP), termofosfato (ST), NPK, PK, NP e outros; (**) nutrientes em P₂O₅; (p) preliminar; (r) revisado. t = tonelada; FOB = preço em que a mercadoria é disponibilizada no local de fabricação ou armazenamento.

17.5.1 Estrutura produtiva

De acordo com o *Informe Setorial* do BNDES (2010), a cadeia produtiva da indústria de fertilizantes é constituída dos seguintes ramos de produção: matérias-primas e produtos intermediários; fertilizantes básicos; misturas. No primeiro, as matérias-primas básicas são produzidas a partir de recursos naturais como rochas fosfáticas e gás natural; por exemplo, amônia e concentrado fosfático. Há também o enxofre, recurso natural e matéria-prima básica. As rochas potássicas são recursos naturais provenientes do setor extrativo mineral, mas que produzirão diretamente fertilizantes básicos. Os principais produtos intermediários são: fosfato de monoamônio (MAP), fosfato de diamônio (DAP), superfosfato simples (SS), superfosfato duplo (SD), superfosfato triplo (TSP), termofosfato (ST), NPK, PK, NP. No terceiro ramo são compradas matérias-primas e fertilizantes básicos e misturados para se obterem as formulações de nutrientes NPK (Figura 187).

Figura 187 – Cadeia produtiva dos fertilizantes (destaque para os produtos fosfatados).

Fonte: Modificado de VALOR ANÁLISE SETORIAL, 2008.

17.5.1.1 Aspectos concorrenciais

Durante o II Plano Nacional de Desenvolvimento (PND) na década de 1970 e com a instituição do Programa Nacional de Fertilizantes e Calcário Agrícola (PNFCA), os fertilizantes ganharam destaque e se tornaram setor estratégico. Foram criadas empresas públicas específicas e o Estado firmou parceria com empresas privadas. Contudo, com as privatizações em 1990, muitas empresas foram vendidas, principalmente para grupos estrangeiros. Com isso, uma nova configuração dessa indústria começou a surgir. Houve forte entrada de capital estrangeiro no país, promovendo, conseqüentemente, o surgimento de grandes conglomerados industriais. Atualmente, quase a totalidade do mercado é dominada por poucas empresas (cinco ou seis grupos), constituindo, assim, um oligopólio no setor (Quadro 17).

Quadro 17 – Principais empresas produtoras do setor de fosfato no Brasil e respectivas capacidades instaladas de produção

Produto/Empresa	Localização	Concentração (P ₂ O ₅)	Capacidade de Produção (t/ano)
Rochas Fosfáticas			
Anglo American Fosfatos	Catalão (GO)	38	1.300.000
Galvani	Lagamar (MG)	28	220.000
Galvani	Irecê (BA)	33	115.000
Galvani	Angico dos Dias (BA)	33	215.000
MBAC/Itafós	Arraias (TO)	28	330.000
Vale Fertilizantes	Cajati (SP)	36	610.267
Vale Fertilizantes	Araxá (MG)	35	764.576
Vale Fertilizantes	Araxá (MG)	33	382.557
Vale Fertilizantes	Patos de Minas (MG)	24	70.000
Vale Fertilizantes	Tapira (MG)	35,5	2.008.937
Vale Fertilizantes	Tapira (MG)	35,5	170.168
Vale Fertilizantes	Catalão (GO)	36,5	892.907
Vale Fertilizantes	Catalão (GO)	34	132.400
Total (Rochas Fosfáticas)			7.211.812
Ácido Fosfórico (P₂O₅)			
Anglo American Fosfatos	Catalão (GO)		140.000
Anglo American Fosfatos	Catalão (GO)		140.000
Vale Fertilizantes	Cajati (SP)		236.520
Vale Fertilizantes	Uberaba (MG)		929083
Vale Fertilizantes	Piaçaguera (SP)		282.380
Total (Ácido Fosfórico)			1.727,833

Fonte: ANDA, 2013.

A mão de obra empregada na indústria de rocha fosfática (minas e usinas) tem crescido nos últimos anos, saindo de 1.135 pessoas no ano de 1998 para 2.031 em 2008; no entanto, ainda é uma indústria pouco intensiva, empregando pouco mais de 2.300 indivíduos no ano de 2009, sendo quase a metade destes em regime terceirizado. O uso principal (68%) da rocha fosfática no Brasil é na indústria de fertilizantes, mas apresenta também um conjunto grande de outras aplicações, como na alimentação animal e em indústrias químicas.

17.5.1.2 Usos e aplicações

Sendo a apatita o principal mineral de fósforo, é utilizada predominantemente na indústria de fertilizantes. Como se trata de um mineral insolúvel, há necessidade de transformá-lo em produtos que possam liberar fósforo para as plantas. A principal aplicação da apatita é na fabricação de ácido fosfórico para fertilizantes, setor que absorve cerca de 90% do total produzido. O ácido fosfórico ou ortofosfórico (H_3PO_4) é um importante composto químico na indústria de fertilizantes, intermediário entre os minérios fosfatados e os principais produtos utilizados na agricultura. As principais matérias-primas na produção de ácido fosfórico são o concentrado fosfórico e o ácido sulfúrico. A cesta de produtos intermediários para fertilizantes fosfatados é composta por: fosfato de monoamônio (MAP), fosfato de diamônio (DAP), superfosfato simples (SS), superfosfato duplo (SD), superfosfato triplo (TSP), termofosfato (ST), NPK, PK, NP e outros.

Os principais produtos comerciais de fertilizantes fosfatados são:

- Concentrado fosfatado: obtido após o beneficiamento da rocha fosfática; as concentrações de P_2O_5 nesse produto variam entre 32% e 38%. Os valores de Bone Phosphate Lime (BPL), que exprimem o P em termos de fosfato tricálcico – $Ca_3(PO_4)_2$, isto é, 1% de P_2O_5 = 2,185% de BPL –, oscilam normalmente entre 55 e 77%; a umidade, limitada a 3%, raramente excede a 1,5% nos produtos comerciais.
- Concentrado fósfatado seco microgranulado (rocha fosfática seca): 90 a 95% de material passante na malha de 200 (<200 #) são comercializados para aplicação direta, com base nos teores de P_2O_5 .
- Rocha fosfática sem umidade: é comercializada tendo como base o teor de $Ca_3(PO_4)_2$.
- Rocha fosfática com umidade: é aplicada na produção de fertilizantes de aplicação direta.
- Superfosfato simples (SSP): é o principal ingrediente de fertilizantes mistos. Resulta da acidulação da rocha fosfática. A presença de Fe e Al na produção de superfosfato aumenta o consumo de ácido sulfúrico na acidulação, dando origem a um produto de menor qualidade. Por outro lado, teores elevados de Fe são indesejáveis em fornos elétricos, pelo fato de a combinação de ferro com fosfato originar o ferrofosfato, produto com baixo poder de venda. Outros produtos aplicados em fertilizantes são: superfosfato simples amoniado (SSPA), superfosfato simples (SSP) farelado, superfosfato triplo (TSP) granulado, superfosfato triplo (TSP) farelado grosso, fosfato diamônico (DAP) e fosfato monoamônico (MAP). Esses dois últimos têm aplicação em fertilizantes, tratamento de efluentes e fermentação alcoólica.

Os fertilizantes superfosfato simples e superfosfato triplo são de aplicação direta no solo. O superfosfato simples foi o primeiro fertilizante obtido industrialmente (século XIX), enquanto o superfosfato triplo é resultante do ataque do concentrado por ácido fosfórico. A produção de superfosfato triplo vem aumentando desde o início do século XXI, principalmente em usinas implantadas na boca das minas. A sua composição, com 41 a 48% de P_2O_5 disponível, quase todo solúvel na água, tem sido um dos principais motivos da grande procura por esse produto.

17.5.1.3 Especificações

O Decreto nº 86.955, de 18.02.1982, “que dispõe sobre a inspeção e a fiscalização da produção e do comércio de fertilizantes, corretivos, inoculantes, estimulantes ou biofertilizantes destinados à agricultura”, define-os, em seu art. 3º, como “substância mineral ou orgânica, natural ou sintética, fornecedora de um ou mais nutrientes das plantas”.

Há dois tipos de empresas na indústria de fertilizantes: mineradoras/produtoras de matérias-primas e de produtos intermediários e misturadoras/vendedoras de fertilizantes. As empresas produtoras atuam também como misturadoras e ainda no campo da química. Estruturaram-se em complexos industriais, principalmente, nas regiões Centro-Sul, Sudeste e Sul do Brasil.

A indústria dos fertilizantes fosfatados recorre a matérias-primas básicas (rocha fosfática, enxofre e amônia anidra) e produtos intermediários (ácidos fosfórico, sulfúrico e nítrico).

As matérias-primas básicas são rochas fosfáticas, rochas ricas de minerais do grupo da apatita (é importante não confundir, como acontece frequentemente, com o termo concentrado fosfático, produto que resulta do beneficiamento da rocha fosfática). Após o beneficiamento, as rochas atingem um concentrado fosfático com teores de P_2O_5 que variam entre 32 e 38%. O teor de fósforo é medido sob a forma de P_2O_5 (pentóxido de difósforo) contido.

O produto comercial típico de fósforo é um concentrado cálcio-fosfatado com 36% de P_2O_5 e 3 a 4% de flúor, tendo como principais impurezas oxi-hidróxidos de ferro, argila, fosfatos de alumínio e sílica, geralmente sob a forma de grãos de quartzo. Elementos-traço comuns são ETR (por vezes, com teores significativos), Th-U, Sr, Ba, Mg, Zn e outros elementos raros, ainda mal definidos.

17.6 CUSTOS

As principais fontes de fosfato no mundo são oriundas de depósitos sedimentares de origem química/detrítica e possuem teores altos de P_2O_5 , entre 20 a 30%. Por isso, não necessitam de tratamentos complexos para seu beneficiamento e concentração, diminuindo sensivelmente o custo de beneficiamento e obtenção do concentrado fosfato. No Brasil, os grandes depósitos não são de origem sedimentar, mas de origem ígnea. Isso encarece o processo, já que se terá de tirar o fosfato de uma rocha mais dura para concentração. Além disso, nos depósitos brasileiros, devido a materiais contaminantes, como alumínio e sílica, há mais dificuldade de solubilidade do fosfato na água e sua consequente liberação na terra para absorção pela planta, o que demanda beneficiamento para retirada desses contaminantes, encarecendo o custo e aumentando o preço final da rocha (ITA, 2008). Os fatores mais importantes que podem alterar o custo para recuperação e processamento da rocha fosfática e, assim, a rentabilidade do depósito, são: acessibilidade do minério, ou seja, se a mina é subterrânea ou a céu aberto; grau de beneficiamento necessário; robustez da planta de beneficiamento; custos operacionais. Ribeiro et al. (2009) elaboraram uma análise de pré-viabilidade técnica e econômica para implantação de uma mina a céu aberto em uma jazida de fosfato sedimentar localizada no município de Lagamar (MG). Por apresentar semelhanças com o depósito fosfático de Miriri, o projeto de diplomação foi tomado como exemplo de estimativas de custo (Quadros 18 e 19).

Quadro 18 – Rocha sedimentar fosfatada de Miriri (PE/PB) x Lagamar (MG)

Composição Média	P_2O_5 (%)	CaO (%)	Al_2O_3 (%)
Lagamar (MG)	15,54	26,27	4,5
Projeto Miriri (minério tipo 1)	16,96	25,57	8,45

Quadro 19 – Estimativa de custos (pré-viabilidade técnica) da jazida de fosfato de Lagamar (MG)

Discriminação	Parâmetros e Estimativas
Profundidade máxima do maciço	65 m
Teor médio <i>in situ</i>	17,2% de P ₂ O ₅
Método de lavra	<i>Strip Mining</i>
Reserva provada	639 milhões de toneladas
Teor médio diluído	16,3% de P ₂ O ₅
Massa de P ₂ O ₅	104 milhões de toneladas
Recuperação global	75%
Taxa de produção ROM	5,049 milhões de toneladas/ano
REM global	5,7
Dias de operação	336 dias/ano
Turnos de trabalho	3 turnos/dia
Regime de trabalho	8 h
Taxa de produção de P ₂ O ₅	1,7 milhões de toneladas/ano
Beneficiamento (teor de concentrado)	35% de P ₂ O ₅
Investimento total	US\$ 178,5 milhões
Custo operacional de lavra	US\$ 5,11/t
Custo operacional da usina de beneficiamento	US\$ 3,30/t
Valor de venda do concentrado	US\$ 93,16/t
Tempo de retorno	5,5 anos
Valor presente líquido	US\$ 126,14 milhões

Notas: Mineral (apatita; composição química: Ca₃(PO₄)₃ (OH, Cl, F)); formato do depósito: camadas tabulares.

17.7 PREÇOS

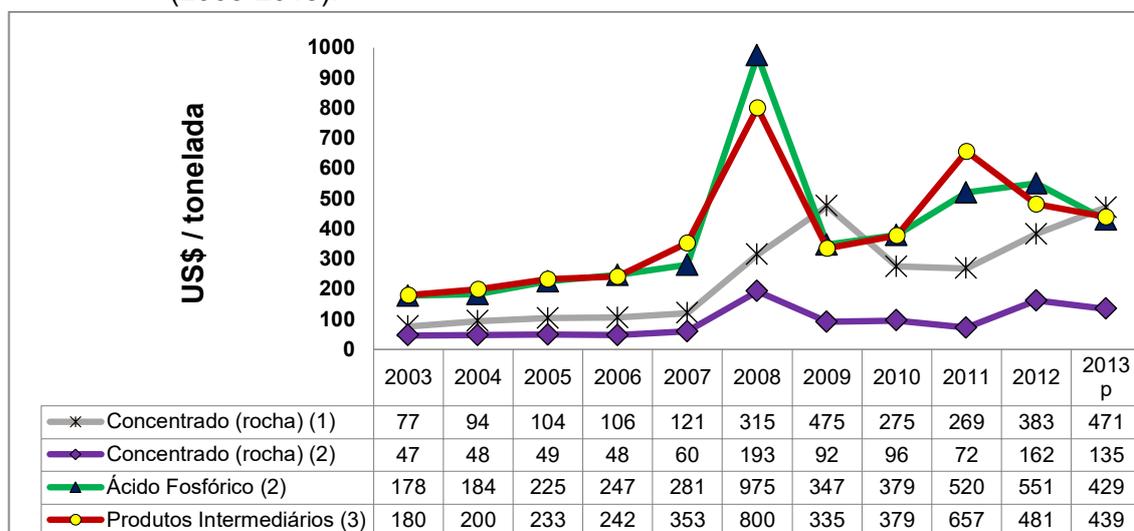
A formação de preços dessa *commodity* tende a refletir movimentos de oferta e demanda internacionais, a que se somam no Brasil atividades de formação artificial de preço com estoques elevados, constituídos a partir das compras por importações. Também o frete marítimo influencia os preços da rocha fosfática, uma vez que é componente ponderável de sua composição. Atualmente, os preços no Brasil são os praticados pela livre concorrência – leis de mercado da oferta e da procura –, enquanto nos Estados Unidos os preços são definidos diretamente entre produtores e consumidores por meio do Phosrock Ltda., organismo que publica sistematicamente um preço de referência para os diversos teores de P₂O₅.

A distância percorrida pelos produtos provenientes da Região Sudeste do Brasil é de cerca de 2.000 km e para os que saem de Goiás é de 1.500 km, com um custo estimado de frete de US\$ 90,00/t. Em média, estima-se uma vantagem de custo de frete CIF (Cost, Insurance and Freight/Custo, Seguro e Frete) de US\$ 40,00/t para os produtos de Santana (projeto de fosfato da MBAC) no estado do Pará. De acordo com os dados da ANDA, em 2013 o preço médio de formulações NPK (considerando as diferentes formulações/fertilizantes simples) atingiu o valor de 513,07 US\$/tonelada de produto.

Por meio de um organismo semelhante ao dos Estados Unidos, os preços são definidos para os produtos fosfatados em Marrocos. No entanto, como ocorre com as outras matérias-primas da indústria de fertilizantes no Brasil, os preços da rocha fosfática acabam seguindo os preços

internacionais, apenas acrescentando-se a estes os custos de internalização do produto e o transporte. Isso ocorre justamente pela condição de dependência do mercado externo no abastecimento da indústria nacional (Figura 188).

Figura 188 – Preços dos principais produtos de fosfato da balança comercial brasileira (2003-2013).



Fonte: DNPM; 2013; SOUZA; FONSECA, 2009.

Nota: (1) preço médio vigente para vendas industriais; (2) preço médio base de importação brasileira; (3) preço médio base de importação brasileira; (p) preliminar; os preços de concentrado (rocha) (1) dos anos 2012 e 2013 e o preço dos produtos intermediários (3) do ano de 2009 foram estimados pelos autores.

17.8 TRIBUTAÇÃO DOS PRODUTOS FOSFATADOS

Os quatro principais tributos incidentes sobre a produção ou o consumo (Imposto sobre Circulação de Mercadorias e Serviços (ICMS), Imposto sobre Produtos Industrializados (IPI), Programa de Integração Social (PIS) e Contribuição para o Financiamento da Seguridade Social (COFINS)) são, em tese, cobrados em relação ao valor agregado pelas etapas produtivas, por conta da não cumulatividade. O principal imposto incidente sobre os insumos agrícolas, dentre eles os produtos fosfatados, é o ICMS. O setor não recolhe IPI nem alíquotas de PIS/CONFINS desde 2004. Com a Lei nº 10.925, de 23.07.2004, reduziram-se a zero as alíquotas de contribuição para PIS/PASEP e COFINS incidentes sobre a importação e receita bruta de vendas no mercado interno não só de fosfatados como de fertilizantes em geral. A legislação do ICMS define que as alíquotas mínimas, tanto estaduais como interestaduais, é responsabilidade do Senado Federal. O Conselho Nacional de Política Fazendária (CONFAZ), composto por secretários de Fazenda estaduais, é responsável pela discussão e aprovação de isenções, benefícios e incentivos fiscais, podendo até propor reduções de base de cálculo.

A concessão dos benefícios fiscais depende de decisão unânime desse órgão colegiado. As alíquotas internas são determinadas pelo estado, respeitado o limite do Senado. No caso dos insumos agrícolas, o Convênio ICMS nº 100 (BRASIL, 1997), prorrogado pelo Convênio ICMS nº 138 (BRASIL, 2008), dispõe que o ICMS interestadual deve ser deduzido da base de cálculo em 60% ou 30%, conforme o produto.

Nesses termos, o ICMS interestadual está configurado da seguinte forma:

- No caso de ácido nítrico, ácido sulfúrico, ácido fosfórico, rocha fosfática e enxofre, vigora a redução de 60% da base de cálculo, qualquer que seja a região brasileira a ser considerada. Nas operações com origem nas regiões Sudeste (à exceção de Espírito Santo)

e Sul, com destino às regiões Norte, Nordeste e Centro-Oeste, a alíquota interestadual é de 7%; nas demais regiões, a alíquota interestadual é de 12%.

- Para amônia, ureia, sulfato de amônia, nitrocálcio, MAP, DAP, cloreto de potássio, adubo simples ou composto e demais fertilizantes, está em vigor a redução de 30% da base de cálculo, qualquer que seja a região brasileira a ser considerada. Nas operações com origem nas regiões Sudeste (à exceção de Espírito Santo) e Sul, com destino às regiões Norte, Nordeste e Centro-Oeste, a alíquota interestadual é de 7%; nas demais regiões, a alíquota interestadual é de 12%. O Convênio ICMS nº 100 (BRASIL, 1997) autorizou a concessão de isenção ou redução de base de cálculo nas operações internas (interestaduais). Atualmente, o ICMS está isento nos estados de São Paulo e Goiás e diferenciado nos estados de Paraná e Minas Gerais nos casos de operações internas. O ICMS é um sistema de arrecadação que combina cobrança na origem e no destino. Dessa forma, na cadeia produtiva de fertilizantes, a cobrança de ICMS gera uma estrutura de créditos e débitos que se diferencia dependendo da origem e do destino do bem comercializado.

Os produtos importados pagavam, até março de 2006, imposto de importação de 4% na matéria-prima e 0% a 2% no produto intermediário (por exemplo: fertilizantes simples).

Pelo mecanismo de Lista de Exceção à TEC do Mercosul, o imposto de importação foi reduzido a 0%. A Tarifa Externa Comum (TEC) foi criada em 1994, no âmbito do Conselho do Mercado Comum, e se prestou à uniformização das alíquotas incidentes sobre bens, serviços e direitos comercializados no Mercosul. Assim que promulgada, a estrutura inicial da tarifa possuía 11 níveis, variando de 0% a 20%. Em princípio, os bens com maior valor agregado devem sofrer maior taxa, embora este não seja o único critério para estabelecimento da alíquota a ser recolhida.

Um dos objetivos da redução tarifária de alguns produtos foi atender também às diretrizes da Organização Mundial de Comércio (OMC), que impedem cobrança de ICMS sobre o produto importado para operações internas nos estados, caso o produto nacional não o seja. Contudo, não há cobrança de ICMS se o importador estiver no mesmo estado consumidor. Dessa forma, não há isonomia entre o produto nacional e o importado, já que, enquanto o fosfato importado é isento de ICMS, o nacional é tributado nas operações interestaduais entre 4,95% a 8,40% (Tabela 36).

Tabela 36 – ICMS (%) incidente nas operações interestaduais – produtos fosfatados

Estados Produtores	Estados Consumidores								
	BA	GO	PR	SP	MG	MT	MS	SC	RS
Minas Gerais	4,9	4,9	8,4	8,4		4,9	4,9	8,4	8,4
São Paulo	4,9	4,9	8,4		8,4	4,9	4,9	8,4	8,4
Paraná	4,9	4,9		8,4	8,4	4,9	4,9	8,4	8,4
Goiás	8,4		8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4
Bahia		8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4

Fonte: ANDA, 2013.

Esse setor também paga alíquota de 2% de CFEM, que, de acordo com o Código de Mineração atual, incide sobre o valor final da receita total após a venda do produto. A CFEM é administrada pelo DNPM. Do total arrecadado com a CFEM, 65% se destinam aos municípios, 23% aos estados e 12% à União. O setor também recolhe o Adicional de Frete para a Renovação da Marinha Mercante (AFRMM), tarifa de 25% cobrada sobre o valor do frete.

17.9 INVESTIMENTOS E PROJETOS EM ANDAMENTO E/OU PREVISTOS

Segundo os dados de projeções da ANDA, divulgados em 2013, as principais empresas de fertilizantes do Brasil deveriam investir US\$ 13 bilhões entre 2013 e 2018. Os números estão abaixo da previsão de 2012 – US\$ 18,9 bilhões. O corte, de US\$ 5,9 bilhões, deve-se à desistência da Vale no Projeto Rio Colorado, em Mendonza, Argentina, que motivou a revisão no total de investimentos projetados pelas principais companhias do setor para esse período (2013 a 2018). Mesmo assim, a perspectiva é otimista para a produção brasileira de NPK (nitrogênio, fósforo e potássio), que deve aumentar de 3,348 milhões de toneladas para 6,973 milhões de toneladas até 2018. Com isso, a dependência do produto importado reduziria de 74,5% para 54,3%.

Até 2018, a produção de nitrogênio deverá saltar de 825 mil/t (em 2013) para 3,991 milhões/t, com redução de importação de 76,2% para 46,2%. A produção de fósforo deve aumentar de 2,245 milhões/t para 4,106 milhões/t, o que significa a necessidade de importar 22,2% da demanda, ante os 57,4% atuais. Para o potássio, a expectativa é de ampliar a produção de 278 mil/t para 720 mil/t, diminuindo as compras externas de 94,5% para 87,5%.

Ainda nesse contexto, a empresa MBAC inaugurou em 2013 a usina de beneficiamento em Arraias (TO) e tem avançado em seus projetos localizados em Santana (PA) e Araxá (MG). No entanto, recentemente, a MBAC paralisou as atividades de sua mina em Arraias por questões financeiras.

Em 2014, os proprietários da Galvani venderam 60% de sua participação para a empresa norueguesa Yara, o que deve viabilizar seus projetos em desenvolvimento.

Outro projeto em desenvolvimento está localizado no estado do Ceará, no município de Santa Quitéria. O beneficiamento de minério é de grande complexidade pela presença de urânio, exigindo um consórcio com as Indústrias Nucleares do Brasil (INB). O início da lavra está previsto para o primeiro semestre de 2018.

A Agüia Resources assinou, em dezembro de 2015, um acordo de opção de compra com a Mineração Terra Santa para adquirir três direitos minerários em Lavras do Sul (RS), que cobrem área de 4.502 ha adjacente ao projeto de fosfato Três Estradas. A mineradora vem realizando trabalhos de pesquisa e exploração que devem durar três anos (a partir da data de assinatura do acordo de opção de compra) na área do novo projeto para avaliar a aquisição dos direitos. Se após a exploração e pesquisa a Agüia optar pela aquisição dos direitos, terá de pagar mais uma parcela de US\$ 50 mil à Terra Santa dentro de 30 dias, após notificar a mineradora sobre o interesse em exercer a opção. A Terra Santa também terá direito a 2% de *royalty* sobre a produção (*net smelter return*) de Três Estradas, com valor máximo de US\$ 10 milhões. Os projetos Três Estradas, Joca Tavares e Cerro Preto fazem parte do depósito de fosfato Rio Grande, da Agüia Resources, próximo a Bagé (RS) e Lavras do Sul (RS).

A Vale possui diversas áreas nos municípios de Serra do Salitre e Patrocínio (MG), mas ainda sem aprovação de seu conselho de administração para início da produção. O Projeto Salitre, por exemplo, constitui uma das maiores reservas do Brasil.

Apesar de ser um dos grandes consumidores mundiais de fertilizantes, devido à dimensão de seu agronegócio e de possuir reservas de rocha fosfática, o Brasil enfrenta dificuldades para diminuir a dependência externa dos adubos. Isso se deve, em parte, pela ausência de outras matérias-primas, como potássio, enxofre e nitrogênio. De acordo com dados do *Sumário Mineral 2015* (DNPM, 2016), o Brasil continua com dependência considerável da importação de fertilizantes; por exemplo, em 2014, a dependência externa de concentrado de rocha fosfática atingiu cerca de 1,7 Mt. Isso abre oportunidade para novos projetos de mineração, especialmente, os destinados ao aproveitamento de rocha fosfática.

17.10 PROJEÇÕES

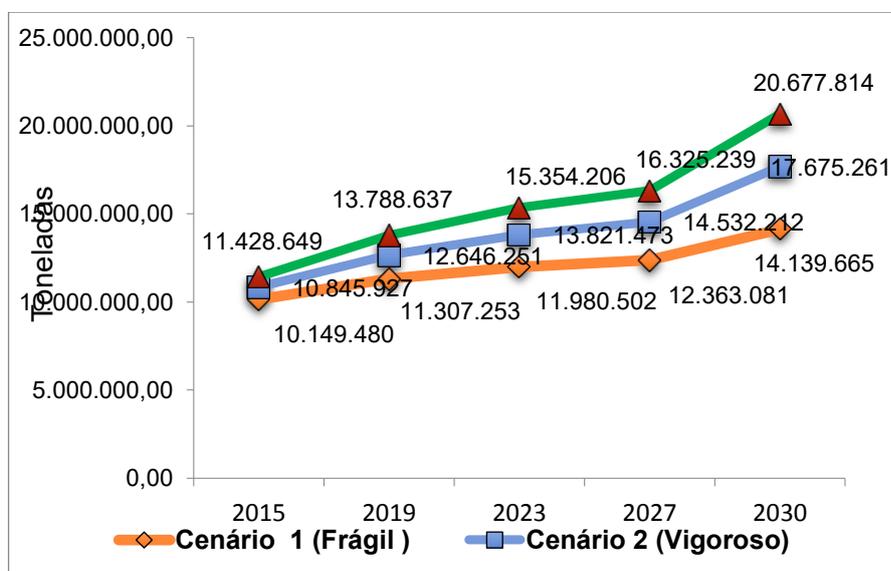
O Brasil tem a maior taxa geométrica de crescimento de consumo de fertilizantes, de 6% ao ano, considerando 21 anos de série histórica (1990-2010). A China, com 4%, a Índia, com 3,4%, e os Estados Unidos, com 0,03%, vêm em seguida, enquanto no resto do mundo a taxa de crescimento foi de 1,4%. O consumo aparente de rocha fosfática, projetado para o período 2012-2030, é mostrado em três macrocenários da economia: Cenário 1 (Frágil), com crescimento médio do PIB de 2,3% a.a.; Cenário 2 (Vigoroso), com crescimento médio de 4,6% a.a.; Cenário 3 (Inovador), com crescimento médio de 6,9% a.a. Essas projeções constam do Relatório Técnico 53 – Perfil do Fosfato (KULAIF, 2009), elaborado pela empresa de consultoria J.Mendo sob encomenda do Ministério de Minas e Energia (MME). A periodicidade das projeções foi adaptada para o contexto atual (Quadro 20; Figura 189).

Quadro 20 – Projeções do consumo aparente de rocha fosfática para o período 2012-2030

Indicador Econômico (PIB)	Cenário 1 (Frágil)	Cenário 2 (Vigoroso)	Cenário 3 (Inovador)
	Instabilidade e Retrocesso	Estabilidade e Reformas	Estabilidade, Reformas e Inovação
	Crescimento do PIB (2,3% ao ano)	Crescimento do PIB (4,6% ao ano)	Crescimento do PIB (6,9% ao ano)
Periodicidade	Valores em Toneladas	Valores em Toneladas	Valores em Toneladas
2012 a 2015	10.149.480	10.845.927	11.428.649
2016 a 2019	11.307.253	12.646.251	13.788.637
2020 a 2023	11.980.502	13.821.473	15.354.206
2024 a 2027	12.363.081	14.532.212	16.325.239
2028 a 2030	14.139.665	17.675.261	20.677.814

Fonte: KULAIF, 2009.

Figura 189 – Evolução projetada para o final de cada período (quadrienal).



18 ÁREAS POTENCIAIS DE MINERAÇÃO A CÉU ABERTO

18.1 RELAÇÃO ESTÉRIL/MINÉRIO

O estudo da relação estéril/minério foi desenvolvido a partir dos modelos de blocos contendo os valores estimados de P_2O_5 e densidade. Dessa maneira, determinou-se, em cada posição x , y dos centroides dos blocos, a espessura total de minério e de estéril existente. Foram considerados neste estudo não só o capeamento estéril posicionado acima das camadas mineralizadas como também os intervalos estéreis intercalados ao minério fosfático.

A espessura total de minério estabelecida compreende todos os tipos de minério modelados nesta reavaliação, dependendo apenas da presença ou não de determinado tipo no ponto analisado. Em função disso e tendo em vista a variabilidade dos teores de P_2O_5 e densidade ao longo dos intervalos registrados em profundidade em um mesmo ponto, procedeu-se ao cálculo das médias ponderadas desses teores de acordo com a espessura de cada intervalo.

O processo foi validado de três formas diferentes, obtendo-se os mesmos resultados em todos os testes.

Como resultado deste estudo, foram gerados gráficos e tabelas de parametrização de recursos, assim como mapas, onde os valores da relação estéril/minério foram espacializados a partir da classificação dos modelos de blocos. Adotou-se um *range* de 0 a 10, em que, a partir de 10, os valores de relação estéril/minério foram agrupados em uma mesma classe.

Tal como nos processos de modelagem geológica e estimativa de recursos desenvolvidos nesta reavaliação, o teor de corte considerado foi de 1% de P_2O_5 .

Ressalta-se que os resultados ora expostos foram desenvolvidos a partir dos dados gerados na reavaliação do depósito, utilizando-se como referencial topográfico os dados de SRTM. Dessa maneira, é aceitável certo grau de imprecisão nos cálculos de relação estéril/minério.

18.1.1 Bloco Norte

A relação estéril/minério no Bloco Norte apresenta-se de maneira heterogênea. Grosso modo, é possível indicar cinco áreas interessantes do ponto de vista de lavra. Tais áreas estão localizadas nas regiões norte, centro, centro-sul e sul do Bloco Norte, além da área do requerimento isolado a sul do bloco principal, que, apesar de conter apenas dois furos que comprovem a mineralização, apresenta relação estéril/minério abaixo de 3. Além dessa área, valores abaixo de 3 também são registrados em zonas de encostas dos vales, onde, provavelmente, o minério estaria aflorante. O total de recursos com relação estéril/minério menor que 3 é de 9,5 milhões de toneladas, que representa 9% do total dos recursos calculados para o Bloco Norte (Figura 190).

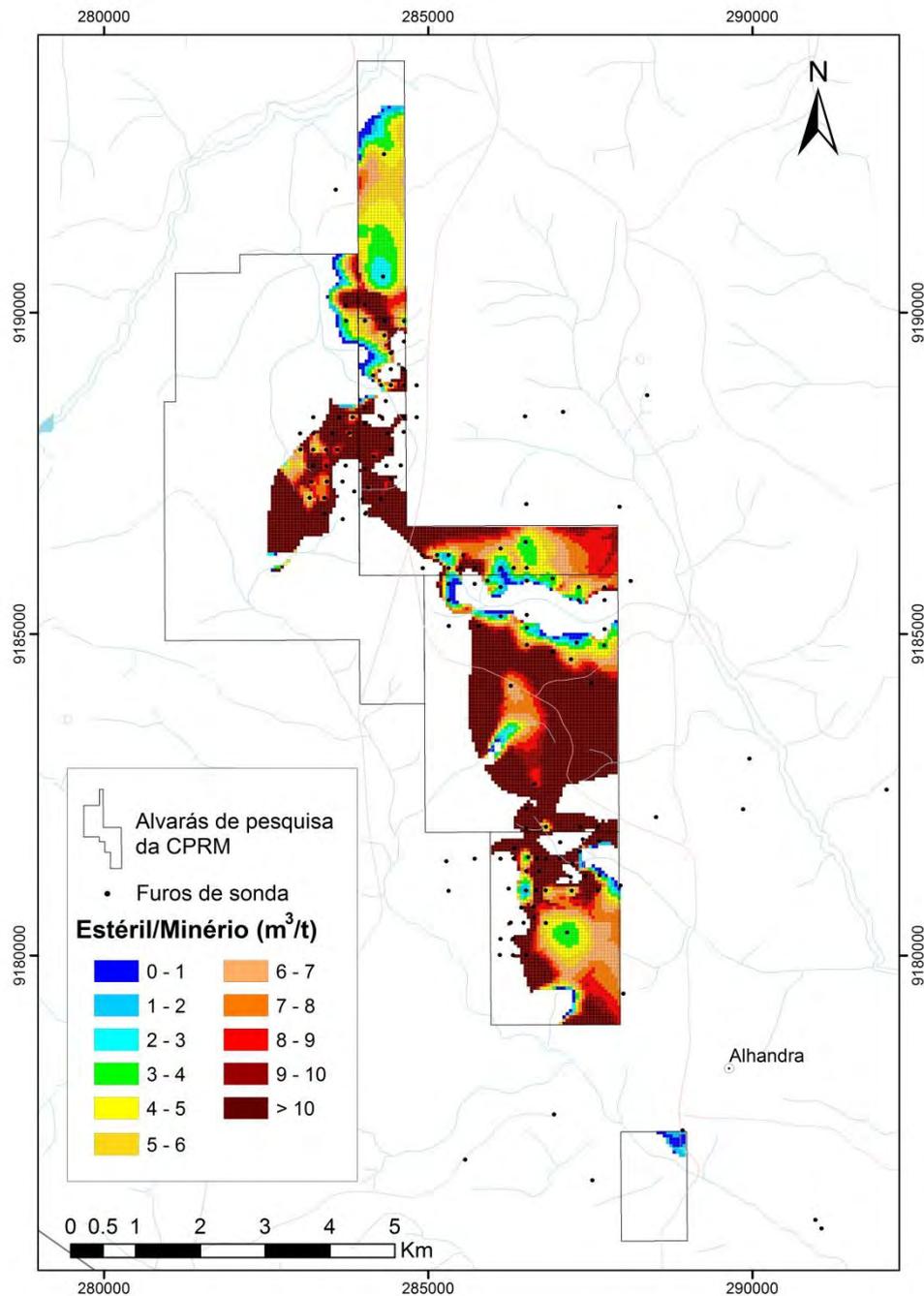
Considerando uma relação estéril/minério de 5, obtêm-se 35% do total de recursos fosfáticos reportados, os quais equivalem a 36,9 milhões de toneladas.

O recurso total inserido em uma relação estéril/minério maior que 5 é de 65,9 milhões de toneladas, ou seja, 65% de todo o recurso fosfático calculado no Bloco Norte (Tabela 37).

Tabela 37 – Parametrização da relação estéril/minério no bloco Norte

Relação Estéril/Minério – Bloco Norte						
Estéril/Minério	Quantidade de Minério (Mt)	Teor Médio (%)	Densidade Média (m)	Espessura Média Minério (m)	Espessura Média Estéril (m)	Minério Contido P₂O₅
0-1	1.974.575	3,79	1,80	3,01	4,28	74.797
1-2	2.073.335	3,77	1,82	3,75	10,75	78.179
2-3	5.495.225	3,19	1,86	9,05	43,42	175.071
3-4	12.489.709	3,18	1,86	7,70	50,86	397.489
4-5	14.958.139	3,24	1,85	6,21	51,38	485.062
5-6	11.208.587	3,36	1,84	4,97	50,21	376.393
6-7	10.784.724	3,66	1,80	4,19	49,14	395.071
7-8	9.811.985	4,16	1,80	3,64	48,93	408.279
8-9	7.754.133	4,50	1,82	3,22	49,67	348.833
9-10	5.106.997	4,18	1,81	2,97	50,84	213.646
>10	21.302.504	5,03	1,79	1,96	52,57	1.036.597
Total	102.959.912	3,87	1,82	4,57	48,67	3.989.416

Figura 190 – Mapa em planta do bloco Norte: distribuição da relação estéril/minério a partir de classificação do modelo de blocos.



A variação da quantidade de recursos e teor ao longo das classes de relação estéril/minério, bem como um resumo do percentual de participação de cada classe no total de recursos calculados no Bloco Norte são apresentados, respectivamente, nas figuras 191 e 192.

Figura 191 – Parametrização da relação estéril/minério no bloco Norte em função de quantidade de recursos fosfáticos e teor médio de cada classe.

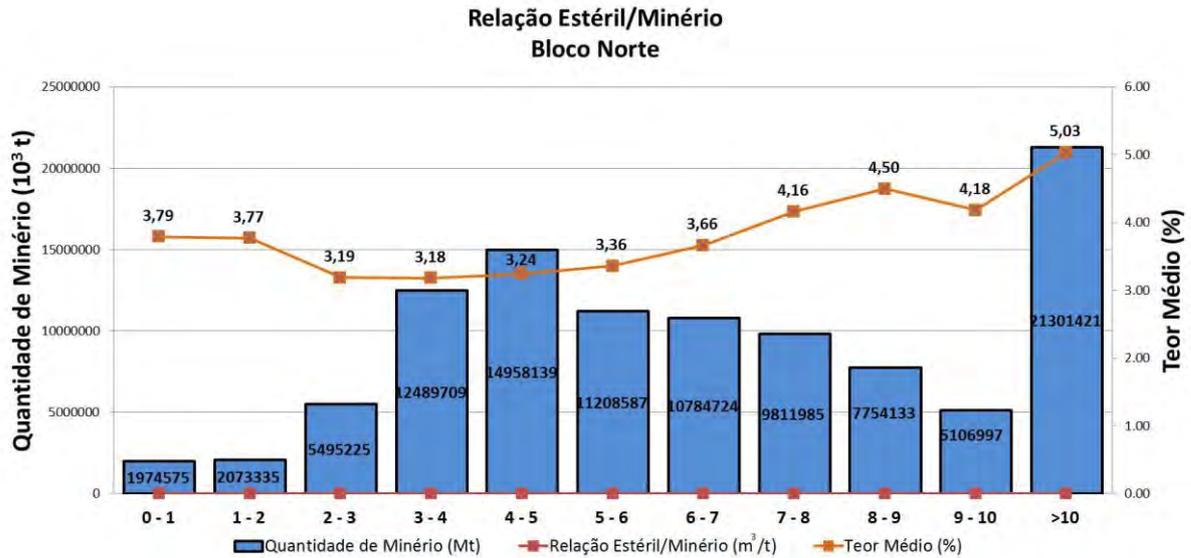
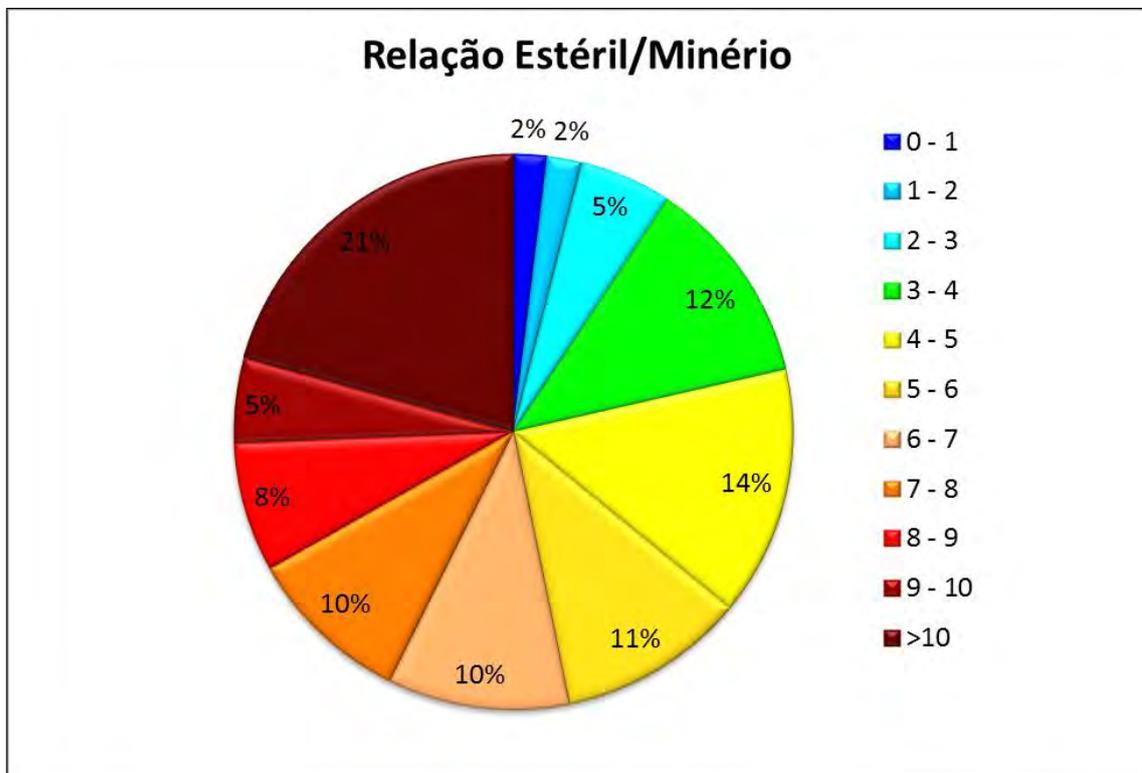


Figura 192 – Percentual da participação de cada classe de relação estéril/minério no total de recursos fosfáticos calculados no bloco Norte.



18.1.2 Bloco Sul

A relação estéril/minério no Bloco Sul evidencia uma situação bastante desfavorável em termos de lavra, onde se têm 45% do recurso total calculado com relação maior que 10. Observando-se o mapa de distribuição da relação estéril/minério (Figura 193), é possível destacar apenas uma área, localizada na porção central, onde a relação estéril/minério é menor ou igual a 5. Da mesma forma como ocorre no Bloco Norte, zonas de vales registram relação estéril/minério baixa (menor que 3), devido a provável afloramento de minério.

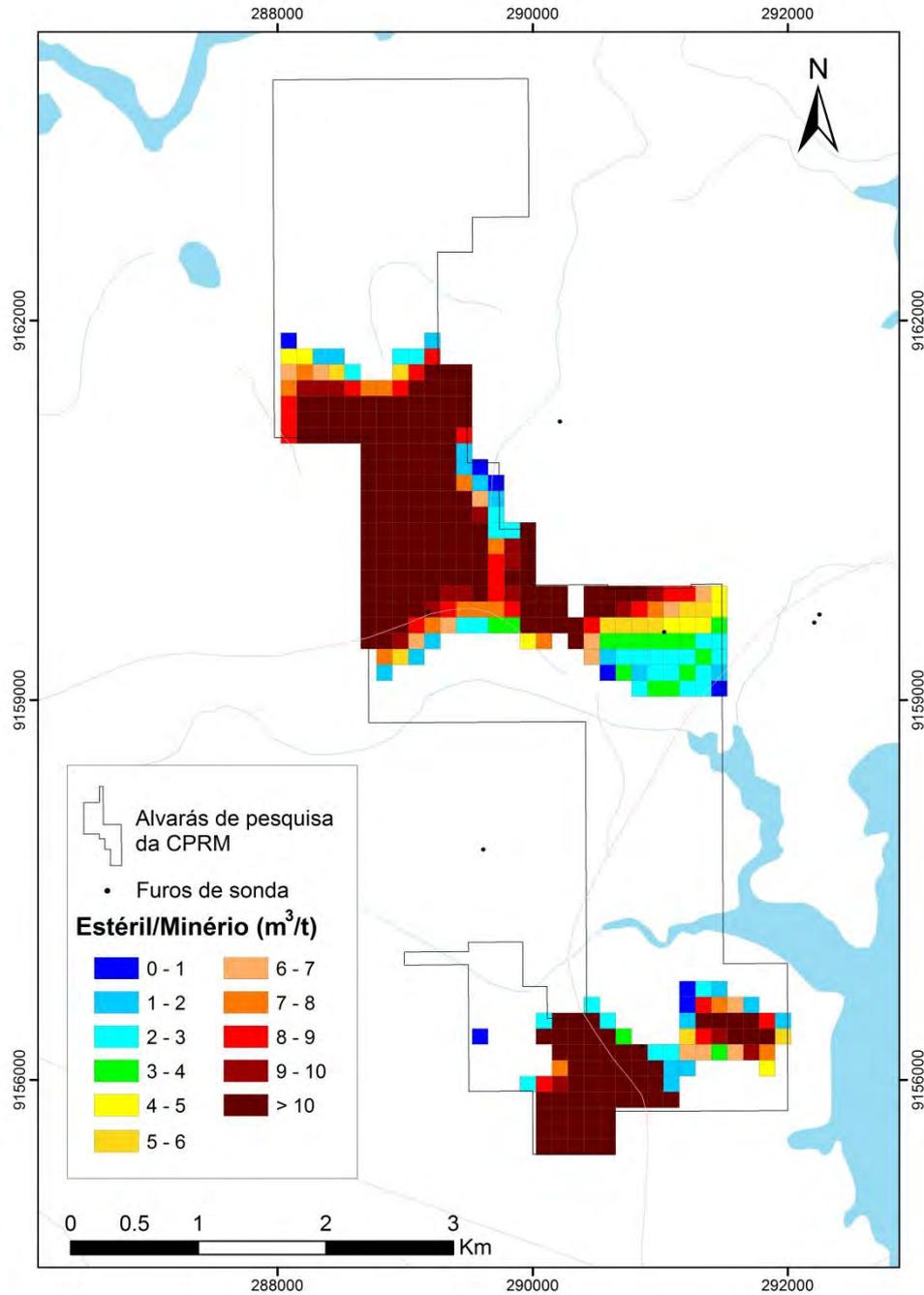
Do total de 11,7 milhões de toneladas de recursos fosfáticos calculados no Bloco Sul, apenas 3,3 milhões, ou seja, 28%, exibem relação estéril/minério menor que 5.

O recurso total inserido em uma relação estéril/minério maior que 5 é de 8,3 milhões de toneladas, ou seja, 72% de todo o recurso fosfático calculado no Bloco Sul (Tabela 38).

Tabela 38 – Parametrização da relação estéril/minério no bloco Sul

Relação Estéril/Minério – Bloco Sul						
Estéril/Minério	Quantidade de Minério (Mt)	Teor Médio (%)	Densidade Média (m)	Espessura Média Minério (m)	Espessura Média Estéril (m)	Minério Contido P ₂ O ₅
0-1	162.912	5,88	1,54	0,90	0,24	9.571
1-2	639.575	6,75	1,55	1,51	3,98	43.50
2-3	1.151.322	4,86	1,58	2,24	8,47	55.909
3-4	841.685	4,25	1,62	2,90	15,74	35.767
4-5	589.602	5,00	1,68	3,32	25,32	29.452
5-6	667.498	5,29	1,63	3,04	28,16	35.296
6-7	510.462	6,56	1,63	2,15	23,74	33.477
7-8	544.863	7,90	1,56	1,78	21,24	43.050
8-9	782.142	7,09	1,57	1,86	25,91	55.433
9-10	582.021	7,79	1,55	1,77	27,40	45.336
>10	5.302.706	8,06	1,51	1,29	32,02	426.923
Total	11.774.787	6,91	1,56	1,83	24,54	813.364

Figura 193 – Mapa em planta do bloco Sul: distribuição da relação estéril/minério a partir de classificação do modelo de blocos.



A variação da quantidade de recursos e teor ao longo das classes de relação estéril/minério, bem como um resumo do percentual de participação de cada classe no total de recursos calculados no Bloco Sul são ilustrados, respectivamente, nas figuras 194 e 195.

Figura 194 – Parametrização da relação estéril/minério no bloco Sul em função de quantidade de recursos fosfáticos e teor médio de cada classe.

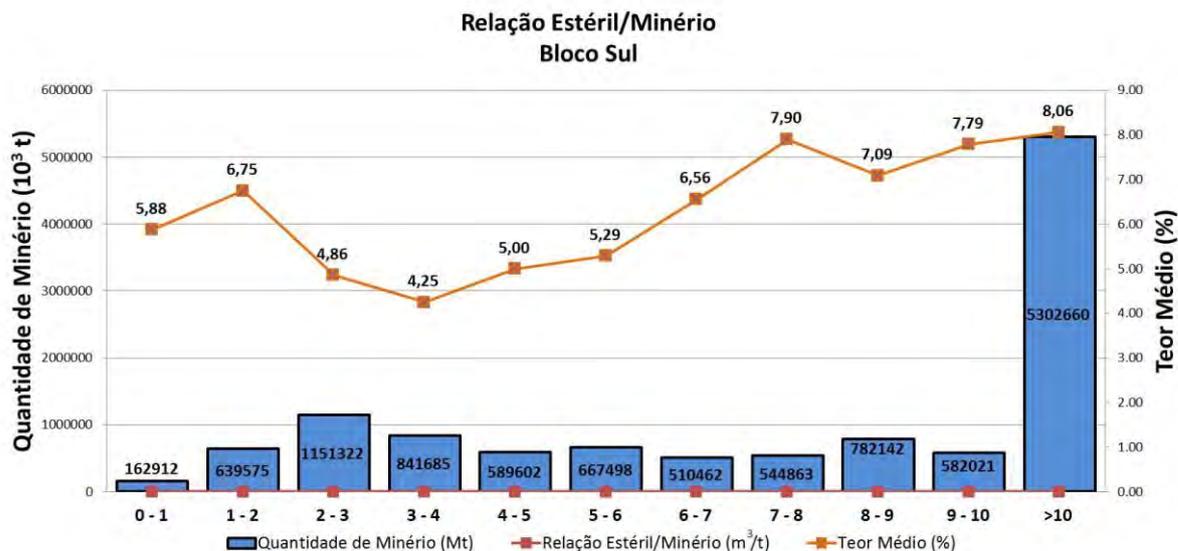


Figura 195 – Percentual de participação de cada classe de relação estéril/minério no total de recursos fosfáticos calculados no bloco Sul.



18.2 ASPECTOS SOCIOAMBIENTAIS

A partir do estudo socioambiental desenvolvido na reavaliação do depósito fosfático de Miriri, procedeu-se à sobreposição dos mapas gerados por tal estudo com os mapas da relação estéril/minério. Esse processo possibilitou identificar que algumas das áreas destacadas como favoráveis do ponto de vista da relação estéril/minério estão inseridas em zonas com restrições socioambientais.

18.2.1 Bloco Norte

A integração entre os mapas revela restrições socioambientais, principalmente, nas porções norte, centro e centro-sul, onde existem áreas de vegetação nativa, APAs e zona urbana.

Destaca-se a porção sul do bloco principal, que agrega boa relação estéril/minério, com ausência de restrições. A área isolada no extremo sul, destacada anteriormente como favorável, é sobreposta por zona urbana, o que inviabiliza as perspectivas quanto ao seu aproveitamento (Figura 196).

18.2.2 Bloco Sul

A sobreposição dos mapas do Bloco Sul indica que a área destacada como favorável em termos de relação estéril/minério está sobreposta por zona urbana e, em menor proporção, por vegetação nativa. As demais áreas em que a relação estéril/minério é favorável estão inseridas em zonas de encostas de vales, locais, geralmente, dominados por vegetação nativa (Figura 197).

Figura 196 – Mapa do bloco Norte contendo a sobreposição dos mapas de uso e ocupação do solo e de relação estéril/minério.

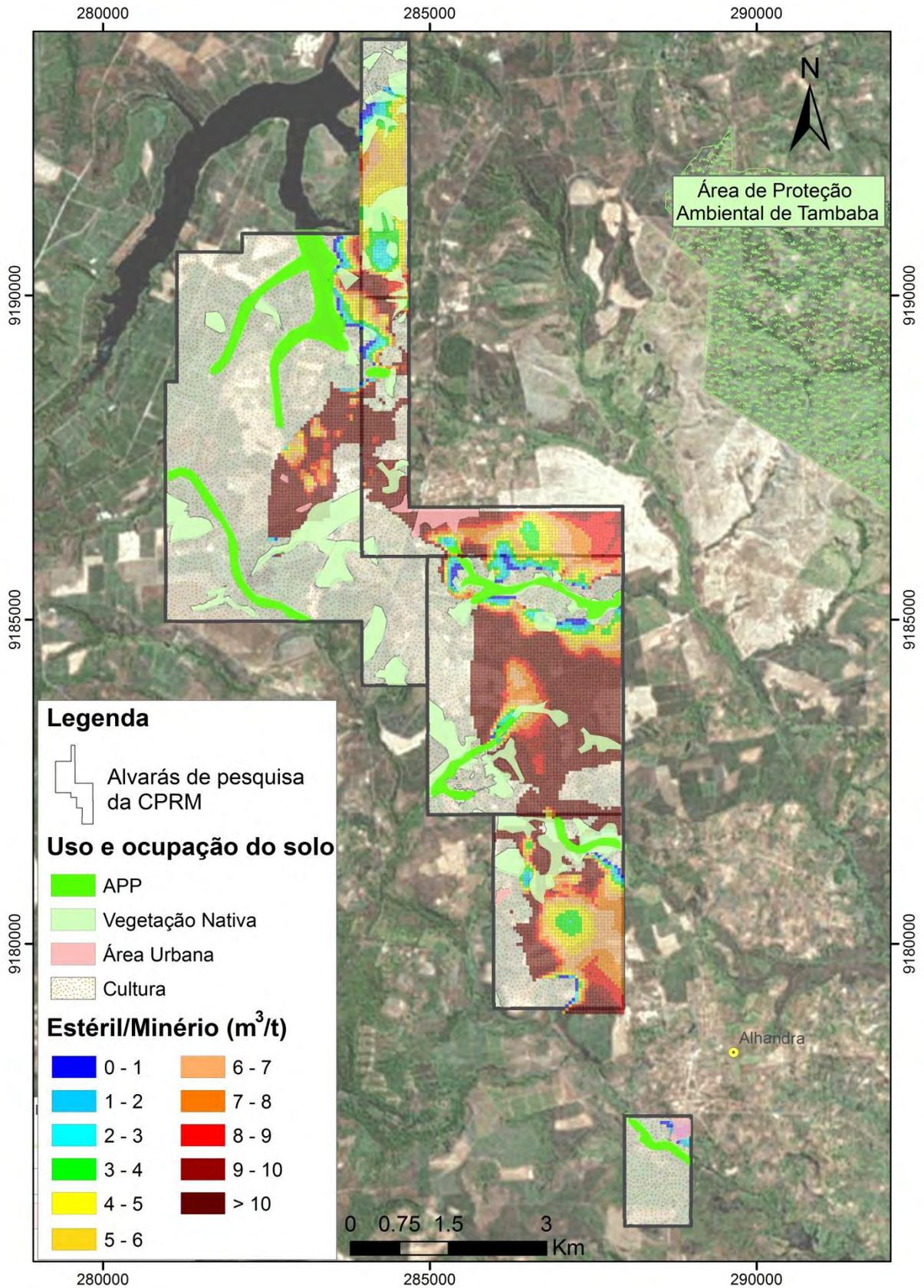
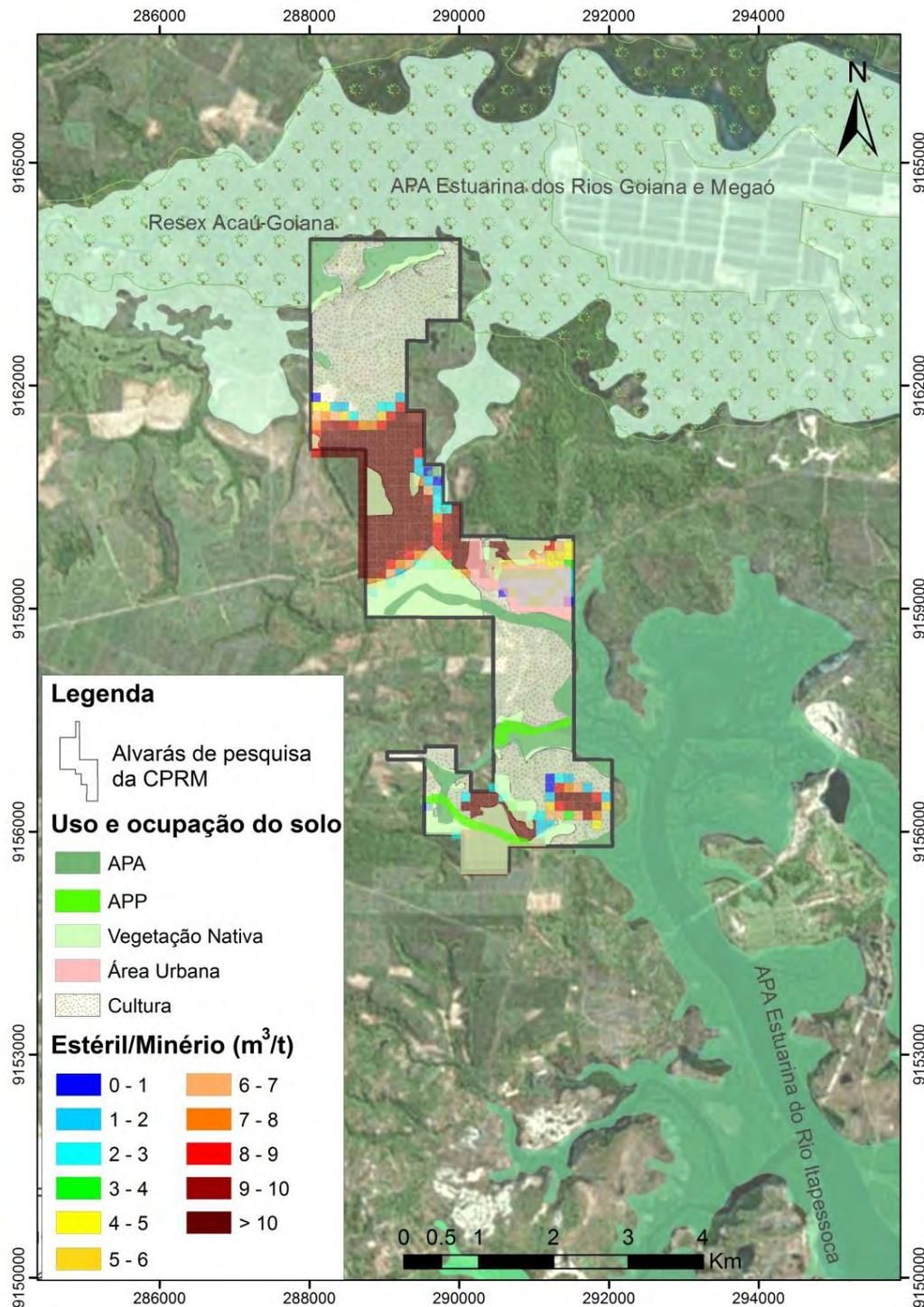


Figura 197 – Mapa do bloco Sul contendo a sobreposição dos mapas de uso e ocupação do solo e de relação estéril/minério.



18.3 FAVORABILIDADE PARA LAVRA A CÉU ABERTO

Considerando uma relação estéril/minério de 5 como limite para a favorabilidade à lavra a céu aberto, o total de recursos dos dois blocos (Norte e Sul) foi restringido a esse valor, novamente calculado e parametrizado. Procedeu-se, ainda, à subtração das áreas com restrições socioambientais, de modo que o resultado obtido reflete os recursos fosfáticos viáveis, tanto do ponto de vista econômico como ambiental.

18.3.1 Bloco Norte

A partir das restrições estabelecidas, percebe-se que o recurso total livre de impedimentos socioambientais e com relação estéril/minério menor ou igual a 5 no Bloco Norte reduz-se a 28,9 milhões de toneladas, representando 32% de todo o recurso calculado nesse bloco (Tabela 39; Figuras 198 e 199).

Tabela 39 – Parametrização da tonelagem de recursos acumulada e respectivos resultados em função do valor de corte de relação estéril/minério selecionado

Relação Estéril/Minério – Bloco Norte						
Estéril / Minério	Tonelagem Acumulada	Teor Médio (%)	Espessura Média Minério (m)	Espessura Média Estéril (m)	Minério Contido P ₂ O ₅	Tonelagem/Recurso Total (%)
≤1	1.448.299	3,53	3,06	4,49	51.097	2
≤2	3.080.422	3,55	3,54	8,13	109.508	3
≤3	7.825.965	3,34	7,05	30,11	261.018	9
≤4	17.358.388	3,40	7,37	40,83	590.185	19
≤5	28.983.896	3,43	6,81	44,21	992.790	32
>5	90.301.792	4,00	4,46	48,73	3.610.696	100

Figura 198 – Parametrização da tonelagem de recursos acumulada e teor médio de P₂O₅ em função de valor de corte de relação estéril/minério selecionado.

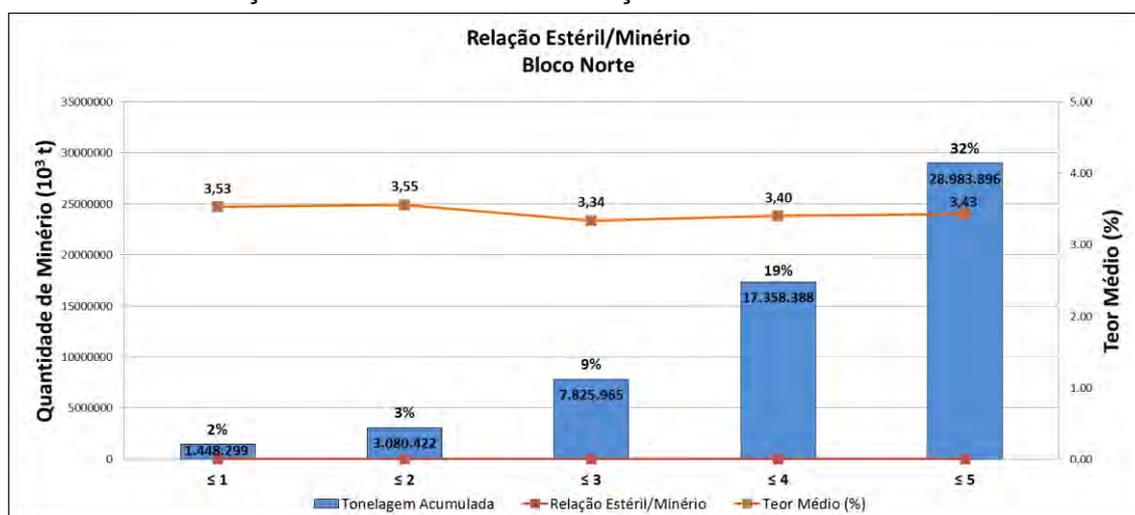
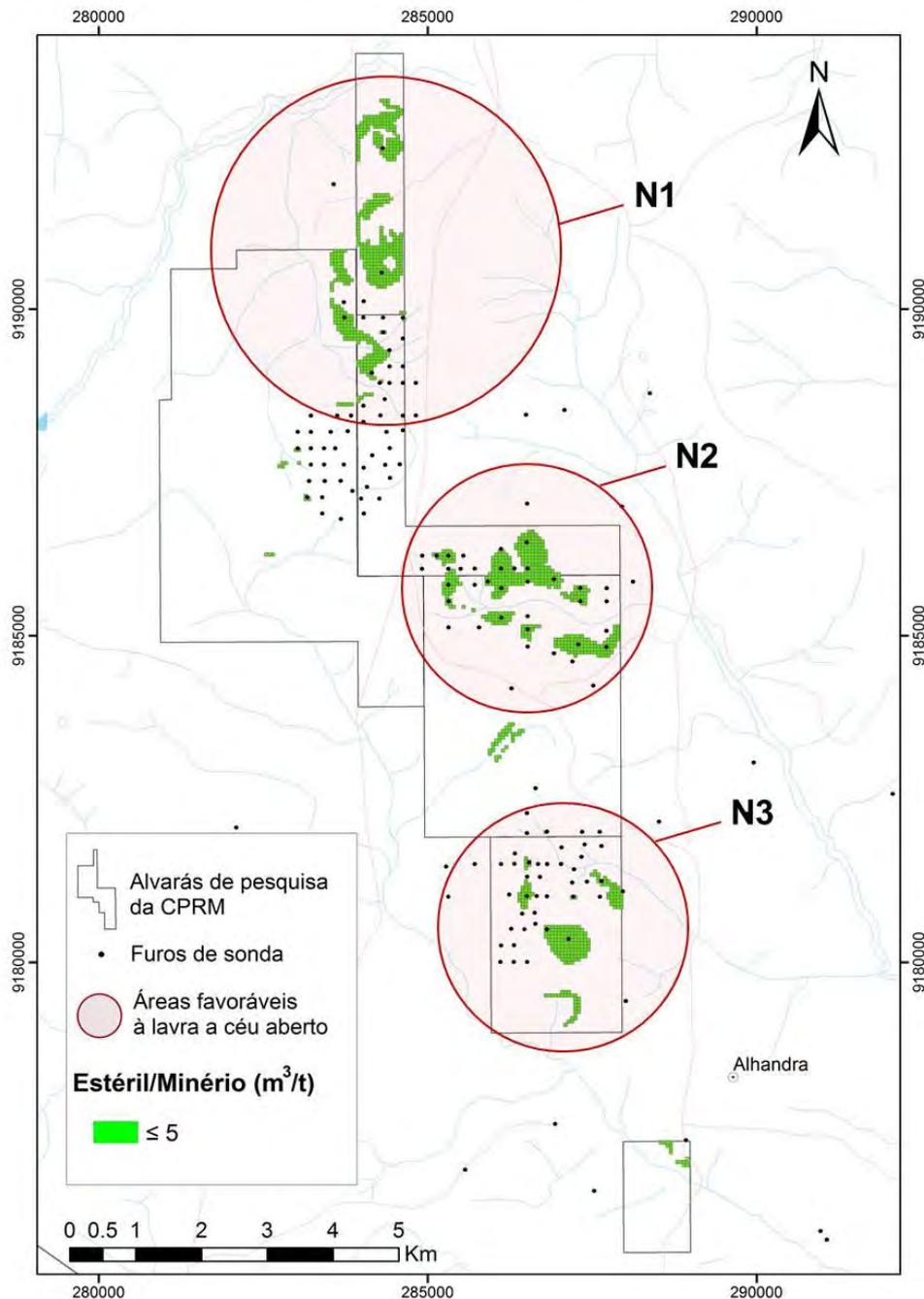


Figura 199 – Proporção da participação de cada categoria de relação estéril/minério em função do total de recursos calculados no bloco Norte.



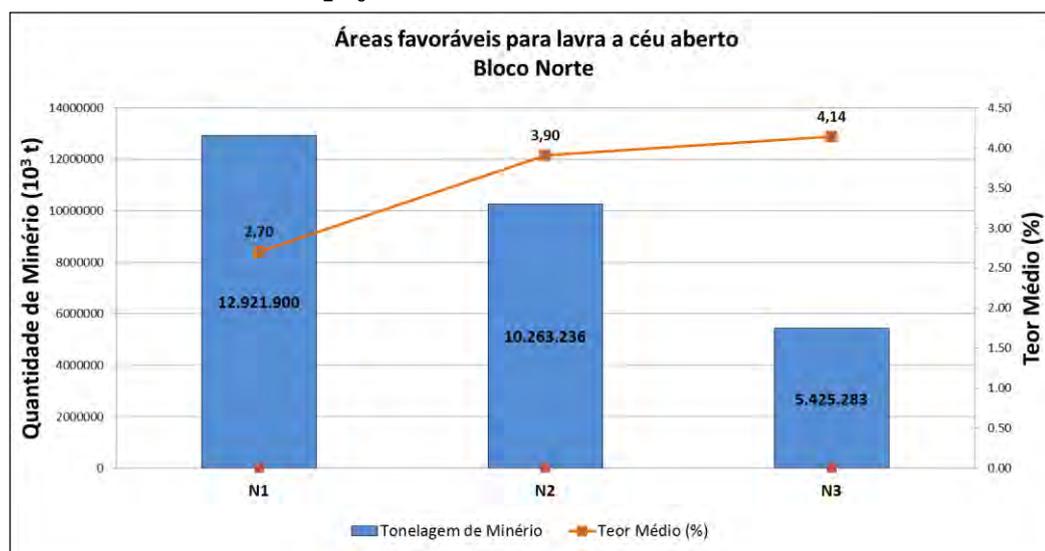
Em mapa (Figura 200) exibe-se a distribuição dos recursos fosfáticos remanescentes em função das condições estabelecidas. Das cinco áreas citadas no subitem 18.1.1, apenas três mantêm-se como destaque em virtude da quantidade de minério. Foram definidas as seguintes denominações para elas: N1, N2 e N3. Tais áreas caracterizam zonas livres de restrições socioambientais, associado a uma relação estéril/minério menor ou igual a 5.

Figura 200 – Mapa do bloco Norte exibindo o recurso calculado com relação estéril/minério menor ou igual a 5 e livre de restrições socioambientais.



A área com maior quantidade de recursos fosfáticos é a N1, entretanto, é a que possui o menor teor médio. O mais alto teor dentro as três áreas é verificado na área N3, justamente onde há menor quantidade de recursos (Figura 201; Tabela 40).

As três áreas somadas equivalem a um recurso total de 28,6 milhões de toneladas de minério fosfático a um teor médio de 3,4% de P_2O_5 e uma relação estéril/minério média de 3,5.

Figura 201 – Comparativo da quantidade de minério fosfático nas três áreas selecionadas e teor médio de P₂O₅ de cada área.**Tabela 40** – Áreas selecionadas, resultados do cálculo de recursos e demais aspectos de cada área

Áreas Favoráveis para Lavra a Céu Aberto – Bloco Norte							
Área	Tonelagem de Minério	Teor Médio (%)	Densidade Média (m)	Espessura Média Minério (m)	Espessura Média Estéril (m)	Minério Contido P ₂ O ₅	Relação Estéril/Minério Média
N1	12.921.900	2,70	1,86	8,09	51,86	349.133	3,48
N2	10.263.236	3,90	1,84	5,59	37,18	400.599	3,38
N3	5.425.283	4,14	1,82	6,43	44,91	224.489	3,79
Total	28.610.419	3,41	1,84	6,88	45,28	974.221	3,51

18.3.2 Bloco Sul

O recurso total presente no Bloco Sul, com relação estéril/minério menor ou igual a 5 e livre de restrições socioambientais, corresponde a apenas 17% do total calculado para esse bloco. Esse percentual equivale a 1,2 milhões de toneladas de minério fosfático (Tabela 41; Figuras 202 e 203).

Tabela 41 – Parametrização da tonelage de recursos acumulada e respectivos resultados, em função de valor de corte de relação estéril/minério selecionado

Relação Estéril/Minério – Bloco Norte						
Estéril / Minério	Tonelage Acumulada	Teor Médio (%)	Espessura Média Minério (m)	Espessura Média Estéril (m)	Minério Contido P ₂ O ₅	Tonelage / Recurso Total (%)
≤1	93.406	6,21	0,84	0,00	5.800	1
≤2	478.102	6,93	1,18	2,71	33.127	6
≤3	701.664	7,12	1,13	2,99	49.968	9
≤4	816.535	6,73	1,36	4,92	54.973	11
≤5	1.269.088	6,07	1,99	11,41	76.978	17
>5	7.688.652	7,65	1,63	25,95	588.311	100

Figura 202 – Parametrização da tonelagem de recursos acumulada e do teor médio de P₂O₅ em função de valor de corte de relação estéril/minério selecionado.

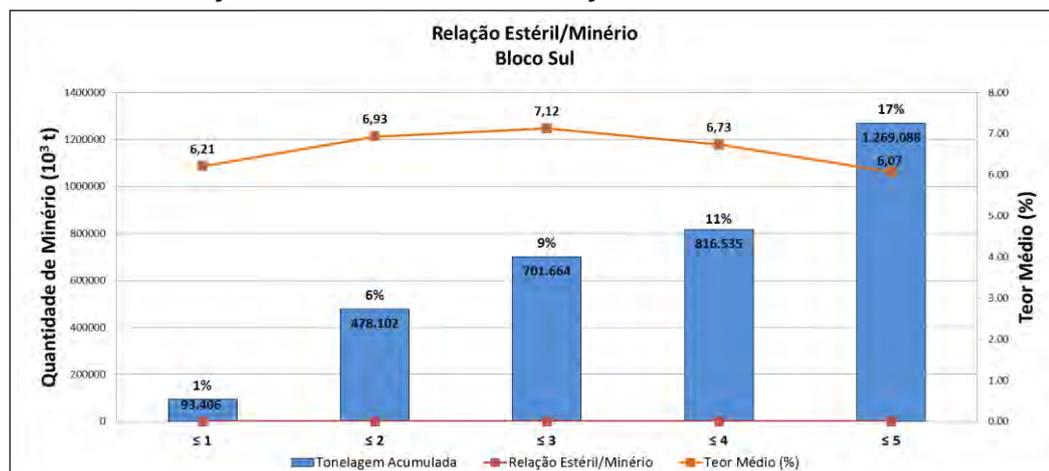
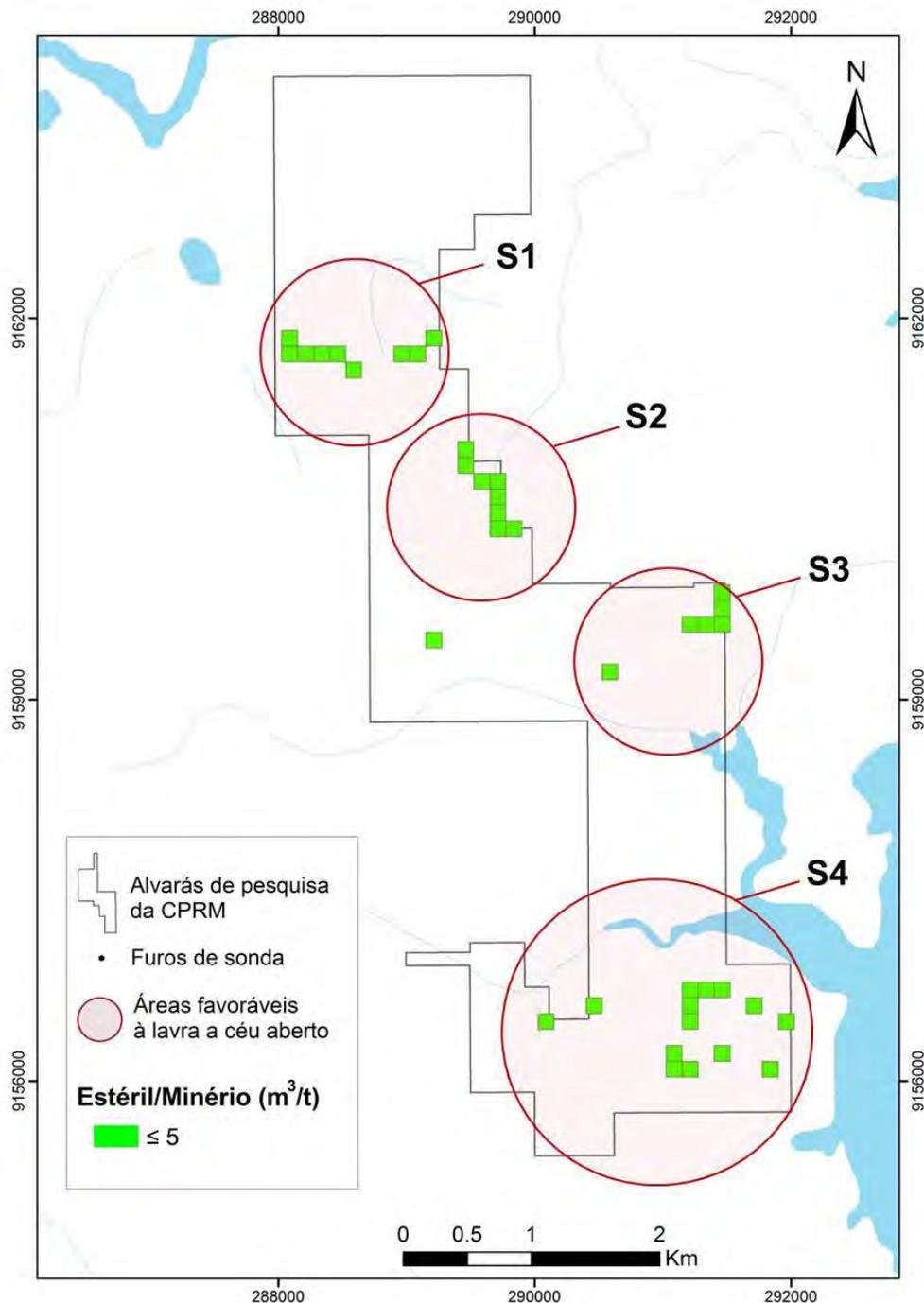


Figura 203 – Proporção da participação de cada categoria de relação estéril/minério em função do total de recursos calculados no bloco Sul.



Apesar de os escassos recursos remanescentes, quatro áreas foram destacadas por possuírem relativa quantidade de minério fosfático. Conforme realizado para o Bloco Norte, essas áreas receberam as seguintes denominações: S1, S2, S3 e S4 (Figura 204).

Figura 204 – Mapa do bloco Sul exibindo o recurso calculado com relação estéril/minério menor ou igual a 5 e livre de restrições socioambientais.



A área S3 é a que possui a maior quantidade de minério fosfático, seguida pelas áreas S4, S1 e S2. A área S3 apresenta teor médio de 4,4% de P_2O_5 , ao passo que na área S1 é onde está o mais alto teor médio (7,76% P_2O_5) (Figura 205).

As quatro áreas somadas (Tabela 42) equivalem a um recurso total de cerca de 1 milhão de toneladas de minério fosfático, com teor médio de 5,68% de P_2O_5 e relação estéril/minério média de 2,94.

Figura 205 – Comparativo da quantidade de minério fosfático nas quatro áreas selecionadas e teor médio de P₂O₅ de cada área.

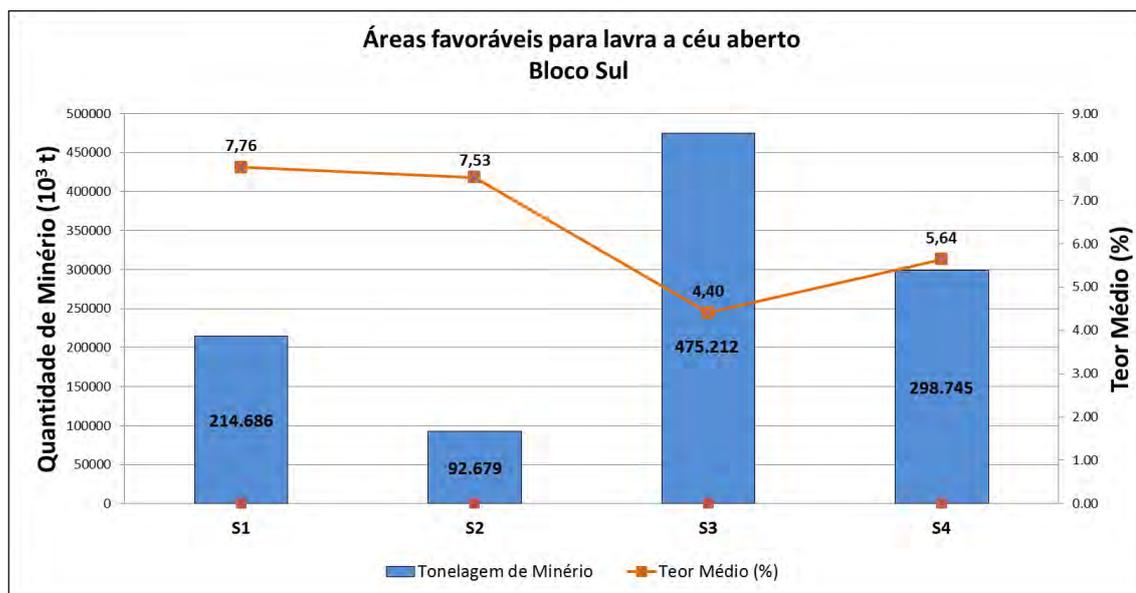


Tabela 42 – Áreas selecionadas e resultados do cálculo de recursos e demais aspectos de cada área

Áreas Favoráveis para Lavra a Céu Aberto – Bloco Sul							
Área	Tonelagem de Minério	Teor Médio (%)	Densidade Média (m)	Espessura Média Minério (m)	Espessura Média Estéril (m)	Minério Contido P ₂ O ₅	Relação Estéril/Minério Média
S1	214.686	7,76	1,46	1,05	3,55	16.654	2,31
S2	92.679	7,53	1,43	1,31	2,86	6.976	1,47
S3	475.212	4,40	1,69	3,40	24,39	20.904	4,12
S4	298.745	5,64	1,54	0,96	3,19	16.846	1,98
Total	1.081.322	5,68	1,58	2,08	12,55	61.381	2,94

19 RECOMENDAÇÕES E CONCLUSÕES

O Brasil apresenta processos sedimentares fosfogenéticos correlacionáveis aos grandes depósitos mundiais, com destaque para o Cretáceo (Campaniano ao Maastrichtiano), como é o caso do presente estudo, e com potencial para novas descobertas, face às unidades geológicas se encontrarem em ambiente favorável.

Do ponto de vista geológico, o depósito fosfático de Miriri está inserido nas sub-bacias Olinda e Alhandra e se encontra predominantemente encoberto por sedimentos cenozoicos do Grupo Barreiras e por depósitos pós-Barreiras. As principais unidades geológicas correspondem às formações Gramame e Itamaracá e, secundariamente, à Formação Maria Farinha, que só ocorre nas áreas de praia e nas porções mais *offshore* da bacia. A Formação Beberibe, por sua vez, foi descrita apenas em testemunhos de sondagem.

Os trabalhos realizados permitiram a individualização de três tipos de rochas mineralizadas: 1 – Fosforitos inseridos na Formação Itamaracá, definidos neste projeto como minério principal, com teores acima de 18% de P_2O_5 e baixos teores de alumínio, que ocorrem apenas no Bloco Norte; 2 – Rochas fosfáticas siliciclásticas, também inseridas na Formação Itamaracá, que apresentam comportamento parecido com o do minério principal (tipo 1); 3 – Rochas fosfáticas carbonáticas da Formação Gramame, representando os minérios economicamente secundários, com teores entre 1,09% e 13,40% e altas razões de CaO/P_2O_5 .

Os resultados da integração de dados geológicos, geofísicos, geoquímicos e topográficos permitiram esboçar um modelo geológico tridimensional para mineralização de fosfato na área de estudo, quantificar seus recursos minerais e estabelecer um potencial para a área.

O desenvolvimento deste trabalho resultou na estimativa de um depósito de fosfato sedimentar distribuído em dois blocos maiores, delimitados por requerimentos de pesquisa ativos no DNPM, totalizando Recursos Inferidos da ordem de 114,8 Mt, com teor médio de 4,19% de P_2O_5 . Segundo JORC (2012), “A categoria inferido destina-se a cobrir situações em que uma concentração ou ocorrência mineral tenha sido identificada, mas limitadas medidas e amostras tenham sido tomadas, e os dados são insuficientes para permitir que a continuidade geológica e/ou o teor sejam interpretados com confiança. Normalmente, seria aceitável esperar que a maioria dos Recursos Minerais Inferidos possa ser convertida para Recursos Minerais Indicados com a continuidade da exploração. Entretanto, devido à incerteza dos Recursos Minerais Inferidos, não se deve entender que tais conversões sempre ocorrerão”.

O modelo tridimensional sugere que nessa área ocorre uma camada contínua em subsuperfície com rochas sedimentares enriquecidas em fosfato, com perspectivas para desenvolvimento de empreendimento mineiro. Seus resultados são importantes indicadores para localização de novas áreas com potenciais de fosfato e possíveis guias para identificação de afloramentos da camada para execuções de trincheiras e amostras de canais, favorecendo a exploração futura do fosfato, com frentes de lavra em mais de um ponto da jazida.

A partir do período 2007-2008, têm sido realizados vários estudos visando a diminuir a dependência brasileira dos fertilizantes (dentre eles, os fosfatos). A questão é adequar a demanda por fertilizantes à capacidade produtiva nacional e evitar aumento na vulnerabilidade do Brasil em relação a variações de preços no mercado internacional, taxas de câmbio, fretes e problemas logísticos dos portos brasileiros.

Contudo, para que a produção interna tenha sua participação ampliada, são necessários investimentos na infraestrutura logística (transporte, armazenamento e portos) e também na produção, levando em conta os limites geológicos. Nesses termos, ainda há bom espaço para

novos empreendimentos mineiros, voltados para atender ao mercado nacional de fertilizantes, inclusive os fosfatados.

Considerando as etapas ou estágios de uma avaliação econômica propriamente dita, estas avançam conforme o projeto evolui e as informações se tornam mais detalhadas e precisas, aumentando assim o nível de confiabilidade. No primeiro estágio, de estudo conceitual (*scoping study*), é desenvolvida uma avaliação econômica preliminar (AEP), objeto deste relatório. O projeto tendo méritos técnicos, econômicos e socioambientais, evolui-se para o segundo estágio, de pré-viabilidade. Obtendo-se premissas positivas, o projeto avança para o terceiro estágio, de viabilidade econômica, sendo que, por último, realizam-se, em geral, os estudos de viabilidade com vistas à obtenção de empréstimos bancários, os denominados “*bankable feasibility studies*”.

Considerando uma relação estéril/minério menor ou igual a 5 como limite para a favorabilidade à lavra a céu aberto e realizada a subtração das áreas com restrições socioambientais, de modo que o resultado obtido reflète os recursos fosfáticos “viáveis” tanto do ponto de vista econômico como ambiental, obtivemos um Recurso Inferido total, presente no Bloco Norte, correspondente a 28,9 milhões de toneladas de minério fosfático a 3,41%, e, no Bloco Sul, a 1,2 Mt a 5,68%. Dessa forma, recomendamos licitar os dois blocos juntos, o que ensejará maior interesse no desenvolvimento dos depósitos e atratividade pelo projeto.

Caso se decida pela realização de uma avaliação econômica mais precisa do Projeto Miriri, algo altamente recomendável, será necessário contratar uma empresa de consultoria com *know how* em fosfato, para que os parâmetros ora utilizados sejam validados e aperfeiçoados, aumentando-se, assim, a precisão da análise.

REFERÊNCIAS

- ABED, A.M.; ABDALLA, R.S. On the state of weathering of the upper Cretaceous red phosphorites of Eshidiya, southern Jordan. **Journal of African Earth Sciences**, v. 27, n. 1, p. 39-57, 1998.
- ABRAM, M.B. et al. (Org.) **Projeto Fosfato Brasil: parte I**. Salvador: CPRM, 2011. 570 p. p. 485-518. (Informe de Recursos Minerais, Série Insumos Minerais para a Agricultura, 13). Programa Geologia do Brasil.
- ANA – AGÊNCIA NACIONAL DE ÁGUAS. **Região hidrográfica do Atlântico nordeste oriental**. Brasília, 2014. Disponível em: <<http://www2.ana.gov.br/Paginas/portais/bacias/AtlanticoNordesteOriental.aspx>>. Acesso em: 3 nov. 2014.
- ANDA – ASSOCIAÇÃO NACIONAL PARA DIFUSÃO DE ADUBOS. **Anuário estatístico do setor de fertilizantes**. São Paulo: ANDA, 2009.
- ANDA – ASSOCIAÇÃO NACIONAL PARA DIFUSÃO DE ADUBOS. **Anuário estatístico do setor de fertilizantes**. São Paulo: ANDA, 2013. 173 p.
- ANDA – ASSOCIAÇÃO NACIONAL PARA DIFUSÃO DE ADUBOS. **Anuário estatístico do setor de fertilizantes 1998-2010**. São Paulo: ANDA, 2011. 178 p.
- ANDRADE, M.C. **Mineração no nordeste: depoimentos e experiências**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 1987.
- APRILE, F.M.; FARIAS, V.P. Avaliação da qualidade da água da bacia do rio Goiana, Pernambuco – Brasil. **Bioikos**, Campinas, v. 15, n. 2, p. 109-114, 2001.
- ASTM – AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS. **ASTM C 914-95: standard test method for bulk and volume of solid refractories by wax immersion**. Pensilvânia, 2004.
- BARBOSA, A.J.; LEMOS, L.B.S.G. **Fosfato de Miriri, estados de Pernambuco e Paraíba**. Recife: CPRM, 2001. 17 p. (Informe de Recursos Minerais. Série Oportunidades Minerais. Exame Atualizado de Projeto, 11).
- BARBOSA, J.A. **Evolução da bacia da Paraíba durante o Maastrichtiano-Paleoceno: formações Gramame e Maria Farinha, NE do Brasil**. 2004. 230 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2004.
- BARBOSA, J.A.; FILHO, M.L. Aspectos estruturais e estratigráficos da faixa costeira Recife-Natal: observações em dados de poços. **Boletim de Geociências da Petrobras**, Rio de Janeiro, v. 14, n. 2, p. 287-306, 2006.
- BARTELS, J.J.; GURR, T.M. Phosphate rock. In: CARR, D.D. (Ed.). **Industrial minerals and rocks**. 6. ed. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1994. p. 751-764.
- BELTRÃO, B.A. et al. (Org.) **Projeto cadastro de fontes de abastecimento por água subterrânea, estado de Pernambuco: diagnóstico do município de Goiana**. Recife: CPRM, 2005. 11 p. Anexo: 1 mapa. Escala 1:100.000.
- BEURLIN, K. Estratigrafia da faixa sedimentar costeira Recife-João Pessoa. **Boletim de Geologia**, São Paulo, v. 16, n. 1, p. 43-53, 1967.

BEURLIN, K. O termo formação na terminologia estratigráfica, ilustrado pelas formações Maruim e Gramame (Cretáceo do nordeste do Brasil). **Anais da Academia Brasileira de Ciências**, v. 35, n. 3, p. 334-338, 1963.

BEZERRA, I.S. et al. Análise da vulnerabilidade natural à perda de solo da bacia do rio Abiaí-Papocas – Paraíba, Brasil. In: SIMPÓSIO BRASILEIRO DE RECURSOS HÍDRICOS, 20., 2013, Bento Gonçalves. **Trabalhos Técnicos...** Bento Gonçalves: ABRH, 2013. 558 p. 1 CD-ROM.

BIGARELLA, J.J. The Barreiras group in northeastern Brazil. **Anais da Academia Brasileira de Ciências**, v. 47, p. 365-393, 1975. Suplemento.

BNDES – BANCO NACIONAL DO DESENVOLVIMENTO ECONÔMICO E SOCIAL. Panorama atual e perspectivas de desenvolvimento do setor de fertilizantes no Brasil. **Informe Setorial**, Rio de Janeiro, n. 16, jan. 2010. Disponível em: <http://www.bndes.gov.br/SiteBNDES/export/sites/default/bndes_pt/Galerias/Arquivos/conhecimento/setorial/informe-16AI.pdf>. Acesso em: 10 ago. 2014.

BRASIL. Conselho Nacional de Meio Ambiente. **Resolução nº 357**, de 17 de março de 2005. Dispõe sobre a classificação dos corpos de água e diretrizes ambientais para o seu enquadramento, bem como estabelece as condições e padrões de lançamento de efluentes, e dá outras providências. Brasília: CONAMA, 2005. Disponível em: <<http://www.mma.gov.br/port/conama/legiabre.cfm?codlegi=459>>. Acesso em: 16 set. 2014.

BRASIL. Ministério da Agricultura, Pecuária e Abastecimento. **Estatísticas e dados básicos de economia agrícola**. Brasília: MA, 2014. 53 p. Disponível em: <http://www.agricultura.gov.br/arq_editor/Pasta%20de%20Julho%20-%202014.pdf>. Acesso em: 8 ago. 2014.

BRASIL. Ministério da Fazenda. Conselho Nacional de Política Fazendária. **Convênio ICMS nº 100, de 4 de novembro de 1997**. Reduz a base de cálculo do ICMS nas saídas dos insumos agropecuários que especifica, e dá outras providências. Publicado no DOU de 06.11.1997. Disponível em: <https://www.confaz.fazenda.gov.br/legislacao/convenios/1997/cv100_97>. Acesso em: 10 jun. 2014.

BRASIL. Ministério da Fazenda. Conselho Nacional de Política Fazendária. **Convênio ICMS nº 138, de 5 de dezembro de 2008**. Prorroga disposições de Convênios que concedem benefícios fiscais. Publicado no DOU de 09.12.2008. Disponível em: <http://www.normaslegais.com.br/legislacao/convenioicms138_2008.htm>. Acesso em: 10 jun. 2014.

BRASIL. Ministério das Minas e Energia. Elaboração do plano duodecenal de geologia, mineração e transformação mineral – PDGMT 2010/2030. **Perspectiva Mineral**, ano 1, n. 1, 2009. Disponível em: <http://www.mme.gov.br/sgm/galerias/arquivos/publicacoes/Perspectiva_Mineral/Perspectiva_Mineral_n_1_07-julho-2009.pdf>. Acesso em: 16 set. 2014.

BUTRECHUK, S. **Phosphate deposits in British Columbia**. Londres: British Columbia; Ministry of Employment and Investment; Energy and Minerals Division; Geological Survey Branch, 1996. (Bulletin, 98).

CIMINIELLI, V.S.T. et al. Água e mineração. In: REBOUÇAS, A. da C.; BRAGA, B.; TUNDISI, J.G. (Org.). **Águas doces no Brasil**. 3. ed. São Paulo: Escrituras Editora e Distribuidora de Livros Ltda., 2006. Cap. 13, p. 433-458.

CONDEPE. Agência Estadual de Planejamento e Pesquisas (Pernambuco, estado). **Bacia hidrográfica do rio Goiana e sexto grupo de pequenos rios litorâneos – GL 6**. Recife: 2005. 65 p. (Série Bacias Hidrográficas de Pernambuco, 2). Disponível em: <http://www.condepefidem.pe.gov.br/c/document_library/get_file?p_1_id=78673&folderId=141833&name=DLFE-11987.pdf>. Acesso em: 12 nov. 2014.

COOK, P.J.; SHERGOLD, J.H. (Eds.). **Phosphate deposits of the world**: vol. 1. Proterozoic and Cambrian phosphorites. Cambridge: University Press, 1986. 386 p.

CPRH. Agência Estadual de Meio Ambiente (Pernambuco, estado). **Áreas estuarinas**. Recife, 2014a. Disponível em: <http://www.cprh.pe.gov.br/perfis_ambientais/areas_estuarinas/legislacao_protecao_areas_estuarinas/39811%3B37278%3B180203%3B0%3B0.asp>. Acesso em: 3 nov. 2014.

CPRH. Agência Estadual de Meio Ambiente (Pernambuco, estado). **Plano ambiental**: unidades de conservação estaduais de Pernambuco. Recife, 2014b. Disponível em: <<http://www.planoambiental.com/unidades-de-conservacao-de-pernambuco>>. Acesso em: 12 nov. 2014.

CPRH. Agência Estadual de Meio Ambiente (Pernambuco, estado). **Zoneamento ambiental da área de proteção ambiental**: APA Santa Cruz – Itapissuma, Itamaracá e Goiana, PE. CPRH: Recife, 2010.

CPRM – COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS. **Projeto Miriri**: setor Conde-Alhandra. Relatório final de pesquisa. Áreas PB.10/79, PB.11/79, PB.12/79, PB.13/79, PB.14/79, PE.09/79, PB.18/80. DNPM 840.302/79, 840.303/79, 840.304/79, 840.305/79, 840.306/79, 840.307/79, 840.446/79 e DOU's de 13.02.1984, 13.02.1984, 20.06.1984, 13.02.1984, 20.02.1984, 19.08.1985 (texto, mapas e tabelas). Recife: CPRM, 1982a. 2 v.

CPRM – COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS. **Projeto Miriri**: setor Miriri. Relatório final de pesquisa. Alvarás n°s 2516, 2539, 2786, 2844, 2846, 2975, 3126, 3127, 3193/79, 1161/80. Recife: CPRM, 1982b. 2 v.

DEER W.A.; HOWIE R.A.; ZUSSMAN J. (Eds.). **Minerais constituintes das rochas**: uma introdução. Lisboa: Fundação Calouste Gulbenkian, 1992. 728 p.

DNPM – DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL. **Mapa hidrogeológico do Brasil**. Escala 1:5.000.000. Brasília: DNPM; CPRM, 1983.

DNPM – DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. **Sumário Mineral**. Brasília: DNPM, 2013. 137 p. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2013>>. Acesso em: 9 set. 2014.

DNPM – DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. **Sumário Mineral**. Brasília: DNPM, 2014. 141 p. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2014>>. Acesso em: 9 set. 2014.

DNPM – DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. **Sumário Mineral 2015**. Brasília: DNPM, 2016. 135 p. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2015://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2014>>. Acesso em: 10 mar. 2016.

DUNHAM, R.J. Classification of carbonate rocks according to depositional texture. In: HAMM, W.E. (Ed.). Classification of carbonate rocks. **American Association of Petroleum Geologists**, Tulsa, p. 108-121, 1962.

FOLK, R.L. **Petrology of sedimentary rocks**. Austin: Hemphilps, 1968. 182.

FOLLINI, K.B. The phosphorous cycle, phosphogenesis and marine phosphate-rich deposits. **Earth-Science Reviews**, v. 40, p. 55-124, 1996.

FONSECA NETO, J.C. **Projeto fosfato na faixa sedimentar costeira Pernambuco-Paraíba**: relatório final. Recife: DNPM/CPRM, 1979. 6 v.

GALÁN-ABELLÁN, A.B. et al. Palaeoenvironmental implications of aluminium phosphate-sulphate minerals in Early-Middle Triassic continental sediments, SE Iberian range (Spain). **Sedimentary Geology**, v. 289, n. 1, p. 169-181, 2013.

GILL, D.; SHILONI, Y. Abundance and distribution of uranium in Senonian phosphorites, Arad basin, southern Israel. **Journal of African Earth Sciences**, v. 20, n. 1, p. 17-28, 1995.

GLENN, C.R.; GARRISON, R.E. Phosphorites. In: MIDDLETON, G.V. (Ed.). **Encyclopedia of sediments and sedimentary rocks**. Dordrecht: Kluwer Academic Publishers, 2003. p. 519-526.

HOWARTH, R.J.; THOMPSON, M. A new approach to the estimation of analytical precision. **Journal of Geochemical Exploration**, v. 9, n. 1, p. 23-30, 1978.

IBAMA – INSTITUTO DO MEIO AMBIENTE E DOS RECURSOS NATURAIS RENOVÁVEIS. **Caderno da região hidrográfica do Atlântico nordeste oriental**. Brasília: MMA, 2006. 104 p.

IBGE – INSTITUTO BRASILEIRO DE GEOGRAFIA E ESTATÍSTICA. **Cidades**. Rio de Janeiro, 2014. Disponível em: <<http://www.cidades.ibge.gov.br>>. Acesso em: 25 jun. 2014.

IBGE – INSTITUTO BRASILEIRO DE GEOGRAFIA E ESTATÍSTICA. **Mapa hidrogeológico da região Nordeste**. Rio de Janeiro, 2013. Disponível em: <ftp://geoftp.ibge.gov.br/mapas_tematicos/recursos_hidricos/regionais/nordeste_hidrogeologico.pdf>. Acesso em: 24 jun. 2014.

ICMBCio – INSTITUTO CHICO MENDES DE CONSERVAÇÃO DA BIODIVERSIDADE. **Resex Acaú-Goiana**. Brasília, 2014. Disponível em: <<http://www.icmbio.gov.br/portal/biodiversidade/unidades-de-conservacao/biomas-brasileiros/marinho/unidades-de-conservacao-marinho/2280-resex-acau-goiana.html>>. Acesso em: 12 nov. 2014.

ITA – INSTITUTO TECNOLÓGICO DE AERONÁUTICA. **Estudos preliminares sobre o mercado de fosfato**. São Paulo, 2008. 47 p.

JORC – JOINT ORE RESERVES COMMITTEE. Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves. **The JORC Code 2012 edition**. Disponível em: <http://www.jorc.org/docs/JORC_code_2012.pdf>. Acesso em: 13 nov. 2014.

KEGEL, W. Geologia do fosfato de Pernambuco. **Boletim do DNPM**, Rio de Janeiro, v. 157, p. 1-54, 1955.

KEGEL, W. Novo membro fossilífero da formação Itamaracá (Cretáceo superior) de Pernambuco. **Anais da Academia Brasileira de Ciências**, Rio de Janeiro, v. 29, n. 3, p. 373-375, 1957.

KULAIIF, Y. **Produto 29**: agrominerais. Relatório técnico 53. Perfil do fosfato. Projeto ESTAL. MME/SGM – Banco Mundial. Brasília: J.Mendo Consultoria, 2009. 55 p. <http://www.mme.gov.br/documents/1138775/1256650/P29_RT53_Perfil_do_Fosfato.pdf/48caf3fe-b399-4032-9337-d63ce39b218d>. Acesso em: 10 set. 2014.

LASA & PROSPECTORS. **Projeto aerogeofísico borda leste do planalto da Borborema**. Relatório final. Rio de Janeiro: MME/CPRM, 2008. 401 p.

- LIMA FILHO, M.F. **Análise estratigráfica e estrutural da bacia Pernambuco**. 1998. 180 f. Tese (Doutorado) – Universidade de São Paulo, São Paulo, 1998.
- LIMA FILHO, M.F. et al. Evolução estrutural comparativa da bacia de Pernambuco e da bacia da Paraíba. In: SIMPÓSIO NACIONAL DE ESTUDOS TECTÔNICOS, 5., 2005, Curitiba. **Anais...**
- LIMA FILHO, M.F.; MONTEIRO, A.B.; SOUZA, E.M. Carbonate sections of the Paraíba and Pernambuco basins, Northeastern Brazil: implications for the late stages of opening of Southern Atlantic ocean. In: INTERNATIONAL CONGRESS OF SEDIMENTOLOGY, 15., 1998, Alicante. **Abstracts**. p. 504-505.
- LIMA FILHO, M.F.; SOUZA, E.M. Marco estratigráfico em arenitos calcíferos do Campaniano da bacia Paraíba: estratigrafia e significado paleoambiental. In: SIMPÓSIO DE GEOLOGIA DO NORDESTE, 19., 2001, Natal. **Anais...** p. 87-88.
- LIMA, F.H.O.; KOUTSOUKOS, E.A.M. Calcareous nannofossil biostratigraphy in the Maastrichtian of the Pernambuco-Paraíba basin, NE Brazil. In: SIMPÓSIO SOBRE O CRETÁCEO DO BRASIL, 6., 2002, Águas de São Pedro. **Boletim**, p. 279-284, 2002.
- LOVE, J.D. Uraniferous phosphatic lake beds of Eocene age in inter-montane basins of Wyoming and Utah. **U.S. Geol. Survey Prof. Paper 474-E**. Washington: United States Government Printing Office, 1964. p. 1-66.
- LUCAS, J. et al. Different aspects of phosphorite weathering. In: BENTOR, Y.K. (Ed.). Marine phosphorites. **SEPM Special Publ.**, p. 2941-2951, 1980.
- LUCAS, J.; PREVOT, L.; TROMPETTE, R. Petrology, mineralogy and geochemistry of the late Precambrian phosphate deposits of upper Volta (W. Africa). **Journal of the Geological Society of London**, v. 137, p. 787-792, 1980.
- MABESOONE, J.M. Caracterização sedimentológica do grupo Paraíba (nordeste do Brasil). **Estudos Sedimentológicos**, Natal, v. 2, n. 1/2, p. 53-63, 1972.
- MABESOONE, J.M. **Sedimentary basins of northeast Brazil**. Recife: Editora Universitária – Universidade Federal de Pernambuco, 1994. v. 1. 308 p.
- MABESOONE, J.M. Sedimentologia da faixa sedimentar costeira João-Pessoa. **Boletim da Sociedade Brasileira de Geologia**, v. 16, n. 1, p. 57-72, 1967.
- MABESOONE, J.M.; ALHEIROS, M.M. Evolution of the Pernambuco-Paraíba-Rio Grande do Norte basin and the problem of the South Atlantic connection. **Geologie en Mijnbouw**, Amsterdam, v. 71, p. 351-362, 1993.
- MABESOONE, J.M.; ALHEIROS, M.M. Origem da bacia sedimentar costeira Pernambuco-Paraíba. **Revista Brasileira de Geociências**, São Paulo, v. 18, n. 4, p. 476-482, 1988.
- MASCARENHAS, J.C. et al. **Projeto cadastro de fontes de abastecimento por água subterrânea**: diagnóstico do município de Goiana, estado de Pernambuco. Recife: CPRM/PRODEEM, 2005b.
- MASCARENHAS, J.C. et al. **Projeto cadastro de fontes de abastecimento por água subterrânea**: diagnóstico do município de Alhandra, estado da Paraíba; diagnóstico do município de Pedras de Fogo, estado da Paraíba. Recife: CPRM/PRODEEM, 2005a.
- MATTHEWS, A.; NATHAN, Y. The decarbonatization of carbonate-fluorapatite (francolite): **Am. Min.**, v. 62, p. 565-573, 1977.

McCLELLAN, G.H. Mineralogy of carbonate fluorapatites. **Journal of the Geological Society**, v. 137, n. 6, p. 675-681, 1980.

McCLELLAN, G.H.; VAN KAUWENBERGH, S.J. Mineralogical and chemical variation of francolites with geological time. **Journal of the Geological Society**, v. 148, p. 809-812, 1991.

MOURA, C.R. **Ostracodes da transição entre as formações Itamaracá e Gramame, bacia Paraíba**: taxonomia, implicações paleoecológicas, paleoambientais e bioestratigráficas. 2007. 101 f. Dissertação (Mestrado em Geociências) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2007.

MUNIZ, G.C.B. **Novos moluscos da formação Gramame, Cretáceo superior dos estados da Paraíba e de Pernambuco, nordeste do Brasil**. Recife: Editora Universitária, Universidade Federal de Pernambuco, 1993. 202 p.

NASCIMENTO, J.L. do; CAMPOS, I.B. (Org.). **Atlas da fauna brasileira ameaçada de extinção em unidades de conservação federais**. Brasília, DF: Instituto Chico Mendes de Conservação da Biodiversidade, 2011. 276 p.

NATHAN Y. et al. The geochemistry of the northern and central Negev phosphorites (southern Israel). **Geol. Surv. Israel Bull.**, v. 73, 1979.

NICHOLS, G. **Sedimentology and stratigraphy**. 2. ed. London: Wiley-Blackwell, 2009. 551 p.

OLIVEIRA, A.I.; LEONARDOS, O.H. **Geologia do Brasil**. Rio de Janeiro: Serviço de Informação Agrícola, 1940. 813 p.

OLIVEIRA, P.E. **História da pesquisa do petróleo no Brasil**. Serviço de Informação Agrícola, 1940. 208 p.

OLIVEIRA, R.G. **Arcabouço geofísico, isostasia e causas do magmatismo cenozoico da província Borborema e de sua margem continental (nordeste do Brasil)**. 2008. 415 f. Tese (Doutorado) – Programa de Pós-Graduação em Geodinâmica e Geofísica, Universidade Federal do Rio Grande do Norte, Natal, 2008.

OLIVEIRA, R.G. et al. Aplicação de dados aerogamaespectrométricos na identificação de camadas aflorantes no depósito de fosforito da bacia Paraíba (NE do Brasil). In: SIMPÓSIO BRASILEIRO DE EXPLORAÇÃO MINERAL, 5., 2012, Ouro Preto. **Anais...**

PIRES, A.C.B. Identificação geofísica de áreas de alteração hidrotermal, Crixás-Guarinos, Goiás. **Revista Brasileira de Geociências**, São Paulo, v. 25, n. 1, p. 61-68, 1995.

PORPHÍRIO, N.H. et al. **Estudo de caracterização e beneficiamento do minério fosfatado de Miriri**. Relatório de projeto. Rio de Janeiro: CETEM, 1987. 61 p.

PUFAHL, P. et al. Upper Cretaceous (Campanian) phosphorites in Jordan: implications for the formation of a south Tethyan phosphorite giant. **Journal of Sedimentary Geology**, v. 161, p. 170-205, 2003.

PUFAHL, P.K. Bioelemental sediments. In: JAMES, N.P.; DALRYMPLE, R.W. (Eds.). **Facies models**. 4. ed. Geological Association of Canada, 2010. p. 477-503.

RAMSEY, M.H.; THOMPSON, M.E.; HALE, M. Objective evaluation of precision requirements for geochemical analysis using robust analysis of variance. **Journal of Geochemical Exploration**, v. 44, p. 23-36, 1992.

RAND, H.M. Estudos geofísicos na faixa sedimentar costeira Recife-João Pessoa. **Boletim da Sociedade Brasileira de Geologia**, São Paulo, v. 16, n. 1, p. 87-99, 1967.

RASMUSSEN, B. Radiometric dating of sedimentary rocks: the application of diagenetic xenotime geochronology. **Earth-Science Reviews**, v. 68, n. 3-4, p. 197-243, 2005.

REZENDE, N.G.A.M. **O fosfato de Olinda e os conflitos de mineração**. CPRM: Recife, 1994. 19 p. (Série Recursos Minerais, 3).

RIBEIRO, L.D. et al. **Análise de pré-viabilidade na implantação de mina de fosfato no estado de Minas Gerais**. 2009. 52 f. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) – Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre. Disponível em: <<http://www.lume.ufrgs.br/bitstream/handle/10183/39107/000749826.pdf?sequence=1>>. Acesso em: 12 nov. 2014.

ROSSETTI, D.F. et al. Late Quaternary sedimentation in the Paraíba basin, northeastern Brazil: landform, sea level and tectonics in Eastern South America passive margin. **Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology**, v. 300, n. 1-4, p. 191-204, 2011.

SÁ, J.H.S. Contribuição à geologia dos sedimentos terciários e quaternários da região bragantina, estado do Pará. **Boletim de Geologia**, v. 3, p. 20-36, 1969.

SANTOS, M.E M. et al. The Pernambuco-Paraíba basin. In: BEURLIN, G.; CAMPOS, D.A.; VIVIERS, M.C. (Eds.). **Stratigraphic range of Cretaceous of mega and macrofossils of Brazil**. Rio de Janeiro: Universidade Federal do Rio de Janeiro, p. 245-272, 1994.

SCHNELLRATH, J.; SILVA, A.O.; SHIMABUKURO, N.T. **Fosfato**: mina de Cajati-Serrana. Rio de Janeiro: CETEM, 2002. Disponível em: <<http://www.cetem.gov.br/publicacao/CTs/CT2002-187-00.pdf>>. Acesso em: 10 jun. 2014.

SILVA, M.N.; PINHEIRO, L.O.D.; LUZ, P.O. **Possibilidades de aproveitamento dos minérios fosfáticos do norte e nordeste do Brasil**. 1975. Disponível em: <[http://searchentmme.yang.art.br/download/1976\(3\)/volume_1](http://searchentmme.yang.art.br/download/1976(3)/volume_1)>. Acesso em: 12 nov. 2014.

SILVA, T.C. et al. Planejamento dos recursos hídricos na bacia hidrográfica do rio Gramame: uma bacia litorânea do nordeste brasileiro. **Revista Brasileira de Recursos Hídricos**, Porto Alegre, v. 7, n. 4, p. 121-134, 2002.

SILVA, T.H.C. **A mineração de fosfato no Brasil**: um estudo econométrico. 2012. 137 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade Católica de Brasília, Brasília, 2012.

SINCLAIR, A.J. Selection of threshold values in geochemical data using probability graphs. **J. Geochem. Explor.**, v. 3, p. 129-149, 1974.

SLANSKY, M. **Geology of sedimentary phosphates**. Amsterdam: Elsevier, 1986. 210 p.

SOUZA, A.E.; CARDOSO, V.R.S. **Fosfato**. Brasília: DNPM, 2008. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/assets/galeriaDocumento/SumarioMineral2008/fosfato.pdf>>. Acesso em: 4 nov. 2014.

SOUZA, A.E.; FONSECA, D.S. **Fosfato**. 2009. Disponível em: <https://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra_imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=4003>. Acesso em: mar. 2014.

SOUZA, A.L. **Balanco mineral brasileiro**: fosfato. Brasília: DNPM, 2001. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/dnpm/paginas/balanco-mineral/arquivos/balanco-mineral-brasileiro-2001-fosfato>>. Acesso em: 4 nov. 2014.

SOUZA, E.M. **Estratigrafia da sequência clástica inferior (andares Coniaciano-Maastrichtiano inferior) da bacia Paraíba e suas implicações paleogeográficas**. 2006. 311 f. Tese (Doutorado em Geociências) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2006.

SOUZA, E.M.; LIMA FILHO, M. Marco estratigráfico nos arenitos calcíferos (formação Itamaracá) do Campaniano da bacia Paraíba à luz da estratigrafia de sequências. **Revista de Geologia**, Fortaleza, v. 18, n. 1, p. 61-68, 2005.

SOUZA, R.S. de. A Fosforita Olinda S/A e o processo de apropriação do espaço por trabalhadores da terra legitimado pelo poder público local: limites ao modo de vida urbano na cidade? In: ENCONTRO DE GEÓGRAFOS DA AMÉRICA LATINA, 10., 2005, São Paulo. São Paulo: Universidade de São Paulo, 2005. **Anais...**

SRK CONSULTING. **Audited mineral resource statement, Lucena phosphate project, Paraíba state, Brazil**. Toronto, Canada, 2013.

SUDEMA – SUPERINTENDÊNCIA DE ADMINISTRAÇÃO DO MEIO AMBIENTE (Paraíba, estado). **Área de proteção ambiental (APA) de Tambaba**. João Pessoa, 2014. Disponível em: <http://www.sudema.pb.gov.br/index.php?view=category&catid=5&option=com_joomgallery>. Acesso em: 12 nov. 2014.

TINOCO, I.M. Contribuição ao conhecimento da microfauna do fosfato de Pernambuco. Parte 1: Foraminíferos: o gênero *Fascipira*. **Arquivos de Geologia**, Recife, v. 2, p. 59-73, 1962.

TINOCO, I.M. **Foraminíferos e a passagem entre o Cretáceo e o Terciário em Pernambuco**. 1971. 147 f. Tese (Doutorado) – Universidade de São Paulo, São Paulo, 1971.

TOLEDO M.C.M.; PEREIRA V.P. A variabilidade de composição da apatita associada a carbonatitos. **Revista do Instituto Geológico**, São Paulo, v. 22, n. 1/2, p. 27-64, 2001.

VALOR ANÁLISE SETORIAL. Indústria de fertilizantes: estrutura, mercado, perfil de empresas. **Valor Econômico**, São Paulo, ago. 2008.