



**Universidade Federal do Pará**  
**Centro de Geociências**  
**Curso de Pós-Graduação em Geologia e Geoquímica**

**MINERALOGIA E GEOQUÍMICA DO REJEITO DO  
MINÉRIO LATERITO - GOSSÂNICO DA MINA DE OURO  
DO IGARAPÉ BAHIA EM CARAJÁS E CONSIDERAÇÕES  
AMBIENTAIS**

TESE APRESENTADA POR

**CARMEN SILVIA GALVÃO DA ROCHA**

Como requisito parcial à obtenção do Grau de Mestre em  
Ciências na Área de GEOQUÍMICA E PETROLOGIA.

Data de Aprovação: **28 / 02 / 2002**

**Comitê de Tese:**

MARCONDES LIMA DA COSTA (Orientador)

ADRIANA MARIA COIMBRA HORBE

ROBERTO DE FREITAS NEVES

à minha mãe  
grande guerreira – com muito amor –  
à memória de meu pai  
a Paulo Rocha  
meu irmão e grande incentivador, exemplo de perseverança  
e aos meus demais irmãos com muito carinho.

## AGRADECIMENTOS

Registro aqui os meus sinceros agradecimentos a todas as pessoas e instituições que de alguma forma contribuíram para a realização deste trabalho.

À Fundação Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior (CAPES), pelo apoio financeiro na forma de bolsa de pesquisa.

À Companhia Vale do Rio Doce (CVRD), na pessoa do Gerente de Operações Administrativas Humberto de Araújo Costa por permitir o acesso à área investigada, pela cessão das amostras estudadas e todo o apoio durante as etapas de campo.

Ao professor Dr. Marcondes Lima da Costa, por sua orientação, pelas sugestões, críticas e ensinamentos deste trabalho.

Ao professor Dr. Rômulo Simões Angélica, pelo acompanhamento, sugestões e principalmente, pela amizade.

Ao professor Dr. Roberto de Freitas Neves, pelo incentivo e amizade.

Ao técnico em mineração da CVRD Luiz Carlos Guimarães Lima, pelo apoio incondicional durante todo o trabalho de campo.

À ECO SERVIÇOS, nas pessoas do Sr. Raimundo Paiva de Andrade e José Martins de Souza Neto, por me auxiliarem e acompanharem durante a coleta de amostras.

Ao Centro de Geociências e ao Curso de Pós-Graduação em Geologia e Geoquímica, pela utilização de sua infra-estrutura de pessoal e laboratórios.

Aos meus grandes amigos nessa jornada Nélio das Graças de Andrade da Mata Rezende, Érico Rodrigues Gomes e Oscar Jesus Choque Fernandez, pela amizade, carinho e verdadeiro companheirismo, durante esses dois anos de convívio.

Ao técnico do Laboratório de Análises Químicas do CG Natalino Valente Moreira de Siqueira, que com seu bom humor e experiência, torna a nossa permanência no laboratório mais prazerosa.

Aos técnicos do Centro de Geociências, Walmeire, Antônio, Lopes e Eduardo, por todo apoio laboratorial.

Ao professor Dr. Raimundo Netuno Nobre Villas, pelo apoio na etapa de microscopia.

Ao professor Dr. Thomas Scheller, sempre prestativo, por todo apoio nas análises de DRX, ATD/ATG e IV.

À toda minha família com muito carinho por todo incentivo durante toda a realização deste estudo.

Às minhas amigas, Natalina, Marlis, Zilma e Elma, pela amizade que ultrapassou as fronteiras do CG.

Finalmente a todos aqueles que de forma direta e indireta contribuíram para a conclusão desta dissertação de tese de mestrado.



## SUMÁRIO

	Pág.
<b>DEDICATÓRIA</b> .....	i
<b>AGRADECIMENTOS</b> .....	ii
<b>LISTA DE ILUSTRAÇÕES</b> .....	vii
<b>RESUMO</b> .....	1
<b>ABSTRACT</b> .....	4
<b>1- INTRODUÇÃO</b> .....	6
1.1- APRESENTAÇÃO .....	6
1.2- OBJETIVOS .....	8
1.3- LOCALIZAÇÃO E ASPECTOS FISIOGRAFICOS .....	9
1.4- ASPECTOS GEOLÓGICOS E TIPOS DE MINERALIZAÇÃO .....	11
1.5- MINERAÇÃO: SEUS RESIDUOS E O MEIO AMBIENTE .....	12
1.6- MINA DE IGARAPÉ BAHIA .....	13
1.6.1- Lavra e Beneficiamento .....	13
1.6.2- Condições de Disposição dos Rejeito .....	15
<b>2- MATERIAIS E MÉTODOS</b> .....	22
2.1- ATIVIDADES PRÉ-CAMPO .....	22
2.2- ATIVIDADES DE CAMPO .....	22
2.2.1- Concepção da Amostragem .....	22
2.3- ATIVIDADES DE LABORATÓRIO .....	23
2.3.1- Preparação das Amostras e Análises Granulométricas .....	24
2.3.2- Métodos Instrumentais de Análises Mineralógicas e Químicas .....	24
2.3.2.1- Microscopia Ótica .....	24
2.3.2.2- Difratomia de Raios-X (DRX) .....	24
2.3.2.3- Análises Térmicas (ATD/ATG) .....	25
2.3.2.4- Espectroscopia de Infravermelho (EIV) .....	25
2.3.2.5- Microssonda Eletrônica .....	25
2.3.2.6- Microscopia Eletrônica de Varredura/Sistema de Energia Dispersivo (MEV/SED) .....	25
2.3.2.7- Análises Químicas Via Úmida .....	26

2.3.2.8- Espectrometria de Absorção Atômica (EAA) .....	26
2.3.2.9- Espectrografia de Emissão Atômica com Plasma-Acoplado Induzido (ICP/AES)..	26
2.3.2.10- Extrações Seletivas para Concentração de Fases Minerais .....	26
<b>3- RESULTADOS .....</b>	<b>28</b>
<b>3.1- CARACTERÍSTICAS FÍSICAS DO MINÉRIO E DOS REJEITOS .....</b>	<b>28</b>
<b>3.1.1- Distribuição Granulométrica .....</b>	<b>28</b>
<b>3.1.2- Parâmetros Físico-Químicos .....</b>	<b>32</b>
<b>3.2- CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA .....</b>	<b>33</b>
<b>3.2.1- Do ROM .....</b>	<b>33</b>
3.2.1.1- Por Difração de Raios-x .....	33
3.2.1.2- Por Análises Térmicas .....	35
3.2.1.3- Por Infravermelho .....	36
<b>3.2.2- Dos Rejeitos .....</b>	<b>37</b>
3.2.2.1- Por Difração de Raios-x .....	37
3.2.2.2- Por Análises Térmicas .....	39
3.2.2.3- Por Infravermelho .....	43
3.2.3- Discussões.....	46
<b>3.3- CARACTERIZAÇÃO GEOQUÍMICA .....</b>	<b>47</b>
<b>3.3.1- Do ROM .....</b>	<b>47</b>
3.3.1.1- Elementos Maiores .....	47
3.3.1.2- Elementos-traço .....	47
<b>3.3.2- Dos Rejeitos .....</b>	<b>48</b>
3.3.2.1- Elementos Maiores nas Bacias .....	48
3.3.2.2- Elementos Maiores nos Perfis .....	49
3.3.2.3- Elementos-traço .....	52
3.3.2.4- Elementos Terras Raras .....	55
<b>3.4- MICROMORFOLOGIA E QUÍMICA MINERAL .....</b>	<b>57</b>
<b>3.4.1- Apresentação .....</b>	<b>57</b>
<b>3.4.2- Hematita .....</b>	<b>57</b>
<b>3.4.3- Goethita .....</b>	<b>57</b>

<b>3.4.4- Caulinita .....</b>	<b>60</b>
<b>3.4.5- Gibbsita .....</b>	<b>60</b>
<b>3.4.6- Monazita .....</b>	<b>60</b>
<b>3.4.7- Florencita .....</b>	<b>60</b>
<b>3.4.8- Anatásio .....</b>	<b>62</b>
<b>3.4.9- Rutilo .....</b>	<b>62</b>
<b>3.4.10- Uraninita .....</b>	<b>62</b>
<b>4- POTENCIAL DE APROVEITAMENTO TECNOLÓGICO .....</b>	<b>65</b>
<b>5- CONCLUSÕES E CONSIDERAÇÕES AMBIENTAIS .....</b>	<b>68</b>
<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>71</b>

## LISTA DE ILUSTRAÇÕES

### FIGURAS

	Pag.
Figura 1 - Localização da área de estudo.....	9
Figura 2 - Precipitação anual em Igarapé Bahia .....	10
Figura 3 - Média anual da precipitação e evaporação registrada pela CVRD no entorno da mina em Igarapé Bahia .....	10
Figura 4 - Perfil esquematizado da mineralização aurífera de Igarapé Bahia .....	11
Figura 5 - Corpos mineralizados na área de Igarapé Bahia .....	14
Figura 6 - Aspectos da lavra em Igarapé Bahia .....	14
Figura 7 - Fluxograma de britagem, moagem e classificação .....	16
Figura 8 - Circuito de cianetação .....	17
Figura 9 - Bombeamento do rejeito para as bacias .....	18
Figura 10- Projeto inicial das bacias de deposição de rejeitos .....	18
Figura 11- Expansão da bordas de uma bacia .....	18
Figura 12- Vista aérea das bacias de rejeito .....	20
Figura 13- Área revegetada da Planta Piloto .....	20
Figura 14- Disposição atual das bacias de rejeito .....	20
Figura 15- Tanque de recuperação da água acumulada nas bacias, que retorna para o circuito de moagem .....	21
Figura 16- Distribuição granulométrica no perfil 7 .....	29
Figura 17- Distribuição granulométrica no perfil 8 .....	29
Figura 18- Distribuição granulométrica das amostras BPP, BAS e do ROM .....	30
Figura 19- Difração de raios-x das diferentes frações granulométricas do rejeito do módulo 7 .....	31
Figura 20- Variação de pH e Eh do ROM e dos rejeitos em 1996 e em 2000, respectivamente .....	32
Figura 21- Padrão de difração de raios-x para amostra do ROM.de Igarapé Bahia .....	34
Figura 22- Curvas conjugadas de ATD/ATG do ROM de Igarapé Bahia .....	38
Figura 23- Espectro de infravermelho para o ROM de Igarapé Bahia .....	38

Figura 24- Difração de raios-x dos rejeitos das diferentes bacias .....	40
Figura 25- Curva de ATD/ATG dos rejeitos da planta piloto .....	42
Figura 26- Curvas de ATD/ATG dos rejeitos dos módulos 7 e 8 .....	42
Figura 27- Curvas de ATD/ATG dos rejeitos atualmente depositados em Igarapé Bahia ...	43
Figura 28- Espectro de infravermelho dos rejeitos da planta piloto .....	44
Figura 29- Espectro de infravermelho dos rejeitos do módulo 7 .....	45
Figura 30- Espectro de infravermelho dos rejeitos do módulo 8 .....	45
Figura 31- Espectro de infravermelho para os rejeitos atualmente depositados (BAS) .....	46
Figura 32- Sistema aquático de drenagem dentro dos módulos explorando a lixiviação dos elementos mais móveis como Ca e Na, onde a água é bombeada a partir da superfície dos módulos .....	50
Figura 33- Distribuição dos elementos maiores nos perfis da planta piloto, módulo 7 e módulo 8, respectivamente .....	51
Figura 34- Distribuição geoquímica de alguns elementos-traço nos diferentes materiais estudados em Igarapé Bahia .....	53
Figura 35- Distribuição dos elementos terras raras normalizados aos condritos .....	55
Figura 36- Partícula fraturada de hematita preenchida com goethita .....	58
Figura 37- Cristal subédrico de hematita, envolvido por uma matriz goethítica .....	58
Figura 38- Cristais de hematita apresentando textura de substituição com goethita .....	58
Figura 39- Cristais euédricos a subédricos de hematita, com preenchimento de goethita como produto de substituição .....	58
Figura 40- Partícula de goethita com pequenos grãos de hematita em seu interior .....	59
Figura 41- Grão de goethita apresentando textura fibrorradial e coloforme .....	59
Figura 42- Grão de goethita apresentando uma textura tipicamente coloforme, com inclusões de monazita .....	59
Figura 43- Partícula mostrando o preenchimento de fraturas da hematita, por goethita .....	59
Figura 44- Feições de substituição de hematita por goethita .....	59
Figura 45- Monazita inclusa na matriz de goethita .....	61
Figura 46- Inclusões de monazita em cristais subédricos de hematita .....	61
Figura 47- Grão de florencita e partícula de goethita .....	61

Figura 48- Padrão de difração de raios-x das etapas de concentração do anatásio nos rejeitos da planta piloto .....	63
Figura 49- Micropartículas de anatásio disseminadas em massa de caulinita .....	64
Figura 50- Partícula de rutilo ou de anatásio .....	64
Figura 51- Pequenas inclusões de uraninita, em partícula de hematita preenchida por goethita .....	64

## TABELAS

Tabela 1 - Produção de ouro e produção de rejeitos na mina Igarapé Bahia .....	19
Tabela 2 - Concepção da amostragem dos materiais pesquisados em Igarapé Bahia .....	22
Tabela 3 - Identificação das amostras coletadas em 2000 .....	23
Tabela 4 - Percentual da granulometria <38 µm nos diferentes materiais da mina de Igarapé Bahia .....	28
Tabela 5 - Valores de pH e Eh do ROM e dos rejeitos em 1996 e em 2000 .....	33
Tabela 6 - Composição química média do minério de Igarapé Bahia .....	47
Tabela 7 - Concentração em ppm de alguns elementos-traço do minério, nas duas etapas de pesquisa .....	48
Tabela 8 - Composição química média dos diferentes materiais estudados na mina de Igarapé Bahia .....	49
Tabela 9 - Distribuição dos elementos maiores (percentagem em peso) nos perfis da planta piloto e nos módulos 7 e 8 .....	52
Tabela 10 - Concentração em ppm de alguns elementos-traço dos materiais coletados para este trabalho .....	54
Tabela 11 - Concentração em ppm de alguns elementos-traço dos materiais coletados por Costa et al., 1996b .....	54
Tabela 12 - Concentração dos elementos terras raras (em ppm) nos materiais de Igarapé Bahia .....	55
Tabela 13 - Análise semiquantitativa por SED nas goethitas do módulo 8.....	60
Tabela 14 - Composição química da lama vermelha de várias localidades do mundo .....	65

## RESUMO

Uma das grandes preocupações do setor mineral é, sem dúvida, como destinar seus rejeitos. Dessa maneira, tornam-se cada vez mais comuns estudos sobre a melhor maneira de deposição ou mesmo de caracterização e possível reutilização desses materiais. O presente projeto, iniciado em 1995, tomou como ponto de partida essa necessidade, utilizando como objeto de estudo os rejeitos da mina de ouro do Igarapé Bahia, que lavra atualmente minério tipicamente supergênico, laterítico e gossânico, envolvendo portanto material constituído principalmente de oxi-hidróxidos de ferro e de alumínio e caulinita, com o ouro em partículas muito finas.

Diante dessa oportunidade objetivou-se verificar as transformações químico-mineralógicas que poderiam ocorrer nesses rejeitos, pelo fato de terem sido modificados físico e quimicamente, ainda que parcialmente, durante o processamento industrial, assim como verificar as mudanças que experimenta esse material, agora de granulação fina, depositado em bacias fechadas, portanto em condições distintas daquelas onde geologicamente se encontravam, imitando inclusive situações naturais de deposição, em ambientes lacustres fechados.

No processamento industrial, o minério é submetido a uma intensa operação de fragmentação, recebe adição de cal e cianeto e grande quantidade de água, transformando-se em uma polpa. O material que constitui o rejeito, é então depositado em bacias (módulos) parcialmente fechadas, sujeito a intensa insolação e impacto direto das precipitações pluviométricas. Essas bacias foram construídas especificamente para essa finalidade, no topo do platô Bahia que fica a uma altitude de 660m e a aproximadamente 800 m da usina. Exceção se faz aos rejeitos da planta piloto que foram armazenados em pilhas separadas.

As amostragens foram realizadas em dois períodos distintos, sendo a primeira feita em março de 1995, onde se tomaram amostras do módulo 1, dos rejeitos da planta piloto, além de uma amostra do ROM e outra do efluente. A segunda amostragem foi feita em outubro de 2000, coletando-se amostras dos módulos 7 e 8, dos rejeitos da planta piloto, uma amostra do ROM e outra do efluente. Para todas as amostras das duas fases de coleta foram feitas medidas de pH, Eh, determinações mineralógicas por difração de raios-x, ATD/ATG, infravermelho e análises químicas para os elementos maiores e traços. Adicionalmente no material coletado na etapa 2, recursos complementares analíticos, como análises de MEV/EDS, microsonda eletrônica e

análise granulométrica foram utilizados, além de uma extração seqüencial nos rejeitos da planta piloto para separar o anatásio dos minerais de ferro, onde pôde-se observar sua boa cristalinidade.

No que se refere aos parâmetros físico-químicos, os resultados das duas fases de pesquisa mostraram que os rejeitos mais recentes apresentavam pH ainda alcalino (resultante da alcalinização exigida pelo processo industrial), semelhante ao do efluente. Entretanto os valores médios dos rejeitos mais antigos, da planta piloto, assemelhavam-se aos do ROM, o que já indicava uma tendência natural de diminuição do pH com o passar do tempo. A mesma conclusão foi obtida para os resultados de Eh. Diante desses dados deduziu-se que os rejeitos, com o tempo, retomam suas condições naturais de Eh-pH, ou, mesmo, que poderiam ultrapassar esses limites gerando um ambiente ácido e oxidante.

Quanto à mineralogia, as primeiras amostras estudadas eram formadas pelos mesmos minerais do ROM e não apresentaram àquela altura a formação de nenhuma espécie mineral. Os minerais identificados, através de difração de raios-x, foram a hematita, seguida de caulinita, gibbsita, goethita, anatásio e Al-fosfatos (florencita). Esses materiais que constituem as bacias de rejeitos apresentaram pequenas diferenças mineralógicas entre si, considerando que com o passar dos anos o minério muda sua composição, face ao avanço das escavações na mina, atingindo horizontes distintos, com domínio do saprólito. Para as amostras coletadas na segunda etapa pode-se fazer as mesmas observações, enfatizando que com o auxílio do MEV foram identificados outros minerais como titanita, uraninita e monazita, que ocorrem como traços e não foram detectados através da difração de raios-x.

Com relação à análise química observou-se que as bacias mais antigas apresentam as maiores concentrações de  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$  e PF, e mais baixas de  $Fe_2O_3$  e  $P_2O_5$ , enquanto que, as bacias mais recentes (módulo 1, em 1995 e módulos 7 e 8, em 2000) as mais altas concentrações são de  $Fe_2O_3$  e  $P_2O_5$  e as mais baixas de  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$  e PF. Como o sistema é praticamente fechado, quimicamente não deve ocorrer grandes mudanças.

Os resultados obtidos na primeira fase dessa pesquisa mostraram pequenas diferenças entre os rejeitos depositados nas bacias de idades diferentes. Essas diferenças foram verificadas tanto nos parâmetros físico-químicos, como nos mineralógicos, cristalóquímicos e químicos. Os valores de pH e Eh modificados inicialmente durante o processo, nas bacias, voltam aos valores originais do minério lavrado, confirmando o que se concluiu na época, embora a velocidade com que os valores de pH estejam diminuindo seja mais lenta. Quanto à mineralogia e à composição



química, nos dois períodos de pesquisa, indicam que os materiais das bacias, são provenientes de minérios com composição mineralógica e química diferentes. Dessa maneira verifica-se que o estudo desse tipo de material nos dá condições de entender a cinética químico-mineralógica, e ainda de monitorar o comportamento do sistema, podendo também ser utilizado como uma ferramenta para profissionais que trabalham com controle de impactos ambientais.

## ABSTRACT

One of the main worry of mineral industry is related to the waste disposal. So, man is continuously looking for the best destination of such residues, which includes their characterization and the availability of recycling them. This Project is directed toward these goals. It is being carried out since 1995 dealing with the wastes of Igarapé Bahia Gold Mine, which consists of supergenic lateritic gossan ore where very fine gold particles are hosted by iron and aluminum oxides/hydroxides and kaolinite.

These studies focused on chemical and mineralogical transformations of the ore after industrial processing, as well as on possible modifications within the closed waste ponds, in very distinct environmental conditions.

Industrial processing includes ore comminution and addition of lime, cyanide and a great amount of water. The waste is deposited in partially closed basins subjected to an intense heatstroke and direct impact of rainfall. Those basins were specifically built for that purpose, in the top of the Bahia Plateau that is in an altitude of 660m and about 800 m far from the plant. An exception is related to the pilot plant wastes that were stored in separate piles.

Samplings were accomplished in two different campaigns. The first one in March 1995, where samples were taken from Basin 1, from the pilot plant piles and from the ROM, besides from the effluent. The second campaign was October 2000 (this work), with sampling from Basins 7 and 8, besides the pilot plant, ROM and the effluent. For all the samples of the two campaigns pH and Eh measures were taken, besides mineralogical determinations by X-ray diffraction, DTA/GTA, infrared spectroscopy and chemical analyses of major and trace elements. Furthermore, complementary analytical data, such as analysis through SEM/EDS and electronic microprobe and grain size classification were used in the material collected in the campaign 2. A sequential extraction in material from the pilot plant to separate anatase from iron oxides, where its high crystallinity could be observed, was also carried out during this last stage.

Concerning to physical-chemical parameters, the results of the two research phases show that the most recent waste still presents an alkaline pH (resultant from the alkalization demanded by the industrial process), similar to the effluent. However, the medium values of the oldest ones (pilot plant) resemble those of the ROM, indicating a natural tendency of decrease of the pH along the time. The same conclusion is observed for Eh values. Such data indicate a tendency to

the retake of natural conditions of Eh-pH, or even that they could surpass those limits generating an acid and oxidizer environment.

Mineralogically, the first studied samples were formed by the same minerals of ROM and showed they didn't present the formation of any mineral species. The identified minerals, through X-ray diffraction, were hematite, kaolinite, gibbsite, goethite, anatase and Al-phosphates (florencite). There is a small mineralogical difference between the materials from different basins, since the composition of the ore also modifies as the excavations in the mine progress, reaching distinct horizons. Relative to the samples collected in the second stage it can be made the same observations, emphasizing that with the aid of SEM some other minerals were identified, such as uraninite and monazite, those occur as traces and were not detected by X-ray diffraction.

Chemical analysis show that the oldest basins present the highest concentrations of  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$  and LOI, and the lowest concentrations of  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  and  $\text{P}_2\text{O}_5$ , while the most recent basins (Basin 1, in 1995 and Basins 7 and 8, in 2000) present an opposite behavior.

The results obtained in the first phase of this research showed small differences among wastes deposited in basins of different ages. Such differences were verified either in the physical-chemical parameters, as in the mineralogical, crystallochemical and chemical ones. Eh and pH values modified during industrial process, return to the original values of the exploited ore, according to conclusions stated in the first stage of this investigation. However, the speed of pH decrease is slower.

These studies, along the two research periods, indicate that the materials of the basins are provenient of ores with different mineralogical and chemical composition and that is possible to understand their chemical-mineralogical kinetics, and still to monitor the behavior of the system. This knowledge could also be used as a tool for professionals that work with control of environmental impacts.

# 1 INTRODUÇÃO

## 1.1 APRESENTAÇÃO

Em decorrência da crescente produção industrial, no Brasil e no mundo, houve uma aceleração nas atividades de mineração, onde o ambiente é mais diretamente agredido na remoção das florestas, solos e na extração das rochas e minérios. Isto significa um aumento na produção de rejeitos, o que resulta, inegavelmente, na agressão mais relevante imposta pela mineração ao meio ambiente. Por essa razão, as companhias mineradoras investem grandes quantias na deposição controlada dos rejeitos (Gazolla, 1982). No Brasil alguns tipos de rejeitos são provenientes somente de processos físicos, como é o caso das minas de ferro e manganês em Carajás (PA), Morro do Urucum (MS), Quadrilátero Ferrífero (MG), etc. Outros são produtos de processamentos químicos que, dependendo do minério e do tipo de tratamento que recebam, podem produzir rejeitos mais ou menos nocivos ao meio ambiente. Embora todos os tipos de rejeitos causem modificações na paisagem, como no caso da exploração de argilas e outros materiais de construção que, se não for adequadamente planejada, deixará apenas uma sucessão de buracos e crateras no terreno. Outro problema para o meio ambiente são os estéreis que são empilhados em montes ou platôs. Isto é comum para quase todo bem mineral extraído, como: caulim, amianto, diatomito (Santos, 1992) e, ainda, para o ouro quando recuperado nas pilhas de lixiviação. Esses rejeitos gerados apresentam uma composição variável, visto que são provenientes de diferentes tipos de minérios e rochas, e diferentes processos de mineração e processamento mineral. Segundo Ledin & Pedersen (1996), esses rejeitos podem ser divididos em duas categorias: *rejeitos da mineração*, gerados quando se processa o minério e; as *rochas residuais*, produzidas quando é feita a decapagem do corpo mineralizado.

Diante deste cenário, muitas pesquisas vêm sendo desenvolvidas no sentido de como destinar ou mesmo reaproveitar esses rejeitos, e o que fazer para evitar, ou pelo menos minimizar, os possíveis impactos ambientais que possam vir a ocorrer. Salomons (1995), mostra o que acontece nas drenagens ácidas provenientes de minas (AMD – *Acid Mine Drainage*), o comportamento dos metais em rios e afluentes e o destino dos metais que são liberados como particulados, visando evitar episódios como o que aconteceu em Papua Nova Guiné, onde os rejeitos da mina de Ok Tedi eram descarregados no sistema de afluentes do Rio Fly (Hettler *et al.*, 1997), com intensa contaminação desse curso d'água. Outros exemplos de contaminação de

águas, peixes, insetos aquáticos e sedimentos, por metais pesados provenientes das atividades de mineração e/ou fundição de Cu e Au, são os dos afluentes do Rio Clark Fork em Montana, EUA (Johns, 1995); o Jack of Clubs Lake (JCL) em British Columbia, Canadá (Azcue *et al.*, 1995); o Rio Guadalquivir e seus afluentes no sudoeste da Espanha (Alzaga *et al.*, 1999; Blasco *et al.*, 1999; Suñer *et al.*, 1999; Gomez-Parra *et al.*, 2000) e áreas de mineração na bacia do Rio Camaquã no Rio Grande do Sul, Brasil (Pestana *et al.*, 1997). Esses casos mencionados são resultado de intensas atividades de mineração durante muitos anos, onde haviam dificuldades ou mesmo não preocupação com o destino dos rejeitos. Hoje essas atividades têm se tornado mais eficientes e são mais cuidadosamente planejadas a fim de evitar, ao máximo, prejuízos ao meio ambiente. Isso vale especialmente para as grandes empresas, as quais os rigores atuais da legislação têm obrigado a adotar medidas de proteção ambiental. Infelizmente não vale para a pequena mineração ou para a atividade garimpeira, que pela natureza nômade e totalmente desorganizada, torna impossível a fiscalização, principalmente nos países subdesenvolvidos, ou em desenvolvimento como o Brasil.

Entre todos os tipos de rejeitos gerados, particularmente, temos as lamas vermelhas – “*red muds*”, oriundas do processo Bayer, que consiste na digestão da bauxita a partir de uma solução concentrada de hidróxido de sódio a uma temperatura acima de 270°C (Piga *et al.*, 1995; Hind *et al.*, 1999). Gerada em grandes proporções (cerca de 30 milhões de toneladas/ano no mundo todo) e apresentando uma composição química complexa, partículas extremamente finas e pH bastante elevado (10 a 12,5), seu acúmulo desperta preocupação e interesse na comunidade científica mundial (Kasliwall & Sai, 1999; Li, 2001). Os rejeitos estudados neste trabalho também são um tipo de lama vermelha, oriundos de minério de composição química e mineralógica similar à bauxita, matéria-prima para obtenção do alumínio, com a vantagem de não apresentarem os elevados teores de sódio das lamas vermelhas tradicionais, citadas anteriormente. Esses materiais são provenientes da mina de ouro do Igarapé Bahia, ainda a maior em produção no Brasil, que pertence à Companhia Vale do Rio Doce (CVRD) e está localizada na Província Mineral de Carajás (PA). No início da lavra, em 1990, apresentava reservas medidas de 12 milhões de toneladas de minério oxidado, com teores de 4-5g/t (Alves & Brito, 1996). O ouro encontra-se em minério laterítico-gossânico, rico em óxidos e hidróxidos de ferro (hematita, maghemita e goethita) além de gibbsita, caulinita, quartzo e, por vezes, fosfatos do grupo da crandalita (Costa *et al.*, 1999). Em 1994, a capacidade de processamento do minério foi duplicada e a mina passou

a produzir cerca de 10 a 12 toneladas de ouro ao ano (Alves & Brito, 1998), com previsão de exaustão do minério laterito-gossânico em junho de 2002. Com a ampliação, o processamento do minério passou a produzir, obviamente, uma maior quantidade de rejeito, da ordem de 2 milhões de toneladas/ano. Esse rejeito é bombeado para bacias fechadas, forradas com mantas plásticas, construídas especificamente para esse fim, sobre um platô, que fica a uma altitude de 660m e cerca de 800 metros da usina, em plena floresta tropical amazônica. Esse procedimento data do início da lavra industrial em 1991, e já deu origem a uma modificação local da paisagem com a formação de platôs antrópicos sobre o platô natural. No ano anterior, quando da planta piloto, o rejeito produzido foi armazenado em pilhas próximo á usina, sem manta de revestimento.

## 1.2 OBJETIVOS

Este trabalho de dissertação foi idealizado de maneira que se possa conhecer e monitorar as reações/transições mineralógicas e químicas que poderão estar ocorrendo dentro dessas bacias, e avaliá-las, no sentido de entender quais processos estão atuando no sistema. Para que, a partir deste conhecimento e entendimento, se possa prever qual o seu desfecho e, ainda, se será benéfico ou maléfico ao meio ambiente. Também será possível verificar se há formação de novos compostos estáveis a partir dessas reações; investigar o aparecimento de novas fases minerais, levando-se em consideração, o tempo de deposição, o avanço das escavações da mina e o ambiente em que o material em estudo se encontra, bem como verificar a mobilidade e concentração dos elementos químicos nesse ambiente. Este trabalho vem ampliar os estudos preliminares e pioneiros de Costa *et al.* (1996b), que foram realizados nas primeiras bacias, quando os rejeitos tinham 5 anos. Hoje, passados mais de 5 anos desse trabalho inicial, convém acompanhar e monitorar o comportamento desse sistema. Os resultados poderão também serem utilizados como subsídios para profissionais que trabalham com controle de impactos ambientais, especialmente na Amazônia, atualmente em intensa fase de mineração e ainda com um grande potencial a ser explorado. Os objetivos centrais deste trabalho se resumem dessa maneira:

- ❖ Caracterização mineralógica e química dos rejeitos da mina do Igarapé Bahia;
- ❖ Identificação de modificações/transições mineralógicas e químicas que os rejeitos sofreram/sofrem em suas bacias de deposição, através da avaliação ao longo do tempo;
- ❖ Comparar com sistemas naturais que prevalecem na Amazônia;
- ❖ Verificar as possibilidades de aplicações.

### 1.3 LOCALIZAÇÃO E ASPECTOS FISIAGRÁFICOS

A província mineral de Carajás está situada no sul do Estado do Pará (Figura 1), no município de Parauapebas, e constitui-se num dos mais importantes distritos minerais do mundo. O depósito do Igarapé Bahia está localizado na parte sudoeste dessa província, em um platô a uma altitude de aproximadamente 600m (Andrade *et al.*, 1991). A vegetação predominante na região é do tipo floresta equatorial. No topo dos platôs com crosta ferruginosa exposta a vegetação é do tipo savana (Angélica, 1996). No Igarapé Bahia os platôs desprovidos de crostas expostas são cobertos pela floresta.

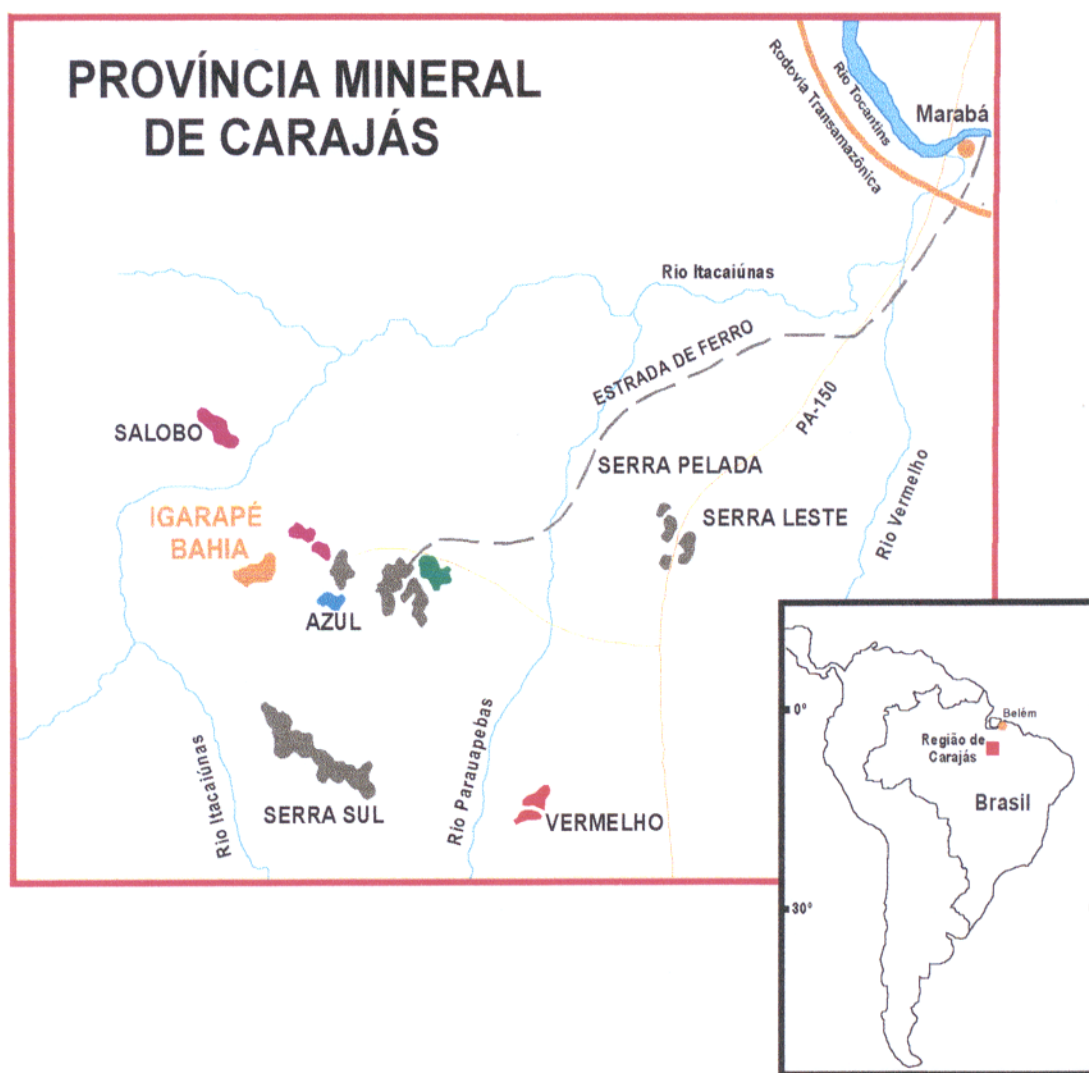


Figura 1 – Localização da área de estudo, modificado de Costa *et al.* (1996a)

O período mais intenso de chuvas está compreendido entre dezembro e abril; de junho a setembro ocorre um período mais seco, com chuvas apenas ocasionais, comportando uma precipitação média anual da ordem de 2000mm (Figuras 2 e 3).

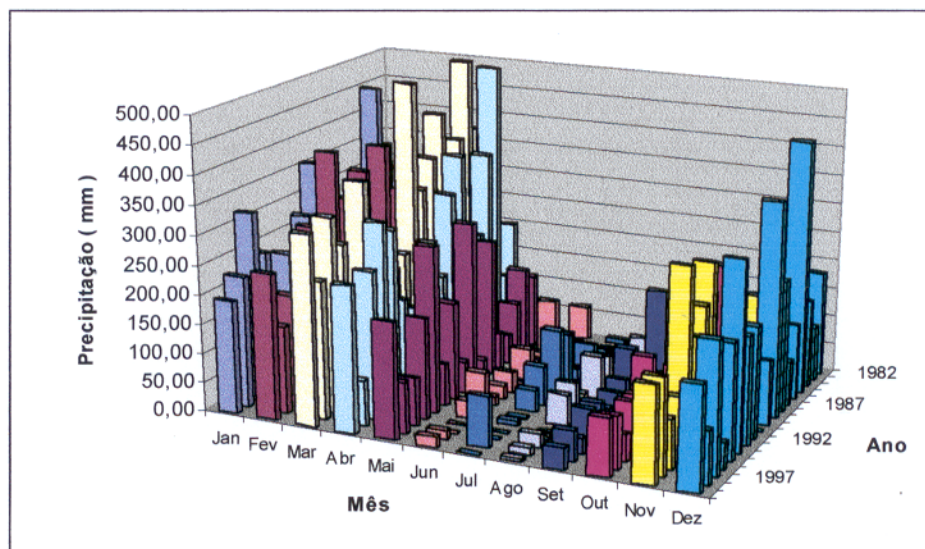


Figura 2 – Precipitação anual em Igarapé Bahia.

A amplitude térmica na região varia de 18 a 34°C, aproximadamente, com temperatura média anual em torno de 25 a 26 °C (CVRD/SUMEN, 2000).

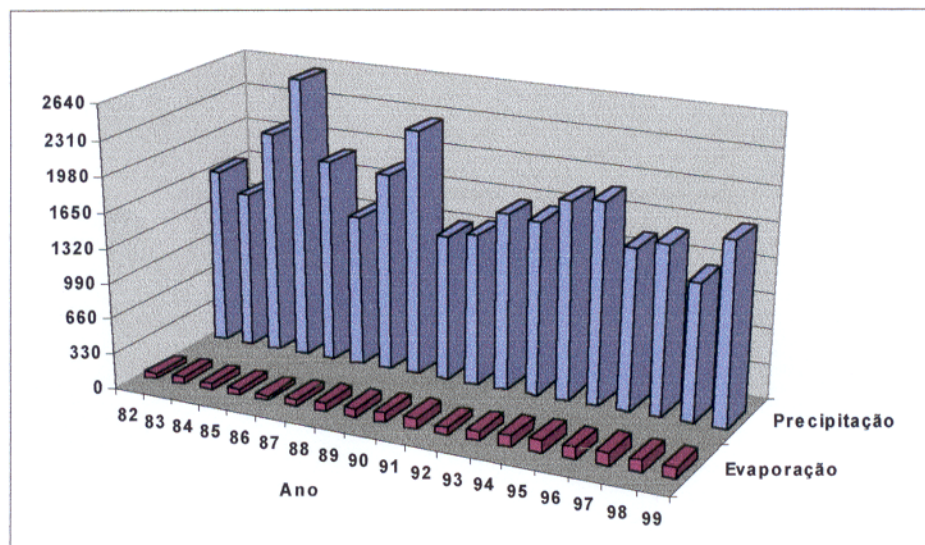


Figura 3 – Média anual da precipitação e evaporação registrada pela CVRD no entorno da mina em Igarapé Bahia.



#### 1.4 ASPECTOS GEOLÓGICOS E TIPO DE MINERALIZAÇÃO

A jazida de ouro do Igarapé Bahia é produto de um processo de concentração supergênica, de caráter inicialmente gossânico e modificada pela lateritização sobreposta, que propiciou a lavra da jazida a céu aberto. Essa natureza laterito-gossânica do corpo do minério já foi fruto de várias pesquisas (Costa, 1987, 1991 e 1993; Zang & Fyfe, 1993; Angélica, 1996; Costa *et al.*, 1999). O perfil da jazida (Figura 4), compreende, segundo Angélica (1996):



Figura 4 - Perfil esquematizado da mineralização aurífera de Igarapé Bahia.

- *latossolos vermelhos e amarelos*, freqüentemente constituem o topo do perfil, com espessura variando de poucos centímetros até cerca de 10 m. Sua cor avermelhada característica desempenhou um importante papel na identificação do corpo mineralizado;
- *crosta ferruginosa laterítica*, em geral recoberta pelos latossolos vermelhos e amarelos, que aflora, principalmente, nas encostas dos platôs. Sua espessura é bastante variável, em média 10 m, e se desenvolve indistintamente sobre a zona mineralizada, constituída principalmente pelos *gossans*, e sobre as suas encaixantes;
- *gossans*, consistiam de materiais ferruginosos terrosos, inconsolidados ou compactos, geralmente de caráter magnético (sub-aflorantes, ou mesmo não-aflorantes), constituídos essencialmente de hematita, com maghemita e goethita, destacado pela coloração

cinza escura a negra. Constituíam a zona principal do minério;

- *saprólito das rochas encaixantes dos corpos mineralizados*, com uma coloração vermelha escura característica e uma espessura média que varia de 30 a 40 m, desenvolvido a partir de rochas metabásicas e/ou metasedimentares.

## 1.5 MINERAÇÃO - SEUS REJEITOS E O MEIO AMBIENTE

A atividade mineira, quando implantada, necessita de grandes investimentos em infraestrutura, como transporte, energia e serviços, funcionando como pólo estratégico de desenvolvimento, gerando empregos, impostos e compensações financeiras para os municípios, sendo um fator importante de descentralização da economia. Mas, se por um lado a mineração é indispensável para a sustentação e melhoria do padrão de vida do homem, já que os insumos minerais estão presentes no nosso dia-a-dia, seja sob a forma de produtos elaborados ou “in natura”, sua coexistência com o meio social e ambiental, precisa ser tratada com bastante prudência, o que gera um amplo campo de discussões em diversas esferas da sociedade. Isto faz da mineração um dos setores mais visados pelos ambientalistas, pois tem como característica provocar modificações visíveis sobre a natureza, embora seus produtos estejam em todos os setores da sociedade proporcionando-lhe o crescente bem estar (Sintoni *et al.*, 1993).

No Brasil, até alguns anos atrás, a mineração não dispensava muita atenção para o meio ambiente – o que aliás não era seu privilégio, pois o mesmo acontecia com quase todos os setores industriais. A não ser em casos muito raros, a mineração negligenciava o controle ambiental. Porém com o passar do tempo, e devido a uma maior cobrança da sociedade diante da crescente consciência ecológica global, em paralelo com uma maior exigência da legislação, as mineradoras foram se conscientizando de que era preciso se engajar na questão ambiental (Alves, 1992), pois a mineração, principalmente a céu aberto, causa uma drástica modificação visível na área da jazida e das áreas usadas para depósitos de estéril e bacias de rejeito. A “paisagem lunar” local deixada no rastro de algumas minerações a céu aberto é responsável pela idéia de que a mineração é uma atividade de enorme impacto ambiental.

Entretanto, hoje é possível conduzir a operação de lavra no sentido de recuperar a aparência e o equilíbrio natural de áreas lavradas. É claro que estes cuidados representam investimentos e custos adicionais para a empresa mineradora, mas se não forem tomados existem as multas e penalidades previstas pela legislação (Singer, 1989). Apesar de todos esses

contrapontos e, como já foi citado anteriormente, a mineração muito embora produza impactos ambientais significativos em todas as suas fases (prospecção e pesquisa, extração e beneficiamento, refino e fechamento de minas) representa uma atividade industrial que será sempre necessária para o bem estar das sociedades (Figueiredo, 2000).

Desta forma, buscando harmonizar cada vez mais essa relação entre as atividades de mineração e a sociedade, é que, ao longo dos anos vêm se pesquisando soluções para os mais diversos problemas, principalmente no que diz respeito à destinação de rejeitos, que hoje em dia é cada vez mais comum se transformarem em subprodutos. E nesse ponto que podemos citar alguns exemplos, como os rejeitos do caulim, que são objeto de estudos cada vez mais intensos para produção de pozolanas, adsorventes, cerâmicas, sulfato de alumínio, etc. (Soares *et al.*, 1996; Barata, 1998; Flores, 2000). Na indústria cimenteira também é bastante comum o uso da escória no processo industrial (Mineração, 1999). Outro exemplo muito importante é o que visa o reaproveitamento da lama vermelha, como na indústria de cerâmica vítrea, fibras de lã de vidro, lã mineral, materiais cerâmicos em geral e também na indústria de cimentos (Singh *et al.*, 1996 e 1997; Marabini *et al.*, 1998; Hildebrando *et al.*, 1999; Yalçın & Sevinç, 2000). O próprio rejeito do Igarapé Bahia foi objeto de estudo de reaproveitamento para produção de cimento especial (Korndörfer, 2000).

## 1.6 MINA DE IGARAPÉ BAHIA

### 1.6.1 Lavra e beneficiamento

A mina do Igarapé Bahia está na sua fase final como lavra a céu aberto. Atuou em três frentes: Acampamento Sul (atualmente em operação), Acampamento Norte e Furo Trinta (Figura 5). A lavra foi feita em bancadas de 5 m, prevendo-se uma profundidade média de 150 m ao fim de sua vida útil (Figura 6). Da cava são extraídos três tipos de materiais: estéril; minério HL (*heap leaching*), de baixo teor, e minério CIP (*carbon in pulp*), de teor mais rico (Ribeiro, 2000). Esse último gera os rejeitos que serão estudados neste trabalho. O minério corresponde a quase toda sucessão do perfil laterítico com gossan muito ferruginoso, constituído assim de hematita, maghemita, gibbsita, goethita, caulinita e quartzo com o ouro disseminado (Angélica *et al.* 1996).



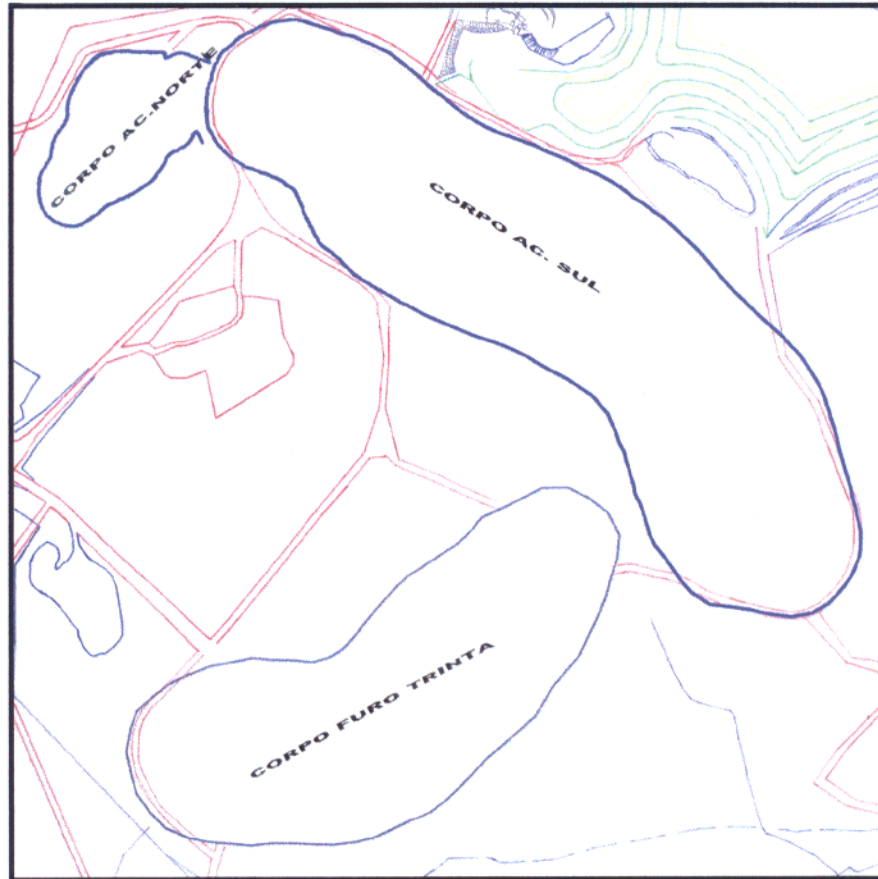


Figura 5 - Corpos mineralizados na área do Igarapé Bahia



Figura 6 - Aspectos da lavra em Igarapé Bahia (Fonte: CVRD)

Abaixo da faixa de 100 metros (onde está o minério sulfetado), existem mais 10 milhões de toneladas de minério, que vai requerer um processo especial, pois o ouro está associado aos sulfetos de cobre (Alves & Brito, 1998). No futuro, em função da descoberta do Corpo Alemão, o cobre será o principal produto minerado, através de lavra subterrânea, com o Au sendo recuperado como subproduto. Um novo rejeito será gerado, muito distinto deste do presente estudo, representados por sulfatos, óxidos de ferro primários e silicatos primários.

No processo CIP (Figura 7), o ROM (*run of mine*), denominação dada ao minério ao chegar na usina para o beneficiamento, é descarregado em peneiras, que abastecem um silo. Os matacões retidos sobre a peneira são quebrados por rompedor hidráulico. Do silo, o minério é levado por alimentadores de sapata para uma peneira vibratória, cujo *oversize*, porção retida sobre a peneira, alimenta um britador de mandíbulas. O produto britado e o *undersize*, porção passante da peneira vibratória, alimentam um circuito de moagem, formado por um moinho semi-autógeno. O *undersize* deste moinho é bombeado para uma bateria de ciclones, sendo o *underflow*, fração grossa da ciclonagem, enviado ao moinho de bolas, que opera em circuito fechado com peneira vibratória. Já o *overflow*, fração fina, segue para o circuito hidrometalúrgico, onde é colocado em meio aquoso e recebe CaO (visando elevar o pH para a faixa entre 10,2 e 10,5 conforme exigido pelo processo), e NaCN (para liberação do ouro).

Composto por duas baterias de cinco tanques de 730 m<sup>3</sup> cada, que realizam a cianetação da polpa, e duas baterias de seis tanques com 500 m<sup>3</sup> cada para a adsorção do carvão ativado, o circuito (Figura 8) recolhe o carvão rico, alimentando a dessorção, eletrólise, *replating* e fundição, onde se produz o *bullion* com 95% de ouro e 5% de prata. Já o carvão retorna ao circuito, passando por um forno de reativação térmica e eventual lavagem ácida (Igarapé Bahia, 1996; Valêncio, 1998; Gomes, 1999; Ribeiro, 2000).

### 1.6.2 Condições de disposição do rejeito

Após os procedimentos descritos anteriormente, o rejeito, na forma de uma lama avermelhada, finamente particulada, é bombeado para as bacias de deposição (Figura 9), também denominadas de módulos. A concepção inicial do projeto previa a construção de 15 bacias geminadas (Figura 10), com a possibilidade de ampliação da capacidade de estocagem, caso o horizonte do projeto excedesse os 15 anos considerados (Nogueira & Schuery, 1991; CVRD, 1997). Porém quando 9 bacias, das 15 previstas, ficaram prontas, a companhia optou pela prática

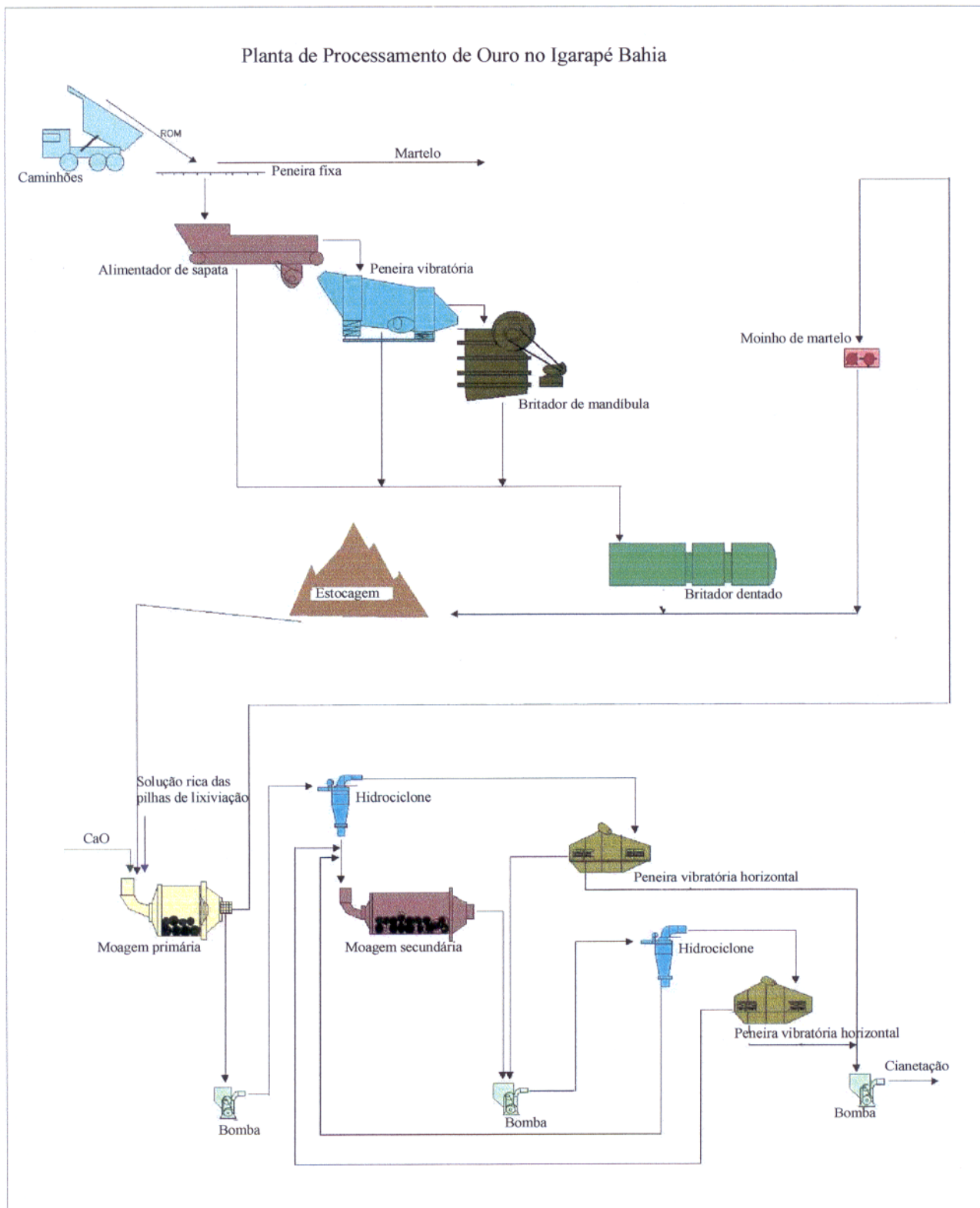


Figura 7 - Fluxograma de britagem, moagem e classificação. (Fonte: CVRD)



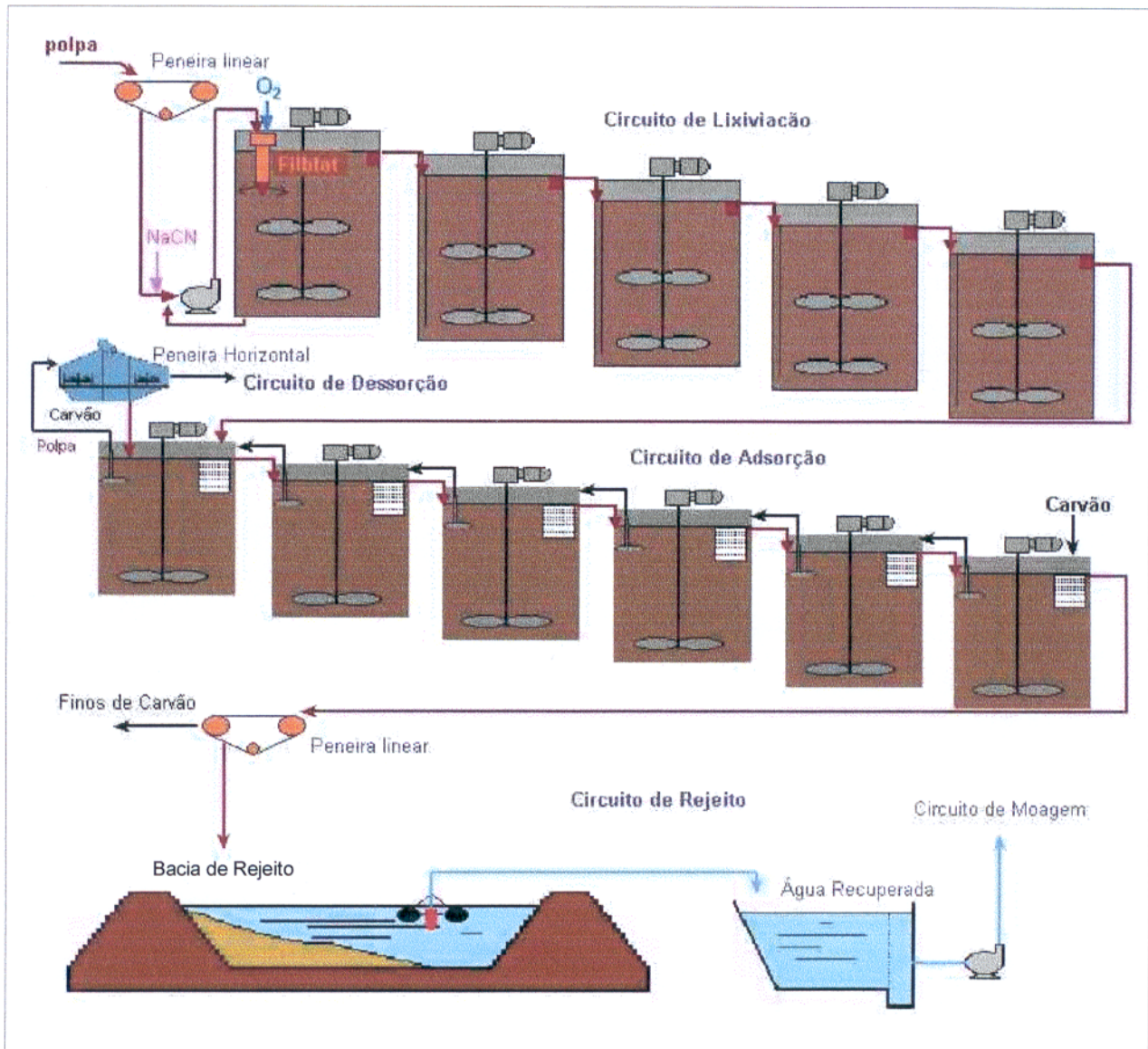


Figura 8 - Circuito de cianetação. (Fonte: CVRD)



Figura 9 - Bombeamento do rejeito para as bacias.

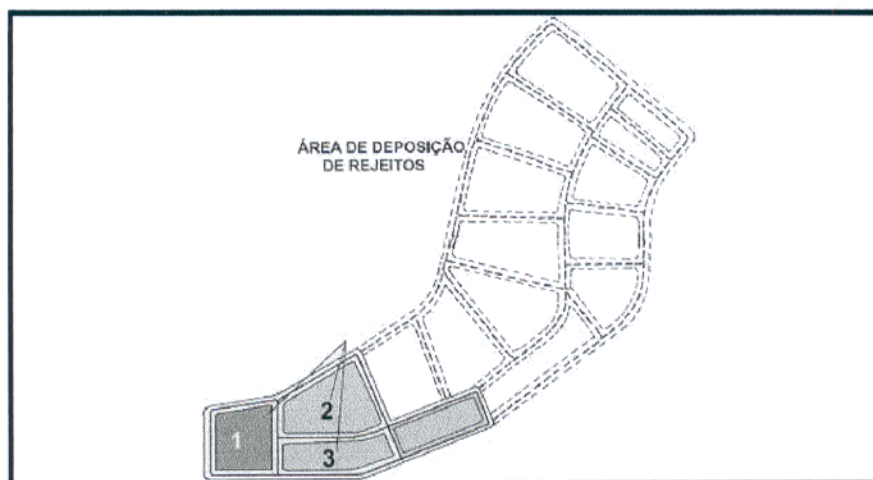


Figura 10 - Projeto inicial das bacias de deposicao de rejeitos



Figura 11- Expansão das bordas de uma bacia.



de alteamento, em aproximadamente 10 metros, das bacias já existentes (Figura 11), e, dessa maneira, poupar 130,2 ha de mata virgem correspondentes as 6 bacias que faltavam (Ribeiro, 2000). Em 1996 a mineradora utilizava o estéril gerado na lavra do corpo Furo Trinta para realizar esta prática, aumentando dessa maneira, a capacidade de armazenamento das mesmas (Igarapé Bahia, 1996). Essas bacias já receberam aproximadamente 20 milhões de toneladas de rejeito durante todo o período de funcionamento da mina até os dias de hoje, que foram estimados para um minério com teor de 4g/t (Tabela1).

Tabela 1 – Produção de ouro e produção de rejeitos na mina Igarapé Bahia

Ano	Ouro (ton/ano)	Rejeito <sup>***</sup> (ton/ano)
1991	4,50*	1.124.995,50
...	...	...
1995	10,10*	2.524.989,90
...	...	...
1997	10,60*	2.649.989,40
1998	11,18**	2.794.988,82
1999	11,11**	2.777.488,89
2000	11,10**	2.774.988,90
<b>TOTAL</b>	<b>82,19</b>	<b>20.547.417,81</b>

\* Brasil Mineral 141, 1996; 160, 1998.

\*\* Minérios e Minerales 244, 1999.

\*\*\* Este trabalho

As bacias são revestidas com manta plástica (que têm entre 10 e 15 anos de vida útil) e foram construídas especificamente para esse fim. A bacia 1 apresentava, inicialmente, uma forma quase quadrada, medindo cerca de 225m x 250m e 10m de profundidade em paredes inclinadas para o interior. As demais ficavam localizadas lado a lado e foram dimensionadas para comportarem a produção de um ano de rejeito (Costa *et al.*, 1996b) (Figura 12). Atualmente, 9 bacias estão completas, totalizando 10, com os rejeitos da planta piloto, que é o mais antigo, hoje com 11 anos. Sua área já está revegetada e é utilizada como um campo de futebol pelos funcionários da empresa (Figura 13). Na área lateral das bacias de 1 a 6, que hoje constituem apenas uma única, que está recebendo a deposição atual, foram construídos uma pista de pouso e um pequeno aeroporto (Figura 14). Enquanto que as bacias 7, 8 e 9, estão tendo suas bordas também expandidas, mas até a conclusão do trabalho de campo, elas não estavam recebendo nova deposição de rejeitos.



Figura 12 - Vista aérea das bacias de rejeito. (Fonte: CVRD)



Figura 13 - Área revegetada da Planta Piloto.

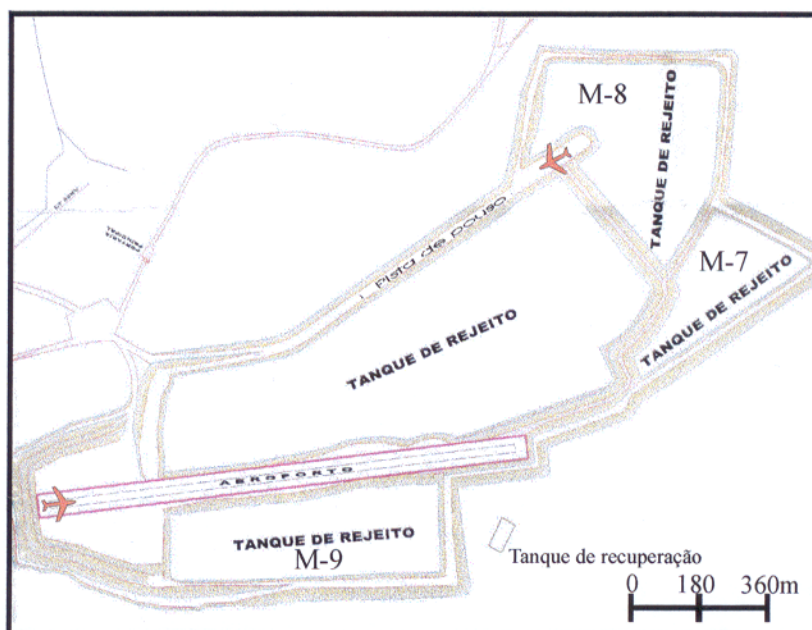


Figura 14 - Disposição atual das bacias de rejeito

Nessas bacias, parte da água utilizada no processo é recuperada (Figura 15) e volta para o circuito de moagem. O rejeito, entretanto, continua ainda com muita água, teor elevado de Ca, um pouco de Na, pH alcalino (em relação ao ROM) e está, é claro sujeito às intempéries (Costa *et al.*, 1996b). Encontra-se, portanto, em ambiente parcialmente fechado sem circulação ou circulação muito restrita, condições estas que são completamente distintas daquelas em que se encontra naturalmente o minério, na forma de rocha dura, em agregados grossos e compactos, com pouca água, ambiente circulante e pH ácido e ainda coberto por espessa cobertura de solos e densa vegetação de floresta tropical, protegido da insolação e do impacto direto da precipitação pluviométrica.



Figura 15 - Tanque de recuperação da água acumulada nas bacias, que retorna para o circuito de moagem.

## 2 MATERIAIS E MÉTODOS

### 2.1 ATIVIDADES PRÉ-CAMPO

Nesta etapa foi iniciada uma contínua pesquisa bibliográfica e confecção de um relatório para coleta de informações acerca de resíduos minerais, em especial dos estudos já realizados relacionados a mina Igarapé Bahia e outras atividades de mineração que produzam rejeitos similares, além de dados sobre sua lavra e beneficiamento.

### 2.2 ATIVIDADES DE CAMPO

#### 2.2.1 Concepção da Amostragem

Para este trabalho foram realizadas duas etapas de coleta de amostras, sendo a primeira em outubro de 2000, e a segunda em abril de 2001. Além dessas amostragens realizadas nesse período, foram utilizados os dados de Costa et al. (1996b), cujas amostras foram coletadas em 1995, para efeitos de comparação e avaliação desse material ao longo do tempo.

Tabela 2 - Concepção da amostragem dos materiais pesquisados em Igarapé Bahia.

ETAPAS	MATERIAL AMOSTRADO	IDADE
1995 (Costa et al., 1996b)	Planta Piloto (1990)	5 anos
	Módulo 1 (1991)	4 anos
	Efluente (1995)	Atual
	ROM (1995)	Atual
2000 (Este trabalho)	Planta Piloto (1990)	10 anos
	Módulo 7 (1997)	3 anos
	Módulo 8 (1998)	2 anos
	Efluente (2000)	Atual
	ROM (2000)	Atual



As medidas dos parâmetros físico-químicos, como pH, Eh e temperatura foram tomados *in situ*, utilizando-se aparelho portátil modelo OAKTON WD – 35615 - *Series*, visando avaliar a influência desses parâmetros nas eventuais reações dentro desses sistemas. As amostras foram coletadas nas diferentes bacias de deposição e também na usina de beneficiamento (Tabela 3).

Tabela 3 – Identificação das amostras coletadas em 2000.

<b>Amostras</b>	<b>Local de coleta</b>
PP1	Rejeito da planta piloto coletado a 0,40 m de profundidade no topo da pilha
PP2	Rejeito da planta piloto coletado a 1,00 m de profundidade no topo da pilha
PP3	Rejeito da planta piloto coletado a 2,00 m de profundidade no topo da pilha
PP4	Rejeito da planta piloto coletado a 0,80 m de profundidade na encosta da pilha
PP5	Rejeito da planta piloto coletado a 2,00 m de profundidade na encosta da pilha
B7S	Rejeito da bacia 7 coletado a 0,10 m de profundidade
B7M	Rejeito da bacia 7 coletado a 1,50 m de profundidade
B7F	Rejeito da bacia 7 coletado a 3,00 m de profundidade
B8S	Rejeito da bacia 8 coletado a 0,10 m de profundidade
B8M	Rejeito da bacia 8 coletado a 1,50 m de profundidade
B8F	Rejeito da bacia 8 coletado a 3,00 m de profundidade
BAS	Rejeito atual, recém saído da usina (efluente), coletado à saída da alimentação na bacia
ROM	Minério coletado na usina antes do circuito hidrometalúrgico, após moagem

### 2.3 ATIVIDADES DE LABORATÓRIO

Todas as 13 amostras deste trabalho descritas na tabela 3 foram submetidas a todos os ensaios, exceto ICP/AES e microssonda eletrônica, para os quais as amostras foram selecionadas. Os trabalhos de laboratório foram realizados de outubro de 2000 a agosto de 2001, com o objetivo de conhecer a composição mineralógica e química do material depositado, utilizando diferentes técnicas instrumentais de análises, através de métodos clássicos e espectroanalíticos, que serão descritos a seguir:

### **2.3.1 Preparação das Amostras e Análises Granulométricas**

As amostras foram secas em estufa a uma temperatura de 40°C, seguida de desagregação manual e quarteamento sistemático. Em seguida foram tratadas de acordo com o procedimento exigido para cada um dos métodos analíticos empregados.

A análise granulométrica foi realizada em meio úmido em um conjunto de seis peneiras com malhas #28, #35, #42, #100, #200 e #400, da série Tyler, utilizando-se 100 gramas de amostra do rejeito. Essas análises foram realizadas no Laboratório de Operações e Processos Químicos do Departamento de Engenharia Química/CT/UFPA.

### **2.3.2 Métodos Intrumentais de Análises Mineralógicas e Químicas**

#### **2.3.2.1 Microscopia Ótica**

No Laboratório de Mineralogia Básica do Grupo de Mineralogia Aplicada foi feita a descrição textural e mineralógica das seções polidas de rejeito impregnado para identificação de minerais pesados e verificar suas possíveis transformações, utilizando um microscópio da CARL ZEISS, modelo AXIOLAB POL, com luz refletida, ocular de 10X e objetivas de 10X, 20X e 50X, acoplado com máquina fotográfica MC 200 CHIP. Este trabalho também consistiu em um mapeamento das seções polidas para posterior análise no MEV/SED e microsonda eletrônica.

#### **2.3.2.2 Difractometria de Raios-X (DRX)**

A identificação dos minerais existentes no rejeito foi feita através de difração de raios-X pelo do método do pó (amostra total).

Para essas análises utilizou-se um difratômetro PHILIPS, modelo PW 3710 BASED, equipado com ânodo de cobre ( $\lambda_{CuK\alpha_1} = 1,54060\text{Å}$ ), com cristal monocromador e gerador de tensão e corrente ajustados para 45 kV e 40 mA, respectivamente. As condições para realização das análises foi de  $2\theta$  no intervalo de 5° a 65° steps de 0,02°. Os dados obtidos foram tratados através dos softwares APD (PHILIPS) e MINERVA, como banco de dados das fichas dos picos dos minerais encontrados, baseados no ICDD – International Center for Diffraction Data. Todas as análises foram realizadas no Laboratório de Difração de Raios-X do Departamento de Geoquímica e Petrologia/CG/UFPA.

### 2.3.2.3 Análises Térmicas (ATD/ATG)

As análises de ATD e ATG foram realizadas em um equipamento modelo PL Thermal Sciences com analisador térmico STA 1000/1500, da Stanton Redcroft Ltd., que tem forno cilíndrico vertical, com conversor digital acoplado a um microcomputador. As amostras são colocadas em um cadinho de platina, em quantidades variando entre 10 e 14 mg. A taxa de aquecimento foi de 20° C/min, com temperaturas final e inicial variando de 350 a 1100° C respectivamente, com correção de linha base via *software Termoplot*. Os equipamentos encontram-se anexados ao Laboratório de Difração de Raios-X do Departamento de Geoquímica e Petrologia/CG/UFPA.

### 2.3.2.4 Espectroscopia de Infravermelho (EIV)

Para este método são preparadas pastilhas transparentes circulares com 1,5 mg de amostra em 200 mg de brometo de potássio (KBr), que serão submetidas a análise em um espectrofotômetro Perkin – Elmer, modelo 1760 X FT- IR, acoplado a um microcomputador, com registros da faixa espectral de 4000 a 400  $\text{cm}^{-1}$ , com medição a cada 4  $\text{cm}^{-1}$ .

Foram analisadas 8 amostras, sendo 3 dos rejeitos brutos, 2 dos rejeitos após extração de fases minerais, 2 dos concentrados que foram calcinados e 1 do ROM, visando a identificação das bandas de absorção dos diferentes minerais que constituem o rejeito, bem como as bandas de absorção do anatásio nos concentrados minerais.

### 2.3.2.5 Microsonda Eletrônica

Para análise quantitativa dos minerais encontrados no rejeito selecionou-se 3 seções polidas que, após metalização com carbono, foram analisadas através de microsonda eletrônica JEOL 5XA 8600 com 5 espectrômetros e analisador Voyager, com corrente de 20,1 nA e feixe eletrônico de 5  $\mu\text{m}$  de diâmetro, pertencente ao Instituto de Geociências da USP, pelo orientador.

### 2.3.2.6 Microscopia Eletrônica de Varredura/Sistema de Energia Dispersivo (MEV/SED)

Para estas análises, as amostras foram inicialmente metalizadas com ouro com um aparelho EMITEC K550, sob vácuo de  $3 \times 10^{-1}$  bar e corrente de 25 mA. Em seguida analisadas em um Microscópio Eletrônico de Varredura LEO 1450VP, com operação totalmente controlada via *software*, através de *mouse*, teclado, *joystick*, para a obtenção das imagens com o objetivo de

verificar os aspectos morfológicos, as modificações texturais e o tamanho dos cristais. A obtenção das análises semiquantitativas foi através de um sistema de espectrometria de dispersão raios-X (SED 500 DP). Essas análises foram realizadas comercialmente e acompanhadas pela mestrandia, no laboratório de Microscopia Eletrônica de Varredura do Museu Paraense Emílio Goeldi, em Belém-PA.

#### 2.3.2.7 Análises Químicas Via Úmida

Os elementos maiores, apresentados na forma de óxido foram analisados por diferentes metodologias: gravimetria ( $\text{SiO}_2$  e perda ao fogo), volumetria ( $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{FeO}$ ) e colorimetria ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$  e  $\text{P}_2\text{O}_5$ ). O método de abertura/digestão das amostras foi por fusão alcalina com tetraborato de lítio. Estas análises foram realizadas no laboratório de análises químicas do Departamento de Geoquímica e Petrologia/CG/UFPA.

#### 2.3.2.8 Espectrometria de Absorção Atômica (EAA)

Para os seguintes elementos Ca, Mg, Na e Mn, presentes no minério ou incorporados durante o processo de beneficiamento, foi utilizada a espectrometria de absorção atômica através de espectrômetro PERKIN ELMER 3300, após abertura total triácida das amostras, seguida de diluição adequada. Estas análises foram realizadas no laboratório de absorção atômica do Departamento de Geoquímica e Petrologia/CG/UFPA.

#### 2.3.2.9 Espectrografia de Emissão Atômica com Plasma-acoplado Induzido (ICP-AES)

Essas análises foram realizadas em amostra total para determinação dos seguintes elementos: V, Cr, Co, Ni, Cu, Zn, Ga, Ge, As, Rb, Sr, Y, Zr, Nb, Mo, Ag, In, Sn, Sb, Cs, Ba, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Lu, Hf, Ta, W, Tl, Pb, Bi, Th e U, nos laboratórios da Activation Laboratories Ltd. – Actlabs, em Ontário no Canadá. As amostras selecionadas para esta análise foram: ROM, BAS, PP1, PP5, B7S e B7F.

#### 2.3.2.10 Extrações Seletivas para Concentrações de Fases Mineralógicas

Para a separação de fases mineralógicas, a fim de concentrar principalmente os minerais de titânio, foi realizado o seguinte experimento, adaptado de Corrêa (1996):



⇒ Tratamento da amostra com HCl (1:1) a quente, seguida de digestão em banho de areia na chapa aquecedora por 1 hora. Depois a amostra é lavada com água deionizada, seguida de secagem em estufa a 105 ° C, a fim de destruir a estrutura dos oxi-hidróxidos de ferro.

⇒ Aquecimento da fração obtida na etapa anterior a 550 °C durante uma hora, a fim de destruir a estrutura da caulinita, com o objetivo de melhor visualizar os picos do anatásio nos espectros de DRX.

### 3 RESULTADOS

#### 3.1 CARACTERÍSTICAS FÍSICAS DO MINÉRIO E DOS REJEITOS

##### 3.1.1 Distribuição Granulométrica

Dentre os materiais analisados neste trabalho, o minério tem um aspecto terroso a maciço, enquanto que os rejeitos possuem uma característica lamosa, decorrente do processo de moagem e tratamento aquoso que sofreram, bem como do ambiente em que se encontram atualmente confinados. Ambos apresentam uma coloração marrom-avermelhada e, tanto os rejeitos quanto o minério após o processo de moagem encontram-se em uma granulometria média de 66,38% abaixo de 38 $\mu$ m (Tabela 4). Esta baixa granulometria é fruto da intensa operação de fragmentação à qual o minério é submetido durante o processamento mineral, para liberação do ouro que se encontra em micropartículas.

Tabela 4 - Percentual da granulometria <38 $\mu$ m nos diferentes materiais da mina de Igarapé Bahia

Amostra	Granulometria < 38 $\mu$ m
ROM	49,94
BAS	46,47
PP1	91,88
B7S	73,24
B7M	77,29
B7F	26,80
B8S	92,58
B8M	72,39
B8F	66,85
<b>média</b>	<b>66,38</b>

A distribuição granulométrica das partículas acima de 38 $\mu$ m para os perfis 7 e 8, mostra que os finos concentram-se, principalmente, nas amostras que representam o topo dos perfis das bacias de deposição, enquanto que nas amostras da parte inferior das bacias essa concentração diminui gradativamente. Para essas partículas acima de 38 $\mu$ m, o que pode ser verificado é que, no geral, a maior parte delas concentra-se na fração abaixo de 147 $\mu$ m. O material está, portanto, bastante fragmentado (Figuras 16 e 17).

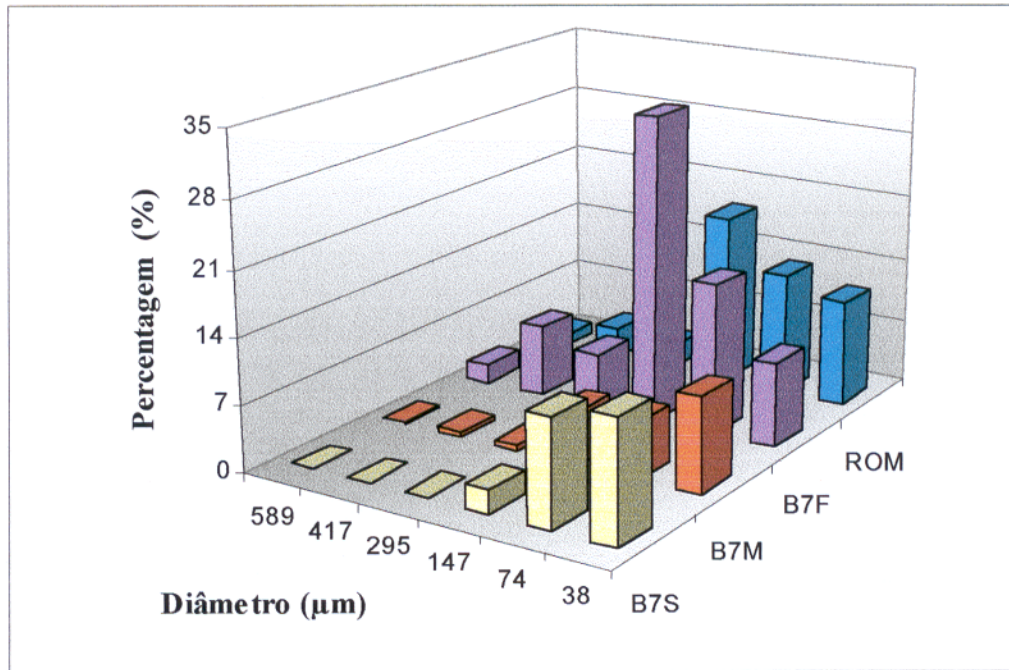


Figura 16 – Distribuição granulométrica no perfil 7.

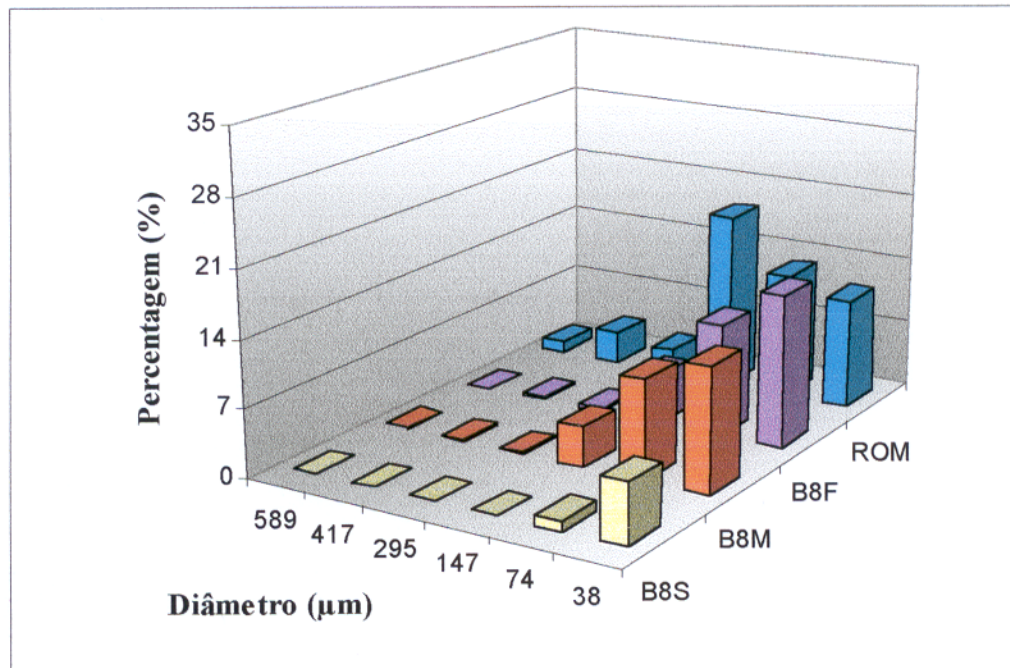


Figura 17 – Distribuição granulométrica no perfil 8.

A amostra PP1, mais antiga, foi a que apresentou a maior percentagem de partículas abaixo de  $38\mu\text{m}$ , o que não significa que tenha sofrido uma moagem mais eficiente, isto pode ser somente uma consequência de decantação mais rápida das partículas maiores que, possivelmente, estão em profundidade não alcançada nesta amostragem. Com relação a amostra BAS, como era de se esperar, apresenta comportamento semelhante ao das demais incluindo a amostra do ROM, o que pode ser observado na Figura 18.

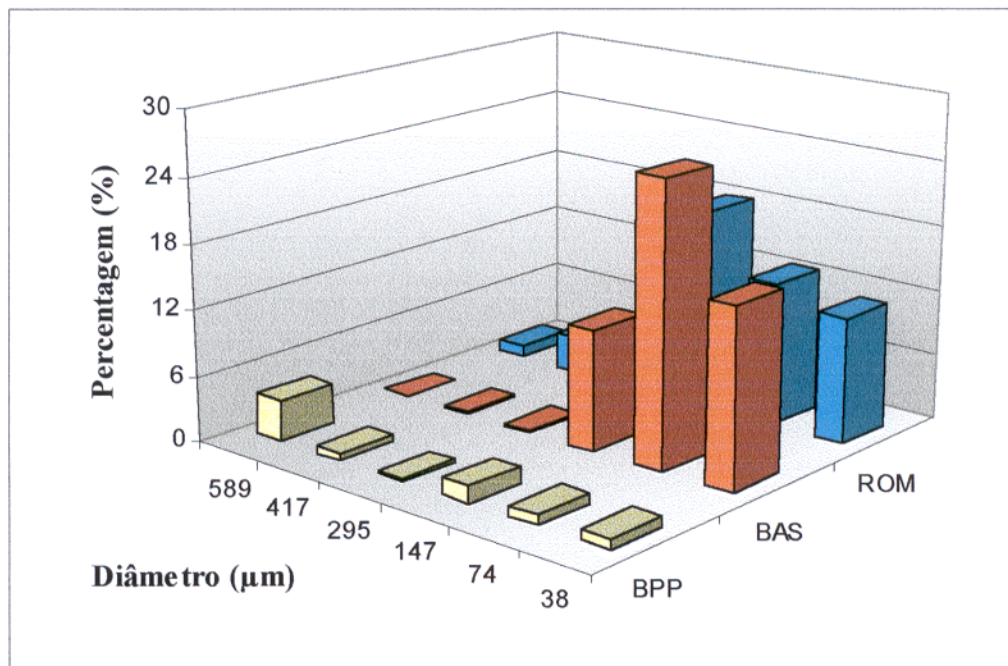


Figura 18 – Distribuição Granulométrica das amostras BPP, BAS e do ROM.

Estudos mineralógicos para as diferentes frações obtidas na distribuição granulométrica feitos por difração de raios-x, mostram que as frações mais finas (amostra B7F), tendem a se enriquecer em gibbsita e nas frações mais grossas predominam os oxi-hidróxidos de ferro como a goethita e a hematita (Figura 19). O que pode ser atribuído a dureza e a densidade desses minerais, visto que a primeira influencia diretamente no processo de fragmentação sofrido pelo minério durante o processamento mineral, pois a gibbsita apresenta uma dureza entre 2,5 - 3,5 e a hematita e a goethita na faixa de 5 a 6,5 (Klein & Hurlbut, 1993). Para as demais amostras o mesmo comportamento foi observado, embora algumas delas também apresentem enriquecimento de caulinita nas frações mais finas.

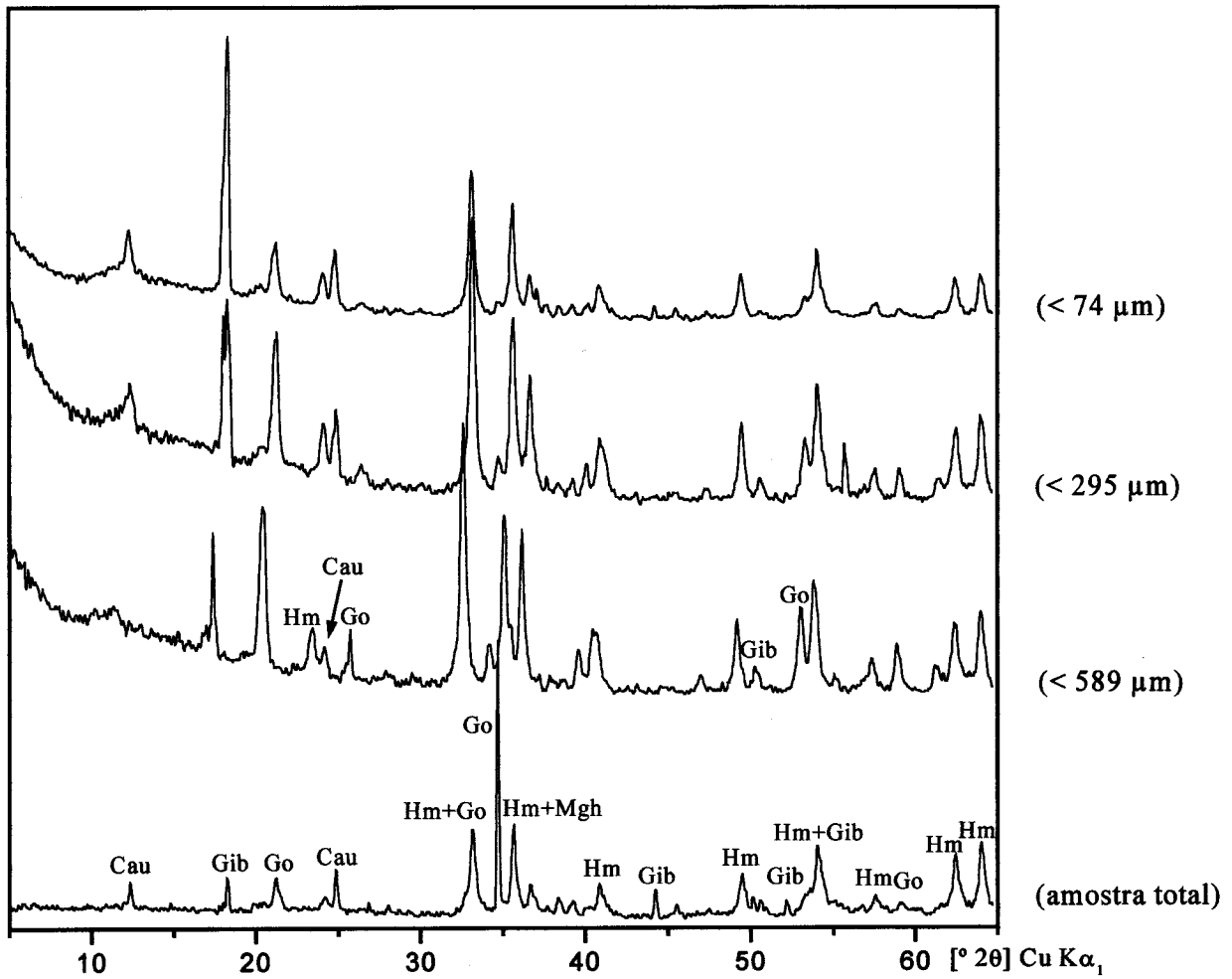


Figura 19 - Padrões de difração de raios-x das diferentes frações granulométricas do rejeito do módulo 7, comparados com amostra total (não peneirada).

### 3.1.2 Parâmetros Físico-Químicos

Os resultados dos primeiros estudos (Costa *et al.*, 1996b) mostraram que os resíduos do material mais novo (módulo 1) apresentavam pH ainda alcalino (pH=8,23) (resultante da alcalinização exigida pelo processo industrial), semelhante ao do efluente (pH=8,65). Entretanto os valores médios dos rejeitos mais antigos, da planta piloto (pH=5,60), assemelhavam-se aos do ROM (pH=5,64), o que, na época, já indicava uma tendência natural de diminuição do pH com o passar do tempo. Para os resultados de Eh pôde-se chegar às mesmas conclusões, visto que seus valores acompanham as mudanças de pH de maneira inversa, ou seja, aumentam (Tabela 5 e Figura 20).

Diante desses dados deduziu-se que os rejeitos, com o tempo, retomam suas condições naturais de Eh-pH, ou, mesmo, que poderiam ultrapassar esses limites gerando um ambiente ácido e oxidante. Os dados atuais confirmam essas interpretações (Tabela 5 e Figura 20), visto que os rejeitos da planta piloto, decorridos mais 5 anos, vêm, progressivamente, sofrendo uma pequena, porém contínua, diminuição em tais valores (pH=5,14), ficando desta maneira mais baixo que o ROM (pH=5,70). Com relação às bacias mais recentes, pode-se fazer a mesma avaliação, onde o pH inicialmente é alcalino e com o decorrer do tempo vai diminuindo, as bacias 7 e 8 apresentaram pH médios de 8,45 e 9,04, respectivamente, mostrando também uma semelhança com o resíduo atualmente depositado (pH=9,89). Dessa maneira, os valores de pH menores que as condições naturais confirmam a ambiência fechada.

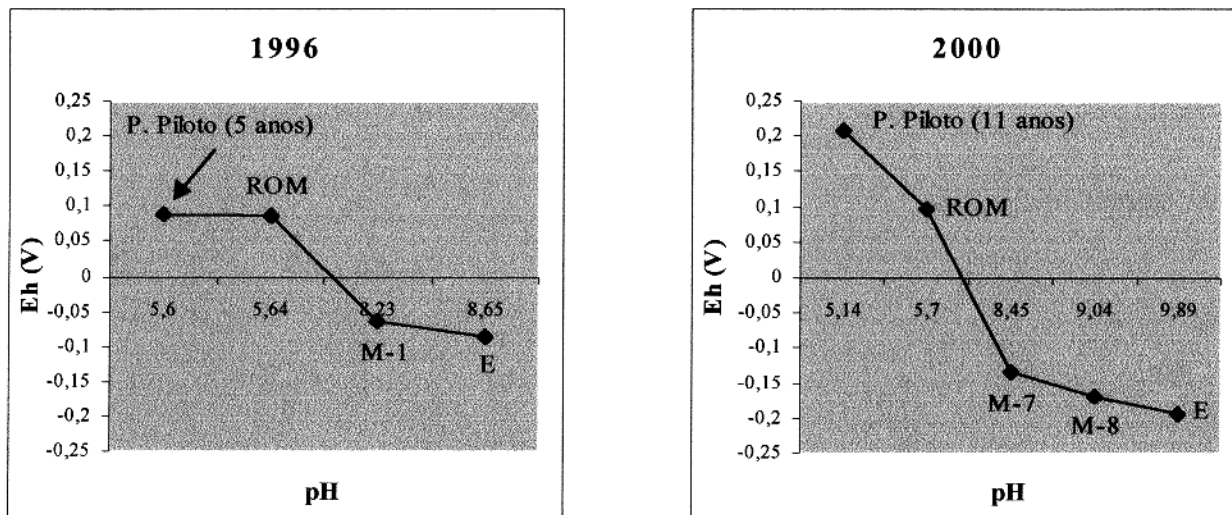


Figura 20 - Variação de pH e Eh do ROM e dos rejeitos em 1996 e em 2000, respectivamente.

Tabela 5 - Valores de pH e Eh do ROM e dos rejeitos em 1996 e em 2000

Amostras	pH	Eh (mV)
Planta Piloto*	5,60	88,00
ROM*	5,64	86,00
Módulo 1*	8,23	-63,00
Efluente*	8,65	-86,00
Planta Piloto**	5,14	180,81
ROM*	5,70	83,24
Módulo 7**	8,45	-99,10
Módulo 8**	9,04	-103,30
BAS**	9,89	-194,20

\*Segundo Costa *et al.*, 1996

\*\* Este trabalho, 2000

## 3.2 CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA

### 3.2.1 Do ROM

#### 3.2.1.1 Por Difração de Raios-X

Os estudos mineralógicos com base na difração de raios-x, para as amostras do ROM em 1996 mostraram que, o minério era constituído basicamente por hematita, caulinita, gibbsita, goethita, anatásio e Al-fosfatos, e, à época do trabalho de campo em 1995 esse minério era proveniente do corpo Furo 30, porção sul da zona mineralizada. Embora não tenha sido possível inserir os padrões de difração desse material neste trabalho, visto que os dados estão disponíveis somente em papel impresso (obtidos por Costa *et al.*, 1996b), foi verificado que havia um enriquecimento dos oxi-hidróxidos de ferro, e um empobrecimento em caulinita e gibbsita. Nos resultados obtidos para este trabalho foi registrado no minério a presença de hematita, caulinita, gibbsita, goethita e quartzo, e ainda maghemita, mas diferentemente daquele trabalho não foi detectada a presença de anatásio e Al-fosfatos, o que não significa que esses dois minerais não estejam presentes neste material, esse resultado pode ter sido uma consequência da preparação da amostra no laboratório ou mesmo que esses minerais estejam abaixo do limite de detecção, além do que em gossans o teor de  $TiO_2$  é muito baixo (Figura 21).



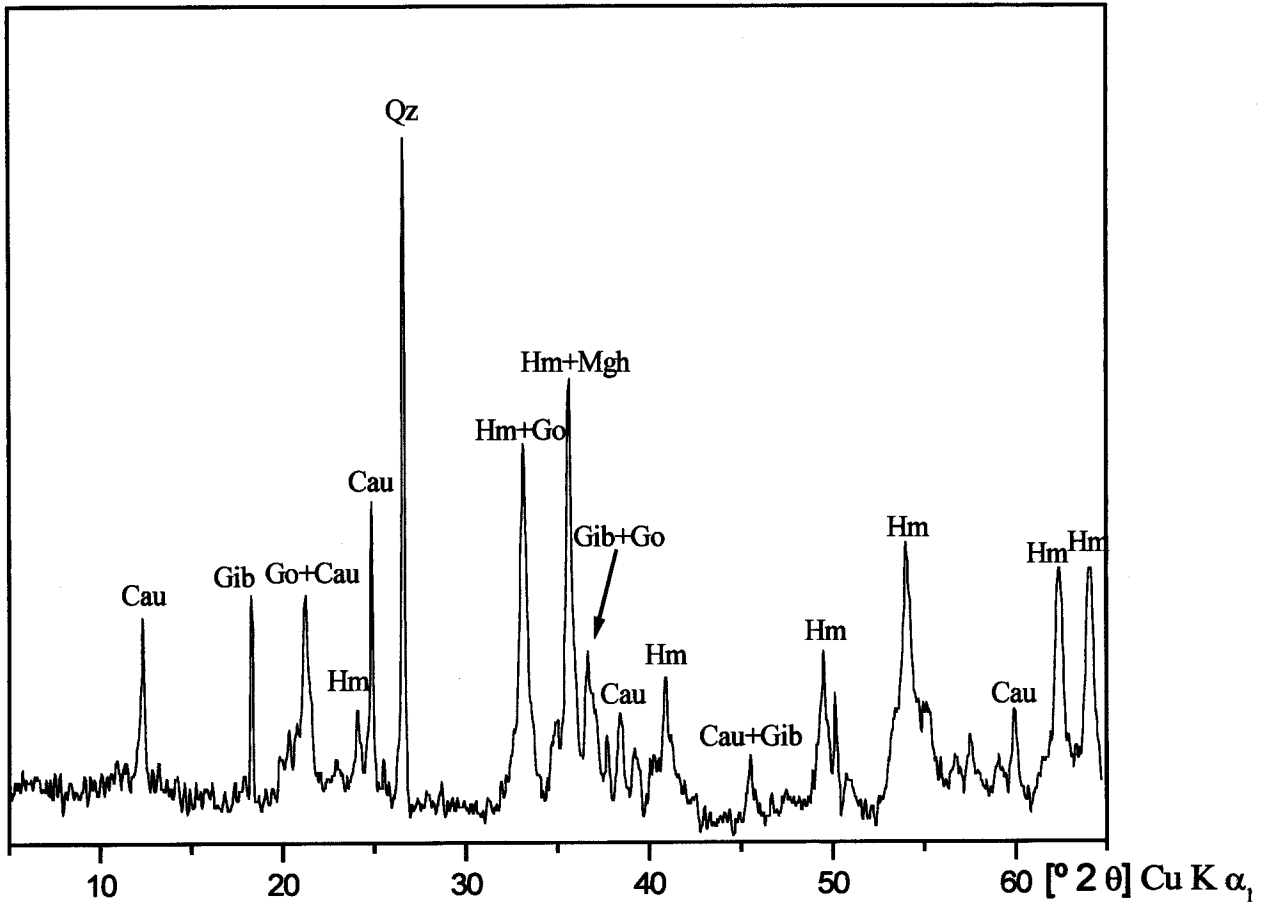


Figura 21 - Padrão de difração de raios-x para amostra do ROM (2000) de Igarapé Bahia.



### 3.2.1.2 Por Análises Térmicas (ATD/ATG)

Esses métodos permitem identificar e medir as mudanças de peso e energia que ocorrem quando um mineral, ou outra substância química, é submetido ao tratamento térmico. Na análise termogravimétrica (ATG) é medida a perda de massa, geralmente durante a desidratação, causada pela saída de água intersticial (adsorvida) e estrutural, enquanto que a análise termodiferencial (ATD) registra a emissão ou absorção de calor durante o aquecimento, cujas reações podem ser exotérmicas (quando ocorrem mudanças na estrutura do mineral, formando nova estrutura) ou endotérmicas (quando há perda de água, seja adsorvida ou estrutural). Convencionalmente, quando os picos localizam-se abaixo de zero, tem-se as reações endotérmicas, para as reações exotérmicas ocorre o inverso (Mackenzie, 1970; Smykatz-Kloss, 1974).

Nos óxidos de ferro contendo OH estrutural, como a goethita, a perda de massa ocorre entre 250-400 °C, segundo uma reação de desidroxilação e, mesmo os óxidos puros como a hematita pode conter algum OH na sua estrutura, caso esteja finamente particulado. Neste caso a perda de massa, referente a água adsorvida, deve ocorrer entre 100-200 °C (Cornell & Schwertmann, 1996).

Para Cornell & Schwertmann (1996), na análise termodiferencial a goethita apresenta uma endoterma na faixa 260-320 °C, segundo Mackenzie (1970) e Smykatz-Kloss (1974), isto ocorre a aproximadamente 380 °C, mas isso só é válido para goethitas bem ordenadas, e depende do teor de alumínio. Já a hematita, devido a sua estabilidade à altas temperaturas, em suas curvas de ATD publicadas não mostra efeito térmico no limite de 0-1000 °C, mas, na realidade, um pequeno pico ocorre a 680 °C (Mackenzie & Berggren, 1970).

A maghemita, transforma-se em hematita com o aquecimento, mas a temperatura de transição varia notadamente com o grau de cristalinidade da amostra. Na curva de uma amostra sintética essa transformação ocorre a 565 °C (Mackenzie, 1970).

A gibbsita tem um largo efeito endotérmico na região entre 300-330 °C (Mackenzie, 1970), enquanto que a caulinita tem uma curva de ATD que mostra uma forte deflexão endotérmica entre 530 e 700 °C, causada pela desidroxilação, e um pequeno efeito exotérmico entre 940-1000 °C, proveniente da cristalização de uma fase espinélio (Mackenzie, 1970; Santos, 1992).

Em um gráfico conjugado de ATD/ATG tem-se o comportamento da amostra ROM (Figura 22), onde observa-se que na faixa de 250 a 380 °C a amostra apresenta uma perda de

massa de 3,24 %, que corresponde à gibbsita e goethita, que devido aos picos estarem quase sobrepostos não foi possível quantificar, em seguida entre 480 e 680 °C tem-se uma outra perda de 3,45 %, que corresponde a aproximadamente 25,5 % de caulinita. Um pico endotérmico, compreendido entre 250 e 320 °C, indica a desidroxilação da gibbsita, em seguida tem-se outro na faixa de 320 e 380 °C, que é indicativo de goethita. O pico endotérmico caracterizado pela perda de OH da caulinita, está compreendido entre 480 e 680 °C, enquanto que o pico exotérmico, resultado da nucleação da mulita aparece entre 920 e 980 °C.

Complementando as análises de DRX, onde foram identificados os minerais constituintes do minério, este método permitiu avaliar e quantificar a perda de massa de minerais como caulinita, gibbsita e goethita, durante o aquecimento, pela saída de água intersticial (adsorvida) e estrutural. Pôde-se verificar ainda que, apesar da superposição dos picos da gibbsita e da goethita, nessa amostra há predominância de goethita sobre a gibbsita.

### 3.2.1.3 Por Infravermelho

Como análise complementar esta técnica foi utilizada para auxiliar na identificação das fases minerais presentes nos diferentes materiais estudados neste trabalho, é um método rápido, econômico e não destrutivo. Sua região encontra-se entre o visível e as microondas, onde a frequência é normalmente expressa em número de onda ou centímetros recíprocos ( $\text{cm}^{-1}$ ), que são o número de ondas por centímetro (Russel & Fraser, 1994).

Segundo Cornell & Schwertmann (1996), para os óxidos de ferro os espectros de infravermelho originam-se como um resultado das interações entre esses óxidos com a radiação eletromagnética no limite de comprimento de onda entre 1-300  $\mu\text{m}$ . Essas interações envolvem excitação das vibrações ou rotação das moléculas em seus estados eletrônicos fundamentais e são associadas com deformações de estiramento das ligações interatômicas e deformações de dobramento dos ângulos de interligações. A frequência da radiação absorvida depende dos níveis de energia rotacional e das constantes de força das ligações interatômicas.

Para as goethitas uma intensa banda devido a um forte estiramento na hidroxila é observada a  $3140 \text{ cm}^{-1}$  (Cornell & Schwertmann, 1996), segundo Russel & Fraser (1994) outras bandas de deformação OH ocorrem a  $893 \text{ cm}^{-1}$  (no plano) e  $794 \text{ cm}^{-1}$  (fora do plano).

No caso da hematita o espectro mostra que ela tem várias bandas em comum com aquelas dos demais oxi-hidróxidos de ferro. Além disso, com exceção das bandas  $463 \text{ cm}^{-1}$  e  $425 \text{ cm}^{-1}$ , todas

as outras nem sempre aparecem no espectro (Van der Marel & Beutelspacher, 1976). Nos óxidos de ferro as bandas de deformação e as bandas reticulares de baixa frequência são difíceis de identificar no espectro de argilas ricas em silicatos laminares (Russel & Fraser, 1994).

A caulinita apresenta um dublete  $3700 - 3620 \text{ cm}^{-1}$ , e bandas de deformação OH a  $938, 916 \text{ cm}^{-1}$ , que segundo Russel & Fraser (1994), são típicos do grupo da caulinita. Outras bandas para caulinita aparecem a  $1100, 1032, 1008, 694, 539, 471, 431 \text{ cm}^{-1}$  (van der Marel & Beutelspacher, 1976). Considerações mais detalhadas para identificação deste mineral por infravermelho foram feitas por Souza (2000).

A maior característica diagnóstica da gibbsita é seu modelo de bandas de estiramento OH. Ela mostra um dublete  $3391-3373 \text{ cm}^{-1}$ , o qual nem sempre é observado, mas o quarteto de bandas a  $3620, 3527, 3464 \text{ e } 3380 \text{ cm}^{-1}$ , e as bandas de deformação OH  $1017 \text{ e } 366 \text{ cm}^{-1}$  são bastante diagnósticas (Russel & Fraser, 1994).

No espectro em infravermelho para a amostra ROM (Figura 23), observa-se as quatro bandas de vibração OH da caulinita entre  $3695-3619 \text{ cm}^{-1}$ , bem como uma banda de deformação OH a  $913 \text{ cm}^{-1}$ , para a caulinita tem-se ainda bandas em  $1099, 1033-1008, 695, 539, 470 \text{ e } 433 \text{ cm}^{-1}$ , mas devido a fraca intensidade da banda em  $3668 \text{ cm}^{-1}$  e a ausência da banda em  $938 \text{ cm}^{-1}$ , pode-se dizer que essa caulinita é de baixa cristalinidade, segundo Russel & Fraser (1994).

A presença da gibbsita é observada a  $3619 \text{ e } 3527 \text{ cm}^{-1}$ , porém a ausência de bandas em  $3464, 3380, 1017 \text{ e } 366 \text{ cm}^{-1}$ , além do dublete  $3391 - 3373 \text{ cm}^{-1}$  sugerem que este mineral não está bem cristalizado nesta amostra (Russel & Fraser, 1994). Para os minerais de ferro a identificação não foi possível através deste método, visto que suas bandas tornam-se difíceis de identificar na presença de argilas, como mencionado anteriormente. Entretanto este método forneceu dados importantes a respeito da composição e da estrutura interna dos demais minerais.

## **3.2.2 Dos Rejeitos**

### **3.2.2.1 Por Difração de Raios-X**

Analogamente aos resultados de difração de raios-X do ROM, os resultados para os rejeitos, sugeriram, na primeira fase de pesquisa, que os diferentes materiais constituintes das bacias de resíduos eram basicamente formados pelos mesmos minerais do ROM, que era o indicativo de que o processamento industrial não havia proporcionado, até então, a formação de

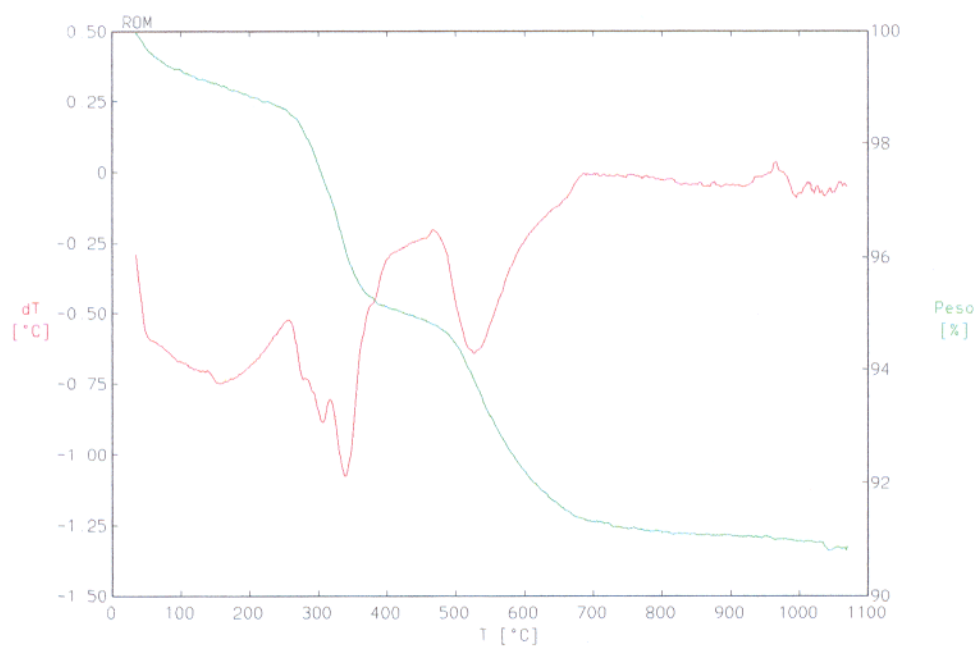


Figura 22 - Curvas conjugadas de ATD/ATG do ROM de Igarapé Bahia

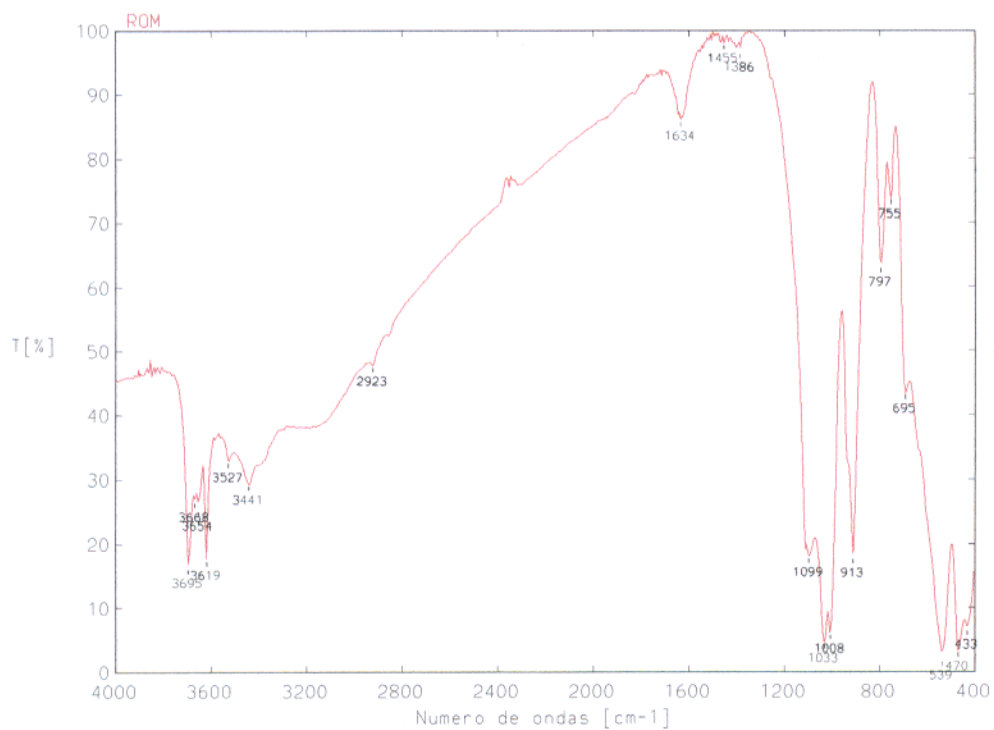


Figura 23 - Espectro de infravermelho do ROM de Igarapé Bahia

nenhuma nova espécie mineral. Foi verificado também, que os rejeitos nas diferentes bacias não apresentavam a mesma composição mineralógica, visto que nos rejeitos da planta piloto, não foi detectada a presença de goethita, maghemita ou Al-fosfatos, e estes rejeitos apresentavam ainda concentrações de gibbsita e caulinita maiores que as do módulo 1, que por sua vez apresentava teores mais elevados de hematita e maghemita.

Os rejeitos da planta piloto, particularmente, puderam ser comparados nos dois períodos distintos e pôde-se perceber que durante esse espaço de tempo entre as duas etapas de pesquisa, não houve grandes mudanças em sua composição, uma pequena diferença aconteceu em relação a presença de maghemita, que nos estudos atuais foi detectada, o que não aconteceu em 1996, provavelmente devido às condições de amostragem ou ainda de preparação de amostra (Figura 24).

Os padrões de difração de raios-x dos rejeitos mais recentes (módulo 7, módulo 8 e BAS) são muito semelhantes (Figura 24), não sendo evidenciada nenhuma distinção nas suas composições mineralógicas. Possivelmente esses rejeitos foram frutos de processos alimentados com ROM's de mesma composição, visto que a diferença da idade de deposição entre eles é de apenas um ano.

### 3.2.2.2 Por Análises Térmicas

Em um gráfico conjugado de ATD/ATG tem-se o comportamento térmico dos rejeitos da planta piloto (Figura 25), onde pode ser observado que entre 260 e 350 °C a amostra apresenta uma perda de massa de 4,6%, que corresponde a aproximadamente 14,4% de gibbsita, e na faixa de 320 - 390° C ocorre outra perda de massa de 5%, correspondente a presença de matéria orgânica e de goethita, que devido a sobreposição dos picos não foi possível quantificar, em seguida entre 450 e 560 °C tem-se uma perda de massa 5,2%, que corresponde a aproximadamente 30,7% de caulinita.

Um pico endotérmico, compreendido entre 260 e 350° C, indica a presença de gibbsita, aparentemente em grande quantidade, em seguida temos um exotérmico, indicativo de matéria orgânica e imediatamente a esse um outro endotérmico, relativo a goethita, sendo que ambos aparecem superpostos na faixa de 320 a 390° C. O pico endotérmico caracterizado pela perda de OH da caulinita, está compreendido entre 450 e 560 °C, enquanto que o pico exotérmico, resultado da nucleação da mulita aparece entre 920 e 960 °C.

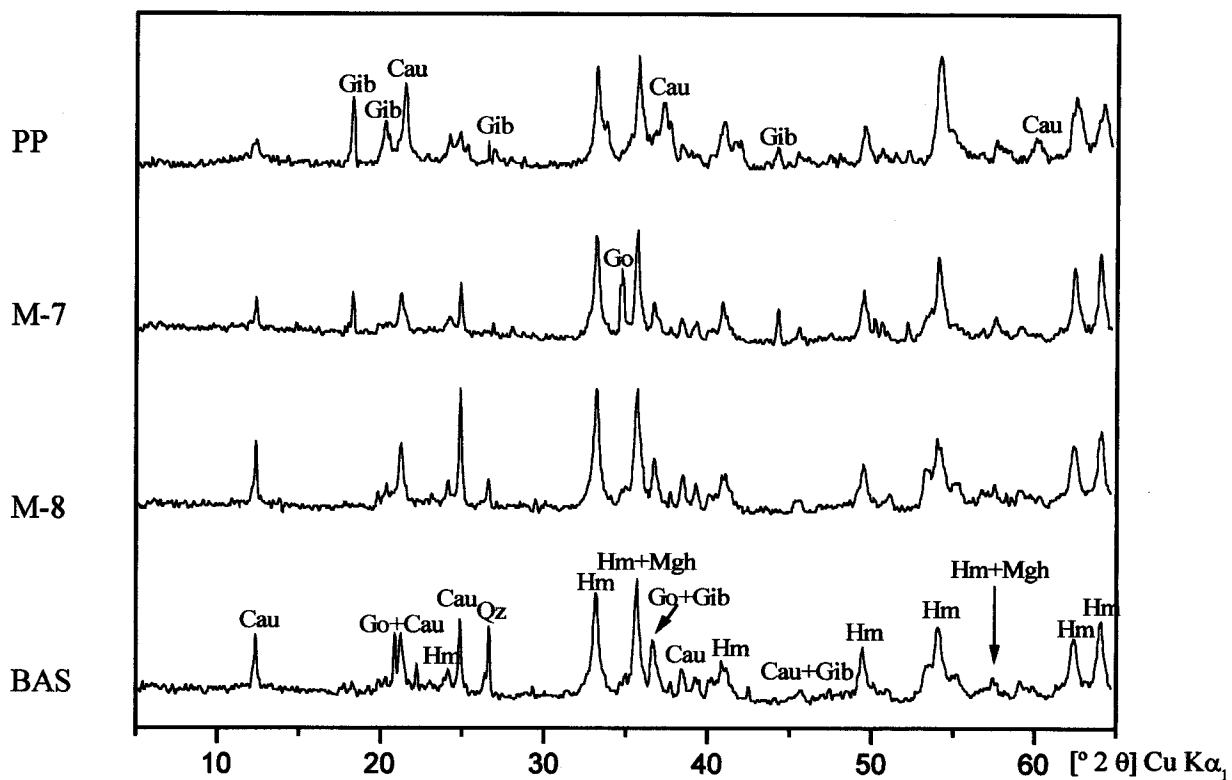


Figura 24 - Padrão de difração de raios-x dos rejeitos das diferentes bacias



Para os rejeitos mais recentes, observa-se um comportamento distinto ao da planta piloto, as amostras B7F e B8F (Figura 26) apresentam descontinuidades mais acentuadas na curva de ATG, para a amostra B7F tem-se uma perda de massa de 3,6% na faixa de 270-380 °C, que corresponde a gibbsita e goethita, não quantificada dada a proximidade dos picos, outra perda de 2,6% ocorre na faixa de 480 a 650 °C, que corresponde a 19,4% de caulinita. Na amostra B8F essas perdas ocorrem praticamente na mesma faixa de temperatura, sendo de 2,7% de gibbsita e goethita e a outra de 4,4%, que corresponde a 32,9% de caulinita.

Com relação à ATD, pode-se notar que na amostra B7F os dois picos endotérmicos relativos a gibbsita e a goethita, entre 270 e 380 °C, aparecem bem próximos, e na amostra B8F estão quase que totalmente superpostos, o que indica que no módulo 7 a gibbsita é predominante à goethita, e o oposto acontece no módulo 8, onde a predominância é de goethita. Não é possível afirmar qual dos módulos apresenta a maior quantidade de gibbsita ou de goethita, pois não foi possível quantificar a perda de massa individual, devido a superposição dos picos. Isto só foi realizado para a caulinita que no módulo 8 é mais abundante.

Na curva de ATD, o pico característico da desidroxilação da caulinita, entre 480 e 680° C, na amostra B8F aparece bem maior do que na amostra B7F, o que já ficou evidente com a perda de massa, e na faixa de 680 °C aparece uma fraca deflexão em ambos, que segundo Mackenzie (1970), é um pequeno pico de hematita, que geralmente ocorre próximo a 680° C.

A amostra BAS, que corresponde ao atual rejeito depositado, como era de se esperar apresenta um comportamento semelhante ao do ROM (Figura 27), apresentando em 280-480 °C uma perda de massa de 2,8%, correspondente a gibbsita e goethita, e outra de 3,3% em 470-690 °C, que corresponde a 24,7% de caulinita. O pico da gibbsita bem discreto, como um pequeno ombro do pico maior referente à goethita, aparece em 280-380 °C, enquanto que em 470-690 °C, está o pico da caulinita, com uma deflexão em 680 °C, provavelmente de hematita, como visto anteriormente.

Estes resultados obtidos através deste método indicam, em um primeiro momento que, os rejeitos da planta piloto são mais enriquecido em gibbsita, quando comparados com os demais, além de serem os únicos em que foi possível identificar a matéria orgânica, o que era esperado, diante do fato de já possuírem área revegetada.

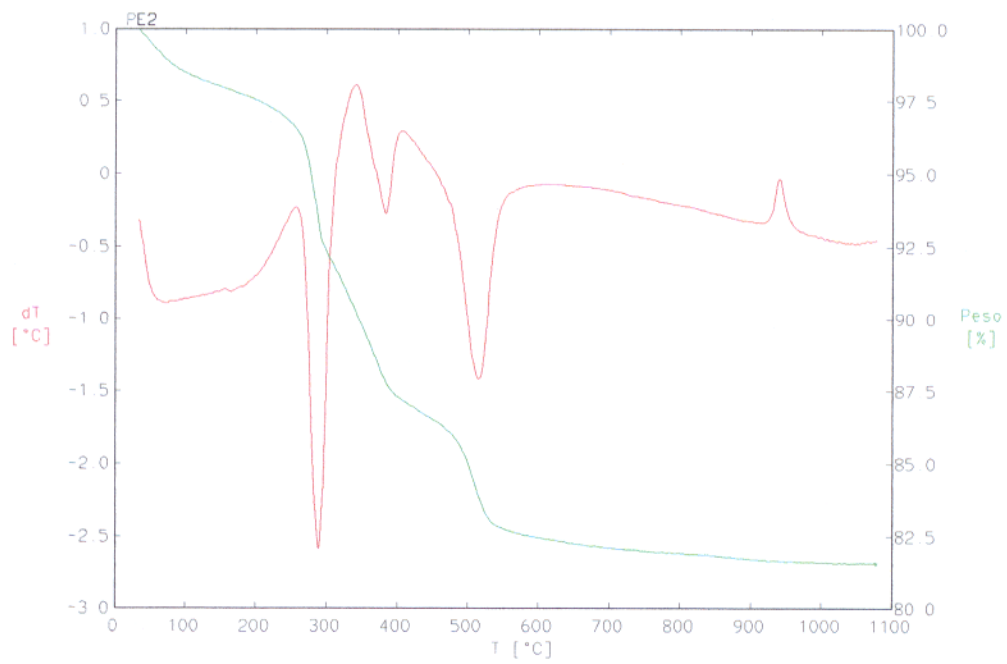


Figura 25 - Curva de ATD/ATG dos rejeitos da planta piloto.

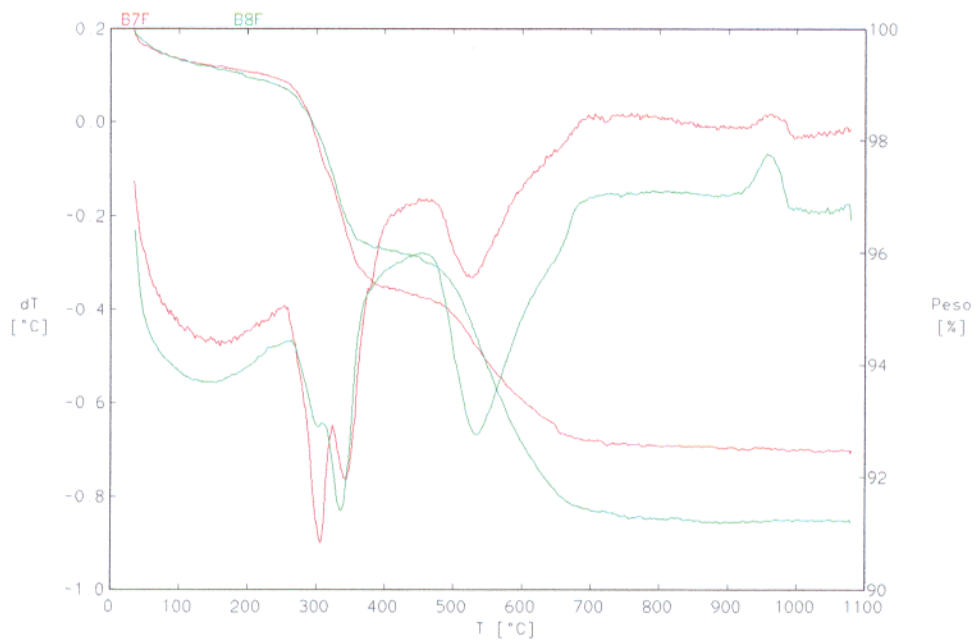


Figura 26 - Curvas de ATD/ATG dos rejeitos dos módulos 7 e 8.

Os rejeitos do módulo 7 foram os que demonstraram ter a menor concentração de caulinita. Enquanto que a variação entre os teores de gibbsita e goethita entre as amostras só é observada pela área dos picos, que geralmente apresentam-se sobrepostos, dificultando a quantificação individual.

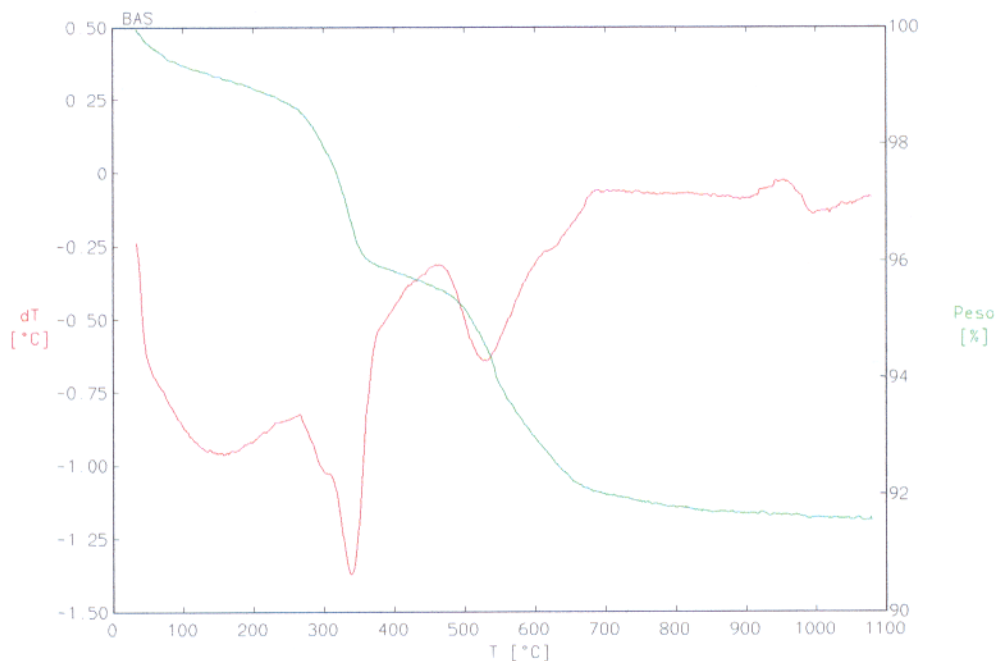


Figura 27 - Curvas de ATD/ATG dos rejeitos atualmente depositados em Igarapé Bahia.

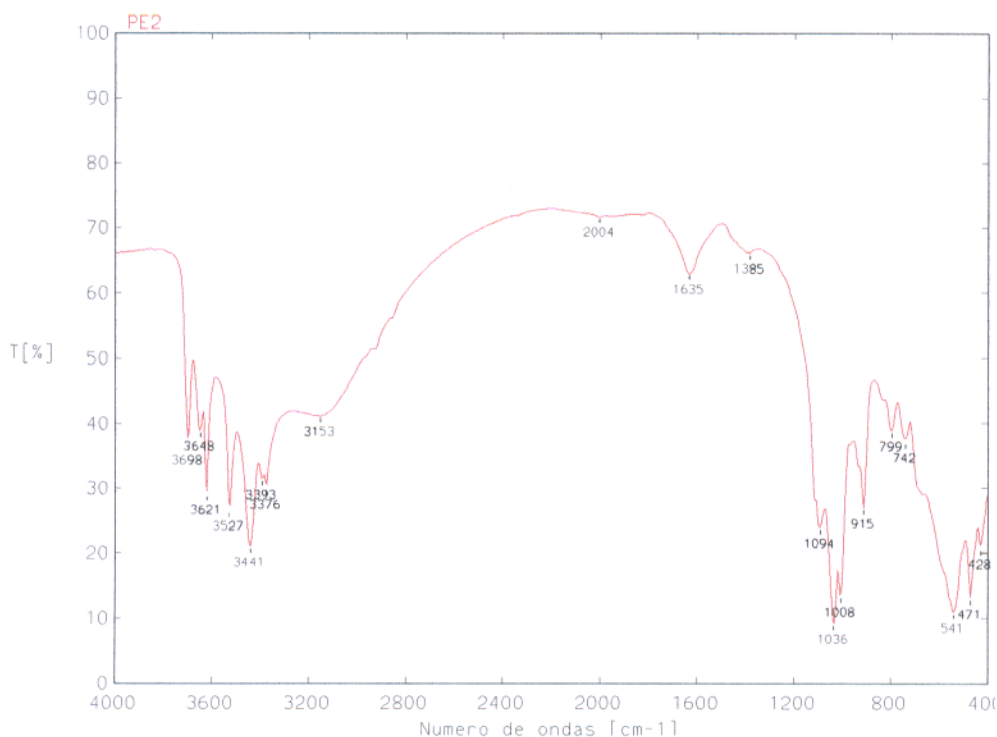
### 3.2.2.3 Por Infravermelho

O espectro de infravermelho da amostra da planta piloto (Figura 28) apresenta as bandas de vibração da gibbsita bem evidentes em  $3621$ ,  $3527$ ,  $3393$  e  $3376$   $\text{cm}^{-1}$ , complementando os resultados das análises anteriores que sugerem que nesses rejeitos existe uma maior quantidade deste mineral em relação aos rejeitos que foram depositados em anos posteriores, além do que, o duplet  $3396 - 3376$   $\text{cm}^{-1}$ , indica que a gibbsita está melhor cristalizada quando comparada com os resultados do ROM.

Com relação à caulinita tem-se as bandas em  $3698$  e  $3621$   $\text{cm}^{-1}$ , uma banda de deformação a  $915$   $\text{cm}^{-1}$  além das outras na faixa de  $1094$ ,  $1036$ ,  $1008$ ,  $541$ ,  $471$  e  $428$   $\text{cm}^{-1}$ , conforme descrito por Van der Marel & Beutelspacher (1976), contudo esta amostra também não apresenta bandas em  $3668$  e  $938$   $\text{cm}^{-1}$ , o que indica que a caulinita é de baixa cristalinidade.

Para as amostras dos módulos 7, 8 e BAS, os espectros de infravermelho são muito semelhantes (Figuras 29, 30 e 31), o que é aceitável diante do fato de que foram depositados em anos consecutivos. Pode-se observar que pelo menos duas das quatro bandas de vibração OH da caulinita entre 3695-3619  $\text{cm}^{-1}$  aparecem, assim como uma banda de deformação OH a 913  $\text{cm}^{-1}$ , além de todas as demais na faixa de 1100, 1032, 1008, 694, 539, 471, 431  $\text{cm}^{-1}$ , mas assim como nas outras amostras não foram identificadas as bandas 3668 e 938  $\text{cm}^{-1}$ , indicativas de boa cristalinidade. No caso da gibbsita, ao contrário do que foi observado na amostra do ROM, apenas uma pequena deformação na região próxima a 3527  $\text{cm}^{-1}$  foi registrada, sugerindo que nessas amostras além de mal cristalizada a gibbsita ocorre em pequenas quantidades.

Nesta amostra, assim como no ROM também não foi possível a identificação dos minerais de ferro nessas amostras através deste método, muito embora o mesmo tenha sido eficiente para indicar as diferenças existentes em relação aos aspectos cristalinos da caulinita e da gibbsita entre os diferentes materiais.



Figuras 28 - Espectro de infravermelho dos rejeitos da planta piloto.

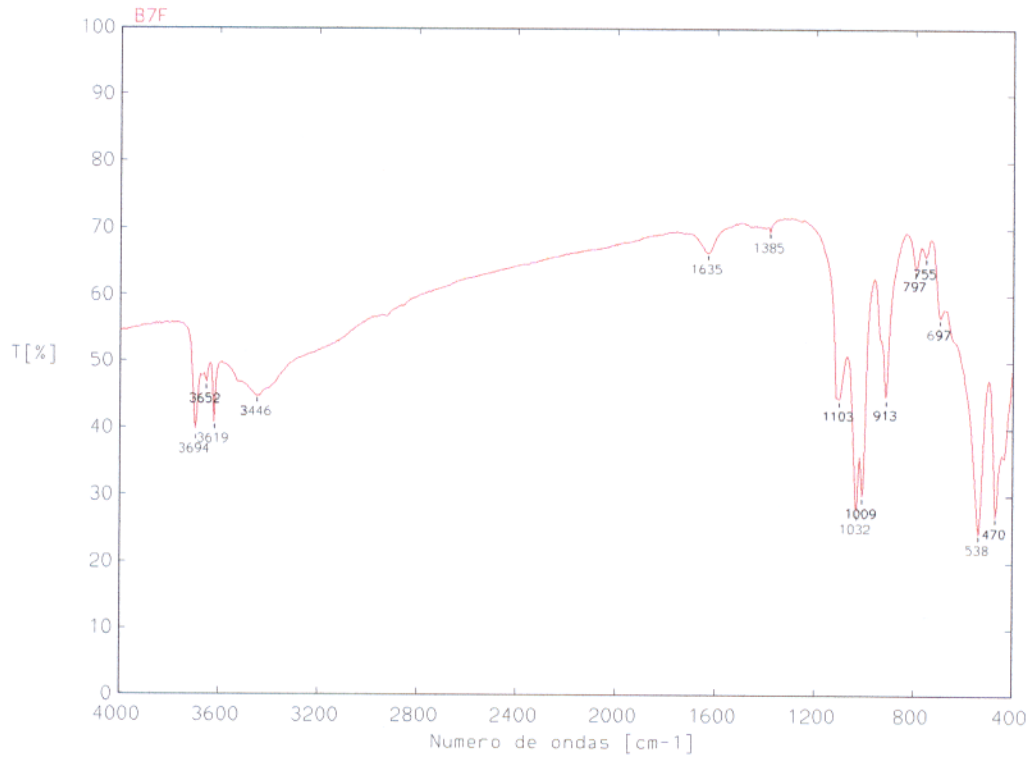


Figura 29 - Espectro de infravermelho dos rejeitos do módulo 7

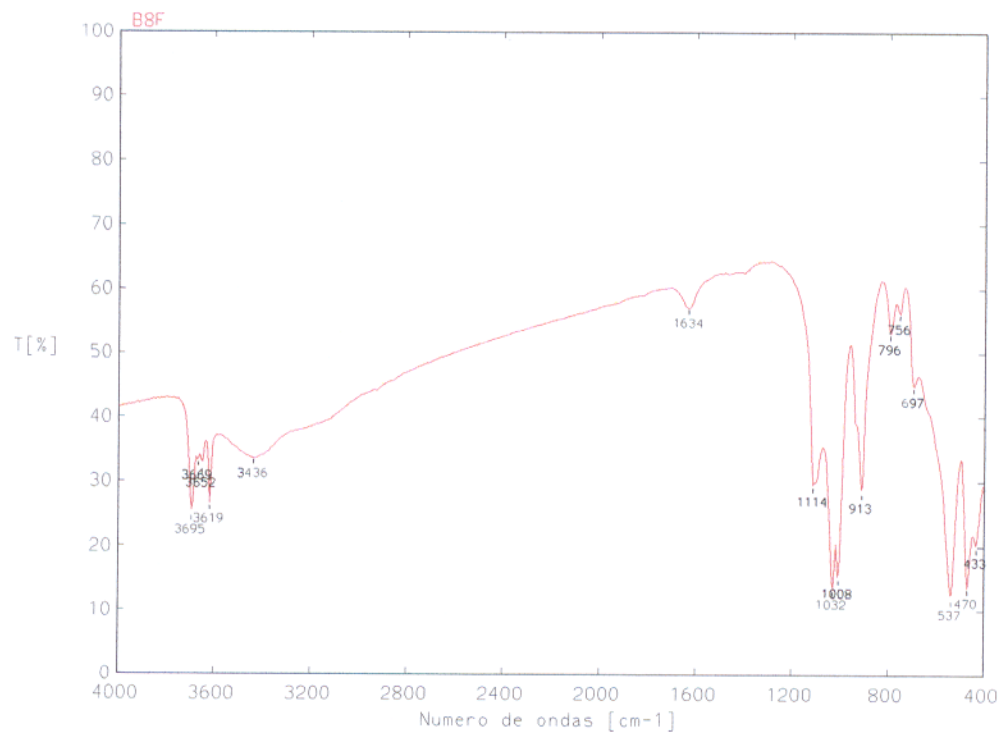


Figura 30 - Espectro de infravermelho dos rejeitos do módulo 8.

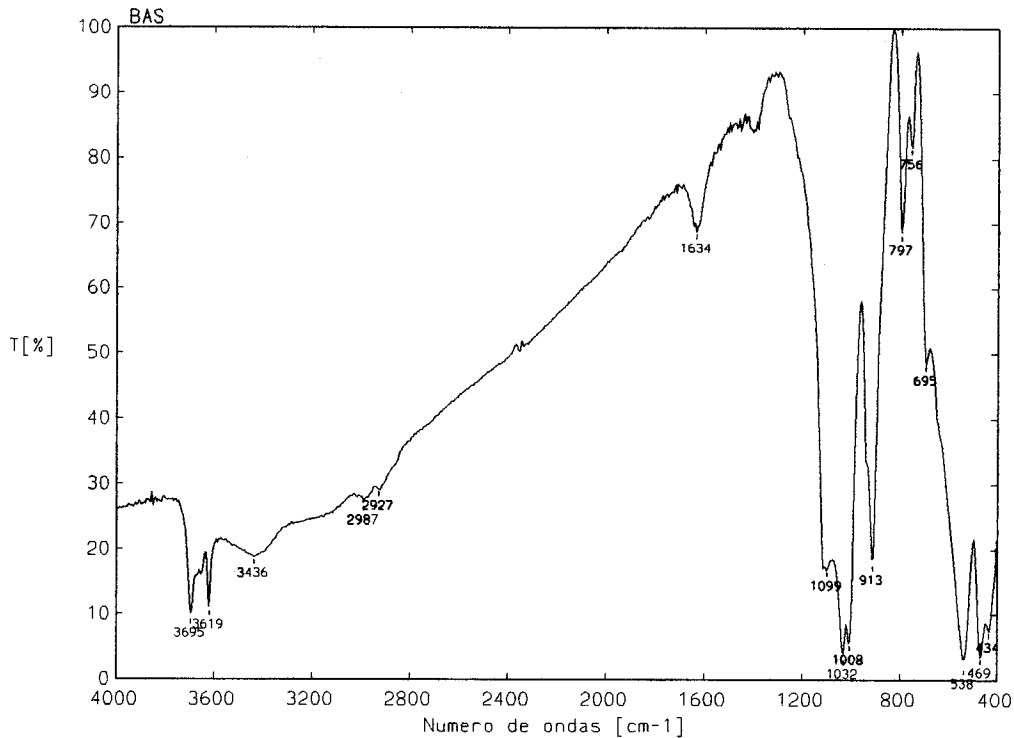


Figura 31 - Espectro de infravermelho dos rejeitos atualmente depositados (BAS).

### 3.2.3 Discussões

De maneira geral os resultados dessas análises foram úteis para observar que a planta piloto apresenta a maior concentração de gibbsita, além de ter sido a única a indicar presença de matéria orgânica, esta última devido ao fato da área já estar revegetada. As demais bacias apresentam um comportamento semelhante entre si, mas pode ser observado que no módulo 8 há maior concentração de caulinita e assim como nos rejeitos atuais e no ROM aparentemente pouca gibbsita. No módulo 7, é notado que a concentração de gibbsita é maior que a de goethita.

Em todos os materiais foi verificado que a caulinita é de baixa cristalinidade, inclusive no ROM, nos rejeitos da planta piloto a gibbsita aparenta melhor cristalinidade. Esses resultados ressaltam num primeiro momento as diferenças existentes entre os diferentes materiais, principalmente nos rejeitos da planta piloto, sugerindo que os minérios dos quais foram gerados eram distintos.



### 3.3 CARACTERIZAÇÃO GEOQUÍMICA

#### 3.3.1 Do ROM

##### 3.3.1.1 Elementos maiores

Com os resultados da composição química do minério, nos dois períodos distintos de pesquisa (Tabela 6), observa-se que o ROM atual (2000) está ligeiramente mais rico em  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$  e P.F, e apresenta diminuição nos teores de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{TiO}_2$ . Em termos relativos a maior diferença ocorre com  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Pode-se em termos gerais afirmar que o minério não sofreu mudanças no período. Diferenças mais significativas são observadas nos teores de cálcio e sódio, mais concentrados no minério atual, que poderão ser atribuídas a presença de fosfatos tipo florencita, minerais que permitem em sua estrutura substituições catiônicas de  $\text{NH}_4^+$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Na}^+$ ,  $\text{H}_3\text{O}^+$ ,  $\text{Ag}^+$ ,  $\text{Rb}^+$ ,  $\text{Cs}^+$ ,  $\text{Tl}^+$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Sr}^{2+}$ ,  $\text{Rb}^{2+}$ ,  $\text{Ba}^{2+}$ ,  $\text{Hg}^{2+}$ ,  $\text{Bi}^{3+}$  e  $\text{REE}^{3+}$  (Roberts *et al.*, 1990).

Tabela 6 - Composição química média do minério de Igarapé Bahia.

Amostras	$\text{SiO}_2$ (%)	$\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ (%)	$\text{P}_2\text{O}_5$ (%)	$\text{TiO}_2$ (%)	P. F. (%)	Ca (ppm)	Na (ppm)
ROM (1996)	13,23	16,11	57,90	0,50	1,33	8,40	6,00	90,00
ROM (2000)	15,03	13,09	61,04	0,67	1,15	8,60	91,00	219,00

##### 3.3.1.2 Elementos-traço

Os teores dos elementos-traço do minério, nas duas fases de pesquisa estão apresentados na Tabela 7. Dentre esses apenas Zr, Nb e Pb no minério atual apresentam valores abaixo da média crustal. Nota-se uma tendência a valores mais elevados de V, Ga, Y, Zr, Mo e Pb no ROM de 1996, enquanto que Co, Mn, Cu, Th e U apresentam teores maiores no ROM de 2000. Embora os dois apresentem semelhanças em termos de elementos maiores, são bem distintos em termos de elementos-traço, cujas diferenças não podem ser creditadas a variação de composição do minério segundo o nível do perfil, se topo ou base, considerando que a lavra foi realizada em três corpos mineralizados, mas provavelmente a mudança na natureza do protominério.

Tabela 7 - Concentração em ppm de alguns elementos-traço do minério, nas duas etapas de pesquisa.

Amostras	V	Cr	Co	Ni	Mn	Cu	Ga	Y	Zr	Nb	Mo	Hf	Pb	Th	U
ROM (1996)	550	75	57	84	1806	1160	79	182	550	-	300	-	90	-	33
ROM (2000)	231	75	107	78	15649	2280	26	49	133	15	107	3,6	9	9,5	122
Média crustal	135	100	25	75	950	55	15	33	165	20	1,5	3	13	7,2	1,8

- elemento não analisado

Elementos como Zn, Ge, As, Rb, Ag, In, Sb, Cs, Ta, Tl e Bi também foram analisados, porém seus resultados ficaram em limites inferiores a 0,5 ppm, ou mesmo abaixo do limite de detecção.

### 3.3.2 Dos Rejeitos

#### 3.3.2.1 Elementos maiores nas bacias

Diante dos resultados das concentrações químicas médias percentuais dos elementos maiores nos materiais das diferentes bacias (Tabela 8), pode-se notar que os rejeitos da planta piloto, como era de se esperar e em concordância com os resultados obtidos na pesquisa anterior apresentam as maiores concentrações de  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$  e PF, e mais baixas de  $Fe_2O_3$  e  $P_2O_5$ , enquanto que os rejeitos das bacias mais recentes (módulo 1, em 1996 e módulos 7 e 8, em 2000) as mais altas concentrações são de  $Fe_2O_3$  e  $P_2O_5$  e as mais baixas de  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$  e PF. Esses dados concordam com a composição do minério (ROM) de 1996 e 2000 e ressaltam a natureza química distinta dos rejeitos da planta piloto. Da mesma forma os altos teores de  $Al_2O_3$  da planta piloto indicam a sua abundância em gibbsita, confirmando os resultados da caracterização mineralógica.

Tabela 8 - Composição química dos diferentes materiais estudados na Mina Igarapé Bahia

Amostras	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	TiO <sub>2</sub> (%)	P. F. (%)	Ca (ppm)	Na(ppm)
Planta Piloto*	15,80	29,90	39,30	0,06	1,79	15,00	70,0	341,00
Módulo 1*	6,76	9,41	73,10	0,64	1,55	7,82	202,0	196,00
Efluente*	12,97	19,15	53,09	0,43	1,25	10,33	245,0	307,00
Planta Piloto**	14,76	30,21	35,90	0,02	2,38	16,29	59,0	143,00
Módulo 7**	9,87	15,09	64,38	0,47	1,06	8,68	126,5	229,00
Módulo 8**	17,27	18,19	53,31	0,73	1,05	8,97	141,0	175,30
BAS**	15,70	14,33	58,54	0,73	1,22	7,92	364,0	451,00

\* Segundo Costa *et al.*, 1996b

\*\* Este trabalho

Uma particularidade notada, levando-se em consideração os dados do ROM, foi em relação aos teores de Ca e Na, elementos não formadores de minerais de minérios, que foram incorporados durante o beneficiamento na forma de CaO e NaCN, como descrito na seção 1.5.1.

Os resultados mostram que nas amostras do ROM os teores de Ca e Na são relativamente baixos, principalmente em 1996, quando comparados com as amostras do efluente e BAS, que correspondem ao material recém saído da usina, obviamente onde o teor desses elementos é mais elevado, com valores médios de 245 - 364 ppm para o cálcio e 307 - 451 ppm para o sódio nos anos de 1996 e 2000, respectivamente.

Nas bacias mais antigas (módulo 7 e 8) observa-se teores mais baixos, o que indica a tendência desses elementos serem lixiviados do sistema, já que o rejeito não contém minerais capazes de fixar estes elementos. Esta lixiviação é provocada pela grande quantidade de água, seja proveniente do processo ou da precipitação meteórica, que muitas vezes fica acumulada nas bacias e é constantemente bombeada para um tanque reservatório localizado na encosta das bacias de onde retorna para o circuito de moagem (Figura 32).

A planta piloto mostra claramente que, estes dois elementos vêm diminuindo suas concentrações desde 1990, o cálcio caindo de 70 para 59 ppm e o sódio de 341 para 143 ppm.

### 3.3.2.2 Elementos maiores nos perfis

A distribuição dos teores dos elementos maiores nos diferentes perfis das bacias estudadas (Figura 33 e Tabela 9) mostra que, de maneira geral, no topo dos mesmos encontram-se as maiores concentrações de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e P. F., e que nas amostras de fundo estão as maiores concentrações de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e de TiO<sub>2</sub>, principalmente para os módulos 7 e 8, o que mostra

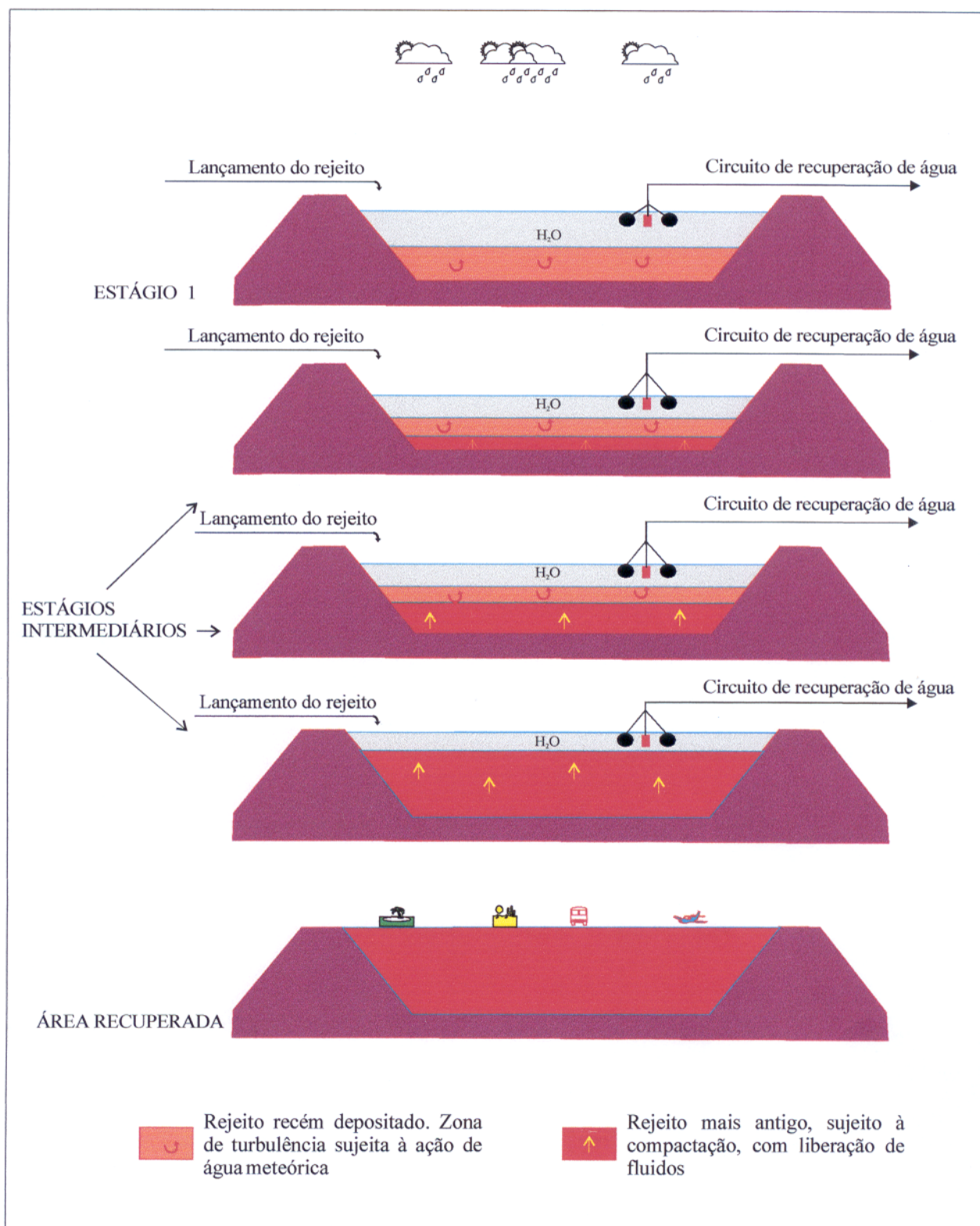


Figura 32 - Sistema aquático de drenagem dentro dos módulos, explorando a lixiviação dos elementos mais móveis como Ca e Na, onde a água é bombeada a partir da superfície dos módulos.

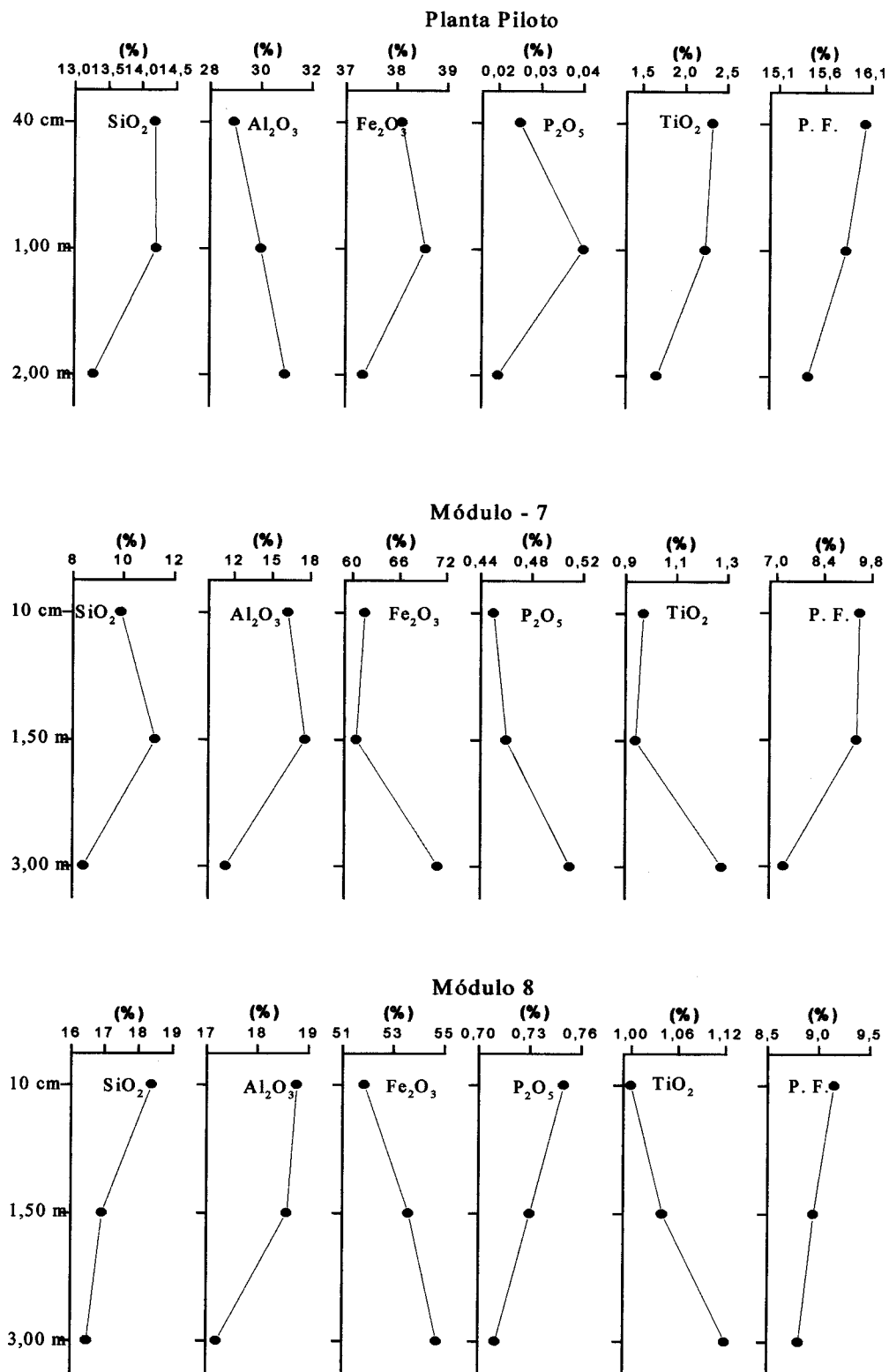


Figura 33 – Distribuição dos elementos maiores nos perfis da planta piloto, módulo 7 e módulo 8, respectivamente.

que o rejeito confinado tende a reproduzir o comportamento natural do material do qual eles foram gerados, quando comparados com os resultados do minério.

Tabela 9 - Distribuição dos elementos maiores (percentagem em peso), nos perfis da planta piloto e nos módulos 7 e 8.

Amostras	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	P. F.	Total
PP1	14,19	28,94	38,10	0,025	2,32	16,04	99,59
PP2	14,21	30,01	38,57	0,040	2,24	15,83	100,86
PP3	13,29	30,98	37,36	0,020	1,67	15,42	98,74
PP4	16,37	29,95	32,15	0,025	2,85	17,09	98,41
PP5	15,77	31,15	33,28	0,025	2,83	17,07	100,01
B7S	9,90	16,23	61,61	0,450	0,97	9,45	98,61
B7M	11,26	17,61	60,56	0,460	0,94	9,36	100,19
B7F	8,45	11,42	70,98	0,510	1,28	7,22	99,86
B8S	18,40	18,77	51,86	0,750	1,00	9,15	99,93
B8M	16,93	18,58	53,60	0,730	1,04	8,95	99,83
B8F	16,49	17,21	54,72	0,710	1,12	8,81	99,06

Isto está demonstrando claramente a variação do ROM (do minério supergênico) ao longo do tempo, em que os horizontes mais ricos em ferro (topo) foram os primeiros lavrados e os mais argilosos os últimos (partes mediana e basal dos perfis lateríticos/*gossans*), considerando os materiais dos módulos. Na lavra da planta piloto ocorreu o inverso, começou com uma zona mais bauxítica e depois com uma mais ferruginosa.

### 3.3.2.3 Elementos-traço

As concentrações de elementos-traço nos rejeitos (Figura 34; Tabela 10 e 11), indicam que V, Ga, Zr, Nb, Hf e Th, apresentam teores elevados nos materiais da planta piloto (1996 e 2000). Por sua vez Co, Cu, Y, Mn, Mo e U apresentam-se muito concentrados nos materiais mais recentes, módulo 1 e efluente em 1996 e em B7S, B7F e BAS em 2000. Isto está em plena concordância com os resultados do ROM nos dois períodos, como era de se esperar.

Pode-se dizer também que esse comportamento diferenciado em dois grupos, seja uma decorrência dos domínios de material que constituem o topo do perfil por V, Ga, Zr, Nb, Hf e da base de alteração por Co, Cu, Mn e Mo. Nos mais novos domínios de *gossans*, e com isto de Cu, Mn, Co e Ni, além do Mo, U e Y, pode ser observado que o minério primário tinha assinaturas

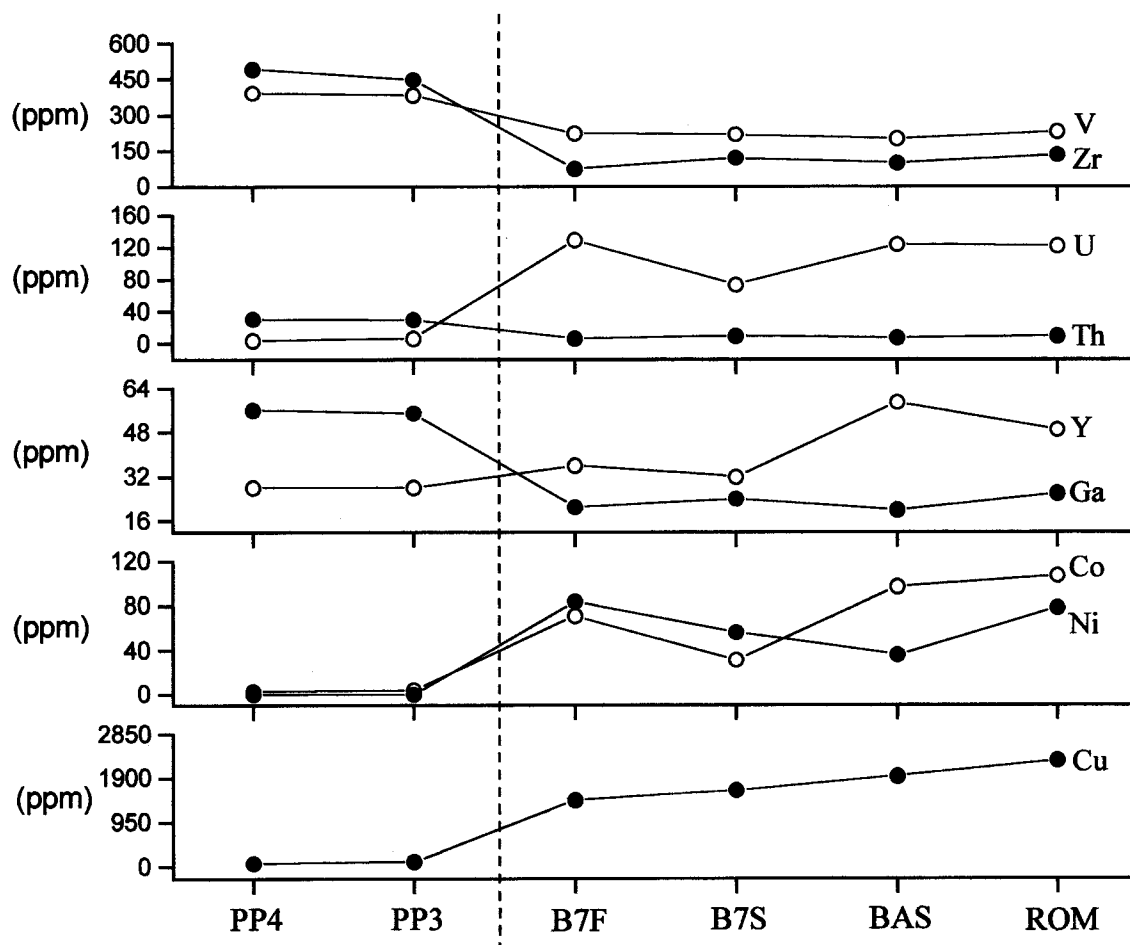


Figura 34 - Distribuições de alguns elementos-traço nos diferentes materiais estudados em Igarapé Bahia do mais antigo ao mais recente.



geoquímicas distintas, visto que o minério que alimentou a planta piloto era desprovido destes elementos.

Trabalhos anteriores realizados na área Igarapé Bahia e Águas Claras registraram um comportamento geoquímico semelhante, onde as concentrações de Zr, V, Ga e Cr aumentam e as de Ni, Co, Mn, Cu e Pb diminuem das crostas para os solos (Horbe, 1995; Angélica, 1996; Costa & Costa, 1996), em concordância com os resultados obtidos por Costa *et al.* (1996b) (Tabela 11). É pouco provável que essas diferenças observadas nas concentrações dos elementos-traço nos diferentes materiais pesquisados, sejam provenientes da mobilidade desses elementos dentro das bacias no decorrer do tempo. São assim apenas reflexos das mudanças químicas do minério.

Tabela 10 - Concentração em ppm de alguns elementos-traço contidos nos materiais coletados .

Amostras	V	Cr	Co	Ni	Mn	Cu	Ga	Y	Zr	Nb	Mo	Hf	Pb	Th	U
PP3	384	196	4	-	793	111	55	28	449	31	30	12,1	11	30,1	6,4
PP4	393	209	3	-	804	76	56	28	494	30	9	13,6	81	31,0	4,2
B7S	219	127	31	56	3009	1640	24	32	120	12	83	3,2	12	9,4	73,5
B7F	224	84	71	84	6009	1420	21	36	74	11	71	2,0	19	6,6	129,0
BAS	202	89	97	36	13257	1940	20	59	98	12	59	2,8	-	7,6	124,0

Tabela 11 – Concentração, em ppm, de alguns elementos-traço contidos nos materiais coletados por Costa *et al.* (1996b).

Amostras	V	Cr	Co	Ni	Cu	Ga	Y	Zr	Mo	Pb	U
Planta Piloto	495	188	19	18	117	55	72	837	52	32	<10
Módulo 1	477	108	59	92	1061	61	142	275	194	114	43
Efluente	350	92	49	77	1619	38	102	220	192	111	32

### 3.3.2.4 Elementos Terras Raras

As concentrações dos ETR no minério e nos rejeitos de Igarapé Bahia (Tabela 12) mostram valores extremamente variados, que vão desde valores ligeiramente acima da média crustal até valores bastante elevados, Ce é o elemento mais abundante, seguido pelo La. As amostras PP1 e PP4 apresentam as menores concentrações de todos os elementos, com valores muito próximos e por vezes, um pouco maiores que os da média crustal. As demais amostras apresentam os teores mais elevados de Ce e La, justificados pela presença de monazita, florencita e quiçá cerianita, conforme será descrito na seção a seguir.

Este comportamento é melhor visualizado na figura 35, onde nota-se dois grupos distintos de amostras, o que sugere a diferença dos minérios do qual esses rejeitos foram gerados, pois apesar de todas as amostras serem de natureza supergênica, os rejeitos da planta piloto apresentam um comportamento diferenciado, com um fracionamento menor em relação às amostras mais recentes. Esse conteúdo de ETR, principalmente ERTL, muito baixo nos rejeitos da planta piloto, reforça a idéia de que o minério (ROM) é diferente.

Pode-se observar ainda sutil anomalia positiva de Eu nas amostras que constituem os materiais mais recentes, sendo verificada também anomalia positiva de Ce, nas amostras do ROM, B7S e B7F, evidenciando que esse elemento sofreu oxidação para  $Ce^{+4}$  (Braun *et al.*, 1990), indicando dessa maneira que esse elemento tenha precipitado como  $CeO_2$  (cerianita).

Tabela 12 - Concentração dos elementos terras raras (em ppm) nos materiais de Igarapé Bahia.

Amostras	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu
PP1	54,8	58,6	6,5	17,5	2,3	0,88	2,7	0,6	4,2	1,0	3,1	0,52	3,4	0,55
PP4	22,4	32,3	3,0	8,8	1,6	0,70	2,4	0,6	4,3	1,0	3,2	0,52	3,4	0,56
B7S	513,0	1220	56,5	137,0	13,2	4,83	8,0	1,4	7,4	1,5	4,2	0,57	3,8	0,59
B7F	329,0	1350	36,7	90,9	9,6	3,40	7,2	1,2	7,0	1,6	4,6	0,66	4,3	0,66
BAS	693,0	1220	103,0	299,0	35,4	12,20	24,5	2,9	14,6	2,7	7,5	0,95	6,3	0,92
ROM	557,0	1450	71,7	191,0	20,3	7,03	11,7	1,9	10,4	2,1	5,9	0,81	5,3	0,82
Média crustal	30,0	60,0	8,2	28	6,0	1,20	5,4	0,9	3,0	1,2	2,8	0,50	3,4	0,50

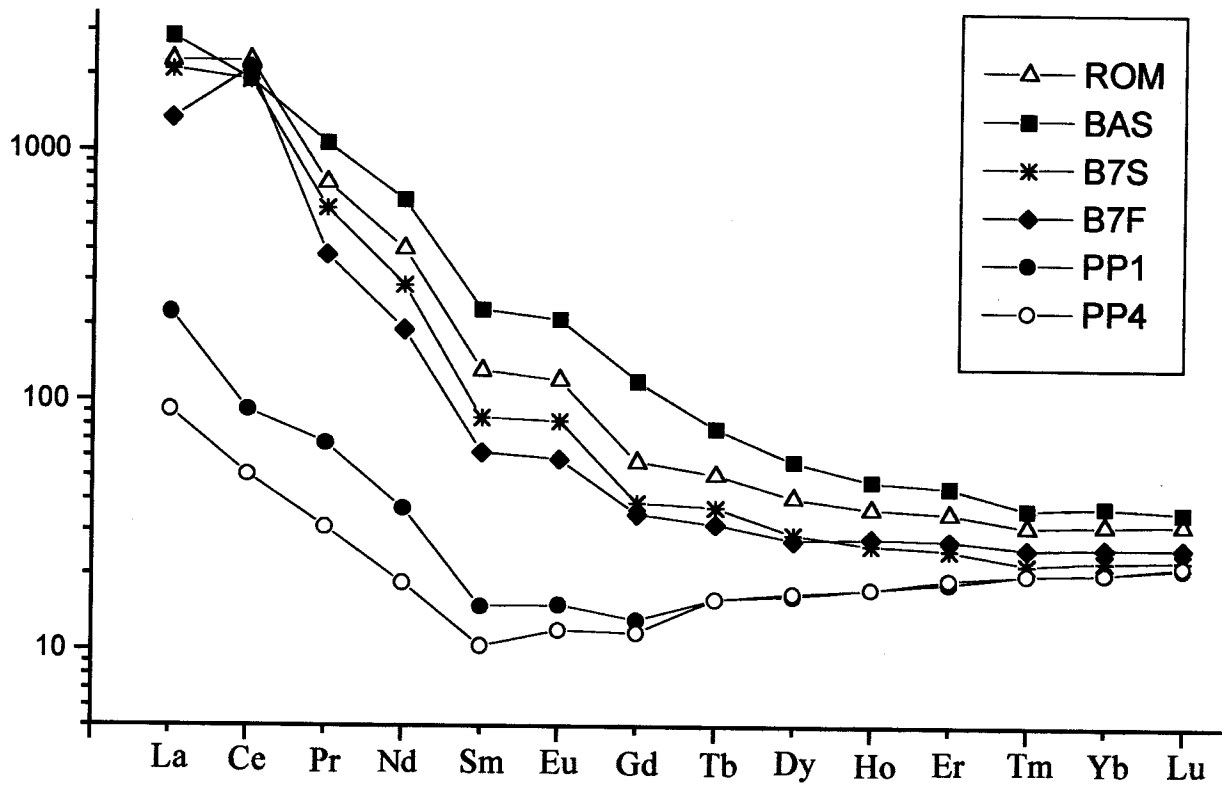


Figura 35 – Distribuição dos elementos terras raras, normalizados aos condritos, segundo Evensen (1978)

### 3.4 MICROMORFOLOGIA E QUÍMICA MINERAL

#### 3.4.1 Apresentação

Serão descritos os aspectos texturais e morfológicos das principais fases minerais que ocorrem no minério (ROM) e nos rejeitos de Igarapé Bahia. Esses dados foram obtidos através de microscopia ótica e microscopia eletrônica de varredura (MEV/SED). Foram identificados os seguintes minerais: **hematita, goethita, caulinita, gibbsita, monazita, florencita, anatásio, rutilo e uraninita**, os quais são os mesmos identificados no minério supergênico por Angélica (1996).

#### 3.4.2 Hematita

Este mineral de aspecto terroso e cor vermelha ocorre em abundância como agregados associados com uma massa goethítica (Figura 36), indicativo de mineral laterítico e gossânico. Algumas vezes os grãos desses agregados mostram lamelas (Figura 37), que sugerem ser de ilmenita como produtos de exsolução (Craig & Vaughan 1981), mas podem ainda ser resultado da alteração pseudomórfica da magnetita (Ramdohr, 1980) ou mesmo se tratar de rutilo ou anatásio. Ao microscópio foram observados cristais euédricos e subédricos (Figura 38 e Figura 39), os quais muitas vezes podem mesmo se tratar de maghemita, da qual a hematita só pôde ser distinguida através de DRX.

#### 3.4.3 Goethita

Presente na maioria dos grãos observados tanto no microscópio ótico quanto no MEV, neste último aparece, em grande parte, como uma partícula uniforme envolvendo em seu interior pequenos grãos subédricos de hematita (Figura 40), mas pode ser vista em partículas isoladas apresentando texturas coliformes e fibrorradiais (Figuras 41 e 42) ou ainda como feições de substituição nas bordas e nas fraturas da hematita (Figuras 43 e 44). Apresenta teores de alumínio que variam de 1,00% a 6,00% (Tabela 13).

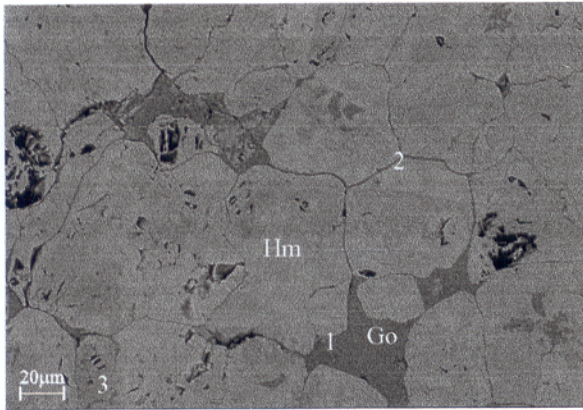


Figura 36 -Partícula de hematita fraturada preenchida com goethita.

Análises por SED (% em peso):

1 - O = 37,89; Fe = 62,01; Al = 0,1 (goethita)

2 - O = 27,87; Fe = 72,13 (hematita)

3 - O = 31,80; Fe = 68,20 (hematita)

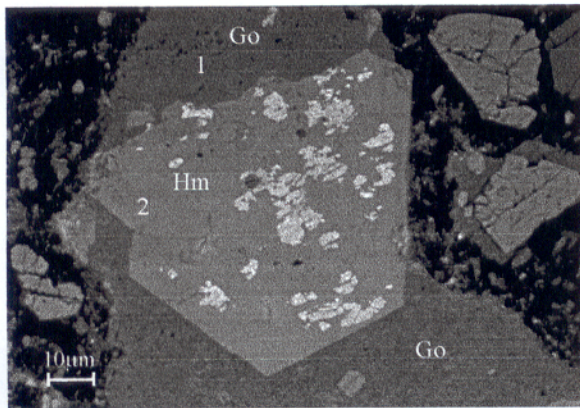


Figura 37 - Cristal subédrico de hematita, envolvido por uma matriz goethítica.

Análises por SED (% em peso):

1 - O = 40,27; Fe = 59,39; Al = 0,34 (goethita)

2 - O = 32,16; Fe = 67,67; Ti = 0,17 (hematita)

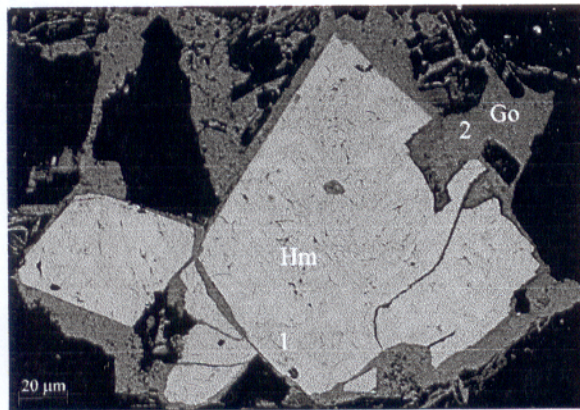


Figura 38- Cristais de hematita apresentando textura de substituição com goethita.

Análises por SED (% em peso):

1 - O = 29,10; Fe = 71,90 (hematita)

2 - O = 37,20; Fe = 62,62; Al = 0,18 (goethita)

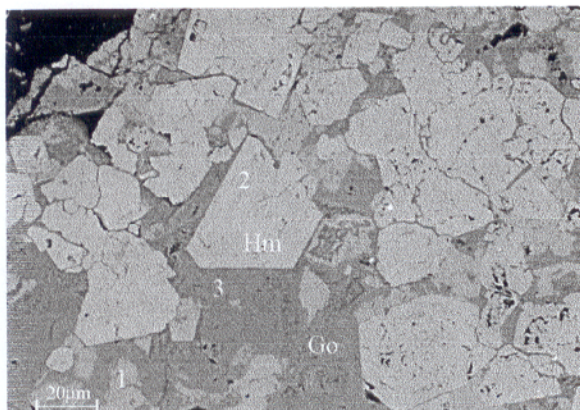


Figura 39 - Cristais euédricos a subédricos de hematita, com preenchimento de goethita como produto de substituição.

Análises por SED (% em peso):

1 - O = 33,23; Fe = 66,77 (hematita)

2 - O = 31,57; Fe = 68,43 (hematita)

3 - O = 37,69; Fe = 62,03; Al = 0,28 (goethita)



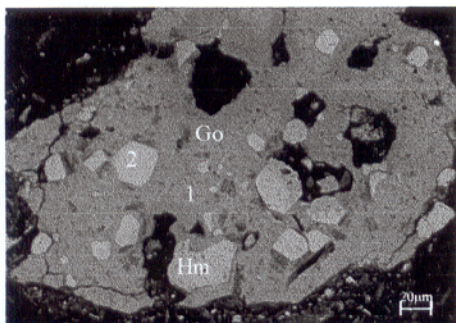


Figura 40 - Partículas de goethita com pequenos grãos de hematita em seu interior.

Análises por SED (% em peso):

1- O = 55,51; Fe = 44,13; Al = 0,35 (goethita)

2- O = 30,76; Fe = 69,24 (hematita)

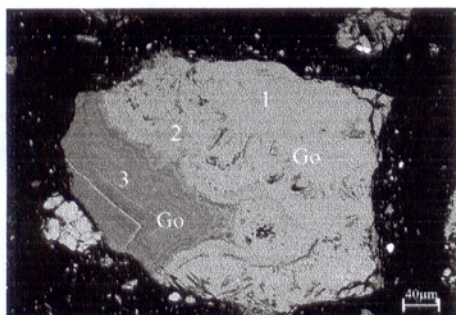


Figura 41 - Grão de goethita apresentando textura fibrorradial e colóforme.

Análises por SED (% em peso):

1- O = 41,23; Fe = 58,49; Al = 0,28 (goethita)

2- O = 42,62; Fe = 54,84; Al = 2,54 (goethita)

3- O = 48,77; Fe = 50,66; Al = 0,57 (goethita)

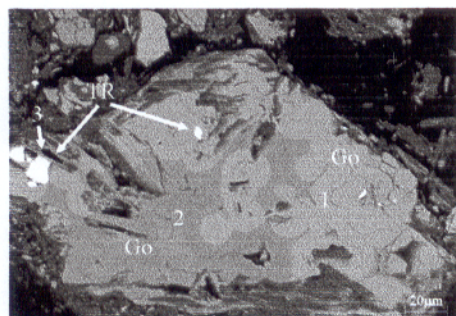


Figura 42 - Grão de goethita apresentando uma textura tipicamente colóforme, com inclusões de monazita.

Análises por SED (% em peso):

1- O = 34,90; Fe = 64,45; Al = 0,65 (goethita)

2- O = 42,87; Fe = 54,28; Al = 2,85 (goethita)

3- O = 29,35; P = 16,19; La = 23,04; Ce = 31,05 (monazita)

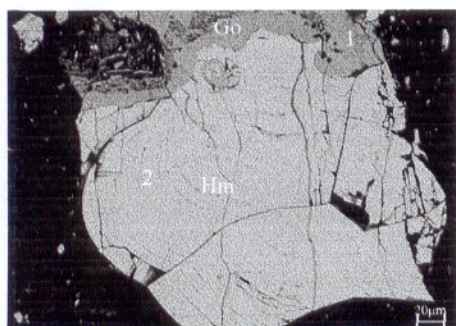


Figura 43 - Partícula mostrando o preenchimento de fraturas da hematita, por goethita.

Análises por SED (% em peso):

1- O = 37,67; Fe = 58,78; Al = 3,55 (goethita)

2- O = 29,93; Fe = 70,07 (hematita)

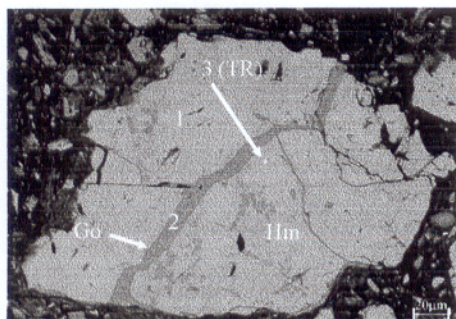


Figura 44 - Feições de substituição de hematita por goethita.

Análises por SED (% em peso):

1- O = 28,96; Fe = 71,04 (hematita)

2- O = 36,78; Fe = 62,15; Al = 1,07 (goethita)

3- O = 32,92; Fe = 29,97; P = 11,29; La = 8,64; Ce = 14,89; Nd = 2,29 (monazita)

Tabela 13 - Análise semiquantitativa por EDS nas goethitas do módulo 8.

(%)	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,48	1,09	1,27	5,93	2,97
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	94,88	92,66	95,36	85,52	96,17
SiO <sub>2</sub>	3,64	6,26	3,37	8,55	0,87

#### 3.4.4 Caulinita

Este mineral ocorre nos diferentes materiais estudados neste trabalho, sendo identificado em quase todos os métodos analíticos empregados. Após lixiviação dos rejeitos com ácido clorídrico para concentração dos minerais pesados, permanece na fração juntamente com o anatásio na forma de agregados microcristalinos.

#### 3.4.5 Gibbsita

Apesar de ter sido identificado em todas as amostras estudadas, principalmente nos rejeitos da planta piloto que contém cerca de 15 %, não foram obtidas imagens deste mineral. Desta maneira, seus aspectos texturais e morfológicos não foram observados.

#### 3.4.6 Monazita

Ocorre como pequenos grãos anédricos disseminados nas partículas de hematita ou de goethita (Figura 45 e 46). Foi observado praticamente em todas as amostras das diferentes bacias, com exceção dos resíduos da planta piloto. A ausência deste mineral nos rejeitos da planta piloto é confirmada pela baixa concentração dos ETRL em relação às demais bacias, como visto nos resultados da distribuição dos elementos terras raras.

#### 3.4.7 Florencita

Assim como a monazita, este mineral foi observado como pequenos grãos disseminados nos oxi-hidróxidos de ferro (Figura 47), embora com menor frequência. Sua descrição e seus modos de ocorrência no depósito do Igarapé Bahia foram feitos com mais detalhes por Costa *et al.* (2002).



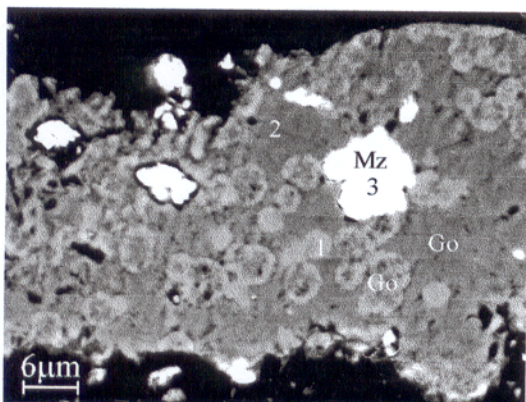


Figura 45 - Monazita inclusa na matriz de goethita.

Análises por SED (% em peso):

- 1- O = 29,82; Fe = 69,45; Al = 0,73 (goethita)
- 2- O = 35,61; Fe = 62,78; Al = 1,61 (goethita)
- 3- O = 26,14; P = 17,28; La = 20,72; Ce = 33,75; Nd = 2,11 (monazita)

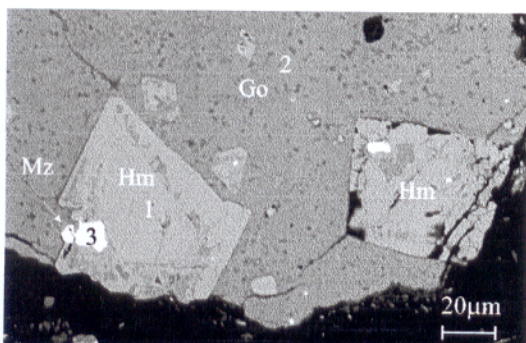


Figura 46 - Inclusões de monazita em cristais subédricos de hematita.

Análises por SED (% em peso):

- 1- O = 29,37; Fe = 70,63 (hematita)
- 2- O = 37,25; Fe = 61,32; Al = 0,93 (goethita)
- 3- O = 27,04; P = 17,33; La = 17,41; Ce = 34,09; Nd = 4,13 (monazita)

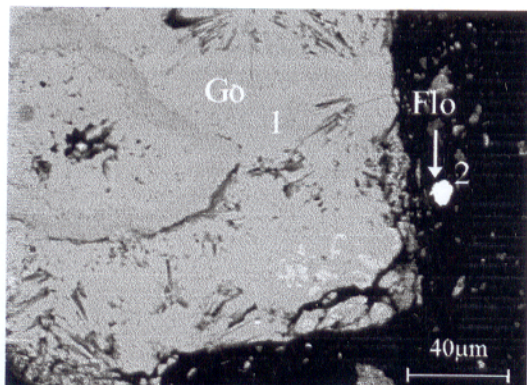


Figura 47 - Grão de florencita e partícula de goethita

Análises por SED (% em peso):

- 1- O = 41,23; Fe = 58,49; Al = 0,28 (goethita)
- 2- O = 28,99; Ce = 39,53; P = 16,52; La = 14,08; Al = 0,67; Ca = 0,21 (florencita)

### 3.4.8 Anatásio

Esse mineral apresenta-se como micropartículas ( $< 2 \mu\text{m}$ ) disseminadas nos microcristais de caulinita, tal como descrito por Milnes e Fitzpatrick (1989) em solos australianos.

Esta descrição somente foi possível nas frações obtidas após uma etapa de lixiviação com ácido clorídrico, onde o anatásio permanece juntamente com a caulinita, quartzo e rutilo. Na etapa seguinte as frações foram aquecidas a  $550^\circ \text{C}$  para destacar o anatásio da caulinita. Essas frações resultantes de cada etapa foram então submetidas à DRX (Figura 48), onde pôde ser observado que o anatásio encontra-se bem cristalizado. Ao microscópio eletrônico de varredura foi observado formando uma massa uniforme com a caulinita, da qual distingue-se somente pela sua intensidade (Figura 49) e através da análise semiquantitativa por MEV/SED, não sendo possível observar seus aspectos morfológicos ou texturais, devido a baixa resolução das imagens obtidas pelo equipamento.

### 3.4.9 Rutilo

Identificado por DRX na fração concentrada em anatásio (Figura 48). Através de MEV/SED foi observada uma partícula de aproximadamente  $100 \mu\text{m}$  (Figura 50), que pode se tratar de rutilo ou de anatásio, com teores de titânio que variam entre 59,44 - 53,35 %, valores estes que são muito próximos do teórico para estes dois minerais que é de 60 %, além de pequenas quantidades de Fe (1,58 - 4,84 %) e de Al (0,74 - 1,36 %).

### 3.4.10 Uraninita

Este mineral foi descrito pela primeira vez na mineralização primária da área Igarapé Bahia por Angélica (1996), e, neste trabalho foi identificada no material supergênico, ocorrendo como inclusões de diminutos grãos disseminados na hematita (Figura 51). Os resultados semiquantitativos obtidos por EDS para esse mineral apresentam um teor de 19,06 % de  $\text{PbO}$ , provavelmente radiogênico. Aparece ainda um teor de 21,98 % de Fe, considerado como influência da matriz, tendo em conta o pequeno tamanho dos cristais.

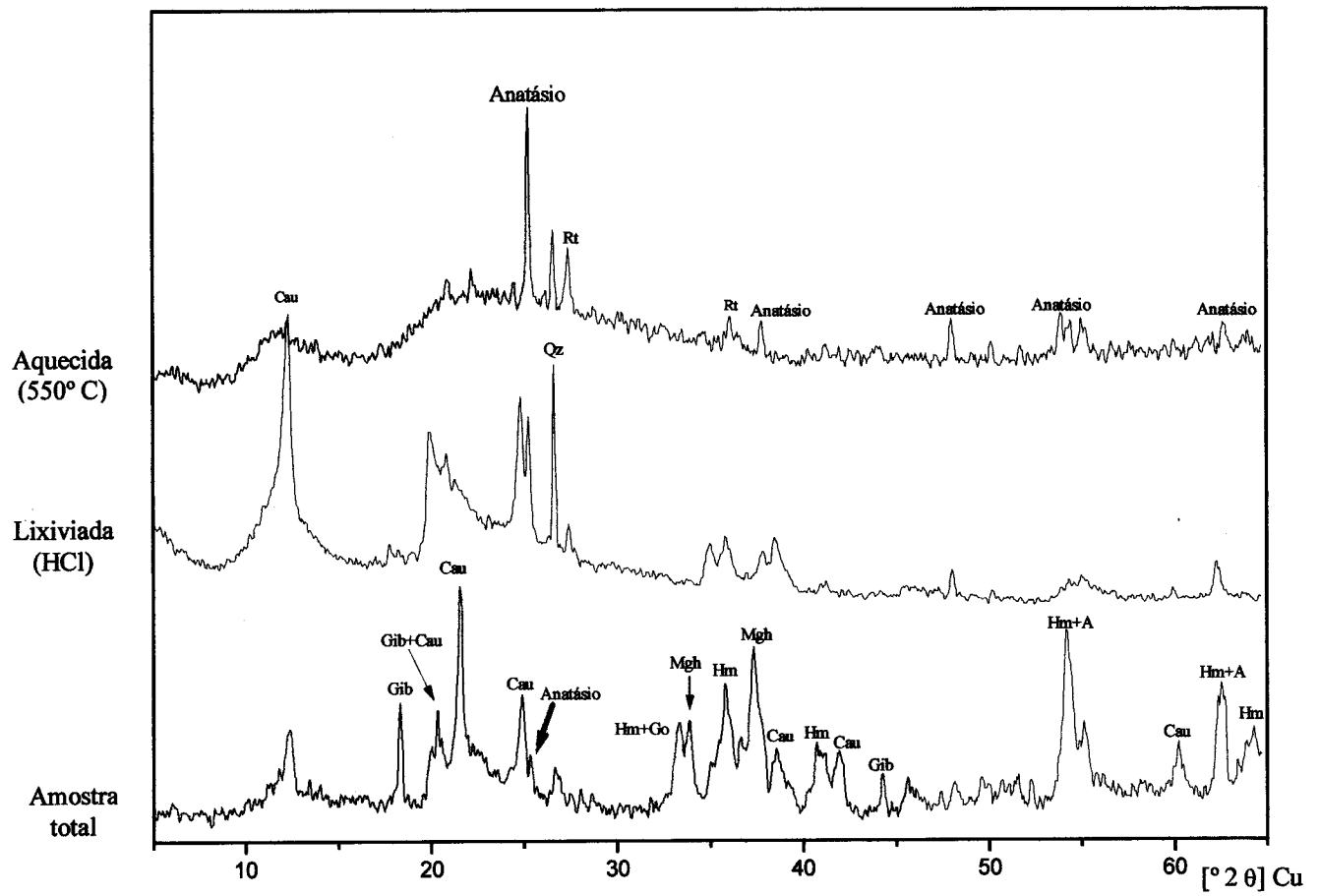


Figura 48 - Padrão de difração de raios-x das etapas de concentração do anatásio nos rejeitos da planta piloto.



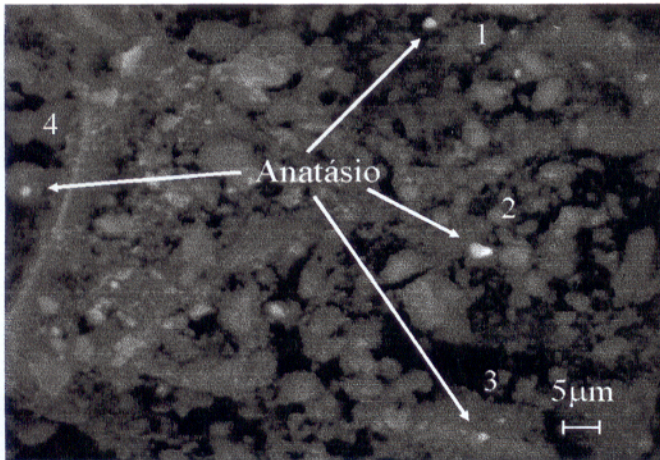


Figura 49 - Micropartículas de anatásio disseminadas em massa de caulinita.

Análises por EDS (% em peso):

- 1- O = 59,86; Fe = 5,78; Al = 9,34; Ti = 13,85;  
Si = 10,99; Mn = 0,16  
2- O = 49,43; Fe = 1,32; Al = 12,14; Ti = 21,22;  
Si = 15,89

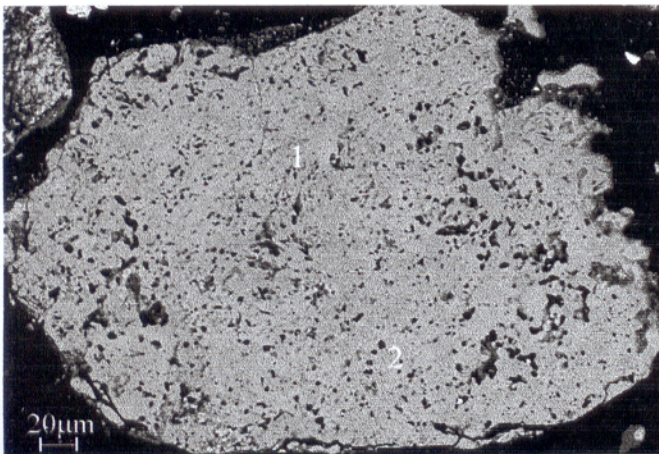


Figura 50 - Partícula de rutilo ou de anatásio

Análises por EDS (% em peso):

- 1- O = 38,24; Fe = 1,58; Al = 0,74; Ti = 59,44  
2- O = 40,45; Fe = 4,84; Al = 1,36; Ti = 53,35

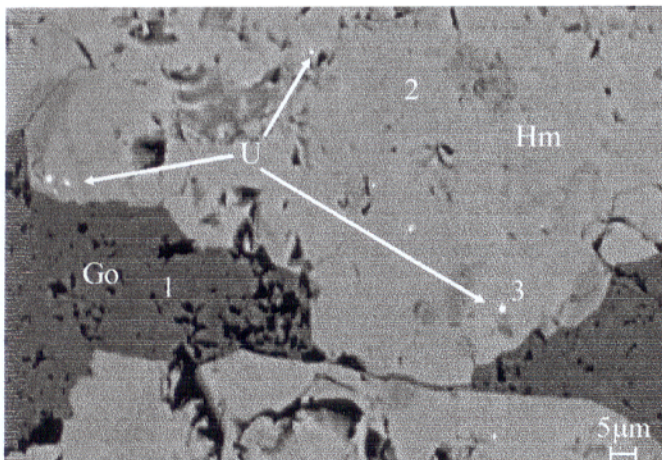


Figura 51 - Pequenas inclusões de uraninita, em partícula de hematita preenchida por goethita.

Análises por SED (% em peso):

- 1- O = 38,52; Fe = 61,48 (hematita)  
2- O = 30,53; Fe = 69,47 (hematita)  
3- O = 29,36; Fe = 21,98; La = 0,53; Pb = 19,06;  
U = 28,90 (uraninita)

#### 4 POTENCIAL DE APROVEITAMENTO TECNOLÓGICO

A partir da caracterização mineralógica e química dos rejeitos de Igarapé Bahia foi possível fazer uma avaliação acerca de seu potencial para eventuais aproveitamentos tecnológicos.

Para tal estudo, foi feita uma comparação dos rejeitos aqui referidos com a lama vermelha (Tabela 14) oriunda do processo Bayer, que consiste basicamente na digestão da bauxita em uma solução de hidróxido de sódio concentrada à uma temperatura acima de 270° C. Esse material é de grande interesse para muitos pesquisadores, que têm estado comprometidos em desenvolver técnicas adequadas para a sua utilização, e de encontrar meios economicamente viáveis para a redução do grande volume disposto anualmente, dando valor a esse material.

Tabela 14 – Composição química da lama vermelha de várias localidades do mundo.

Localidade	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P. F.
Igarapé Bahia (Brasil) <sup>1</sup>	13,30	19,47	53,94	0,44	1,47	0,18	0,26	-	10,71
Barcarena (Brasil) <sup>2</sup>	19,90	19,00	38,00	-	3,83	0,87	8,58	0,12	10,10
Gardanne (França) <sup>3</sup>	4,98	15,00	26,62	0,69	15,76	22,21	1,02	0,02	12,10
Renukoot (India) <sup>4</sup>	8,80	18,20	33,10	-	19,60	2,70	5,80	-	-
Konya (Turquia) <sup>5</sup>	12,08	23,29	35,73	-	4,08	2,81	7,4	0,28	8,66
Jamaica <sup>6</sup>	1,40	11,30	57,00	-	10,80	5,20	1,00	-	13,30

<sup>1</sup> (Este trabalho)

<sup>2</sup> (Hildebrando *et al.*, 1999)

<sup>3</sup> (Pera *et al.*, 1997)

<sup>4</sup> (Singh *et al.*, 1997)

<sup>5</sup> (Yalçın & Sevinç, 2000)

<sup>6</sup> (Li, 2001)

A lama vermelha é um rejeito industrial relativamente abundante, sua disposição é muito complicada e de custos elevados, mas o fato de que seus principais constituintes sejam minerais de argila, tem demonstrado que quando submetida à calcinação a lama vermelha torna-se um material cerâmico bastante útil, podendo dessa maneira ser utilizado na manufatura de telhas, tijolos e materiais isolantes (Hind *et al.*, 1999).

Também podem desenvolver comportamentos pozolânicos quando aquecidos entre 600 e 800 °C, devido a presença de hidróxidos de alumínio. Durante o processo de calcinação a goethita se transforma em hematita, intensificando a cor vermelha (Pera *et al.*, 1997).

Os três principais tipos de lama vermelha são: jarosítica (contém principalmente sulfatos de ferro), hematítica (óxidos de ferro) e goethíticas (hidróxidos de ferro), portanto ricas em minerais de ferro. Elas contêm ainda uma grande quantidade de substâncias amorfas e criptocristalinas, consistindo de sulfato de cálcio do ciclo de neutralização e misturas de hidróxidos não cristalizados (Marabini *et al.*, 1998).

Seus grandes inconvenientes são basicamente, o pH elevado, entre 11,0 – 12,5, devido aos elevados teores de sódio e suas partículas extremamente finas que tornam sua sedimentação muito lenta. A presença de partículas de goethita, especialmente Al-goethitas, é uma das grandes causas da lenta sedimentação da lama, devido a sua baixa gravidade específica e sua grande área superficial (Li, 2001).

Os rejeitos do Igarapé Bahia também podem ser chamados de lama vermelha, distinguindo-se das demais oriundas do processo Bayer, por apresentarem menor quantidade de água na polpa, o que torna mais rápida sua sedimentação apesar da presença das Al-goethitas, baixíssima concentração de álcalis, e conseqüentemente, pH mais baixos na faixa de 8 - 9, com a vantagem de que esses valores diminuem ao longo do tempo, como explicado anteriormente.

Tal como as lamas vermelhas esses rejeitos apresentam como características físicas uma cor marrom-avermelhada e uma granulação muito fina, bem como oxi-hidróxidos de ferro, hidróxidos de alumínio, titânio e sílica em suas composições químicas.

De acordo com sua composição química observa-se que, com exceção dos teores de álcalis, esses rejeitos apresentam algumas semelhanças com todos os tipos de lama vermelha relacionados na tabela 16. Portanto, podem ser utilizados em estudos semelhantes aos desenvolvidos para as lamas vermelhas, cujas principais linhas de pesquisa são voltadas para aplicações na indústria de cerâmica estrutural e vítrea, pozolanas e cimentos especiais.

Foi dentro desta ótica que Korndörfer (2000) desenvolveu um trabalho para utilização desse material como matéria básica para a produção de ligantes hidráulicos, cujos resultados demonstraram que esses ligantes podem substituir pelo menos parcialmente, os cimentos portlands caros, utilizados na construção civil.



## 5 CONCLUSÕES E CONSIDERAÇÕES AMBIENTAIS

O minério supergênico aurífero em Igarapé Bahia, submetido a um forte processo de fragmentação, produz uma granulometria que, 68% em média encontra-se em torno de 38  $\mu\text{m}$ . Os resultados dos estudos mineralógicos, através de DRX, nas diferentes frações granulométricas desse rejeito, indicaram que, propriedades físicas como dureza e densidade dos constituintes minerais desses materiais, são as principais indicadoras da concentração dos minerais de ferro nas frações mais grossas, e da gibbsita e caulinita nas frações mais finas.

No que diz respeito aos valores de pH e Eh, durante o beneficiamento é necessária uma correção de pH, o que deixa os rejeitos com valores bem elevados, na faixa de 10 - 12. Os resultados das análises de pH e Eh realizadas nos diferentes materiais, indicaram que esses valores nas bacias de deposição tendem a reassumir valores compatíveis com aqueles dominantes no ambiente natural, com o decorrer do tempo. Isto é bastante evidenciado nos resultados da planta piloto, que é o mais antigo, e onde o pH já se iguala aos valores do ROM. Nas demais bacias, ainda recentes, essa diferença é tênue, o que é bastante compreensível pelo fato de que seus materiais se encontram em um ambiente diferente aos da planta piloto, sem cobertura vegetal e com circulação restrita, tornando mais lenta a diminuição do pH.

Em relação aos aspectos mineralógicos, foram identificados pela DRX os principais constituintes do minério e dos rejeitos, que são essencialmente hematita, caulinita, gibbsita, goethita e maghemita, ou seja, os minerais identificados no rejeito são concordantes com aqueles encontrados no ROM, não sendo verificada a formação de nenhuma nova espécie mineral. Esses dados foram complementados com as análises de ATD/ATG e infravermelho, que foram úteis para indicar que, nos rejeitos da planta piloto há predominância de minerais como gibbsita e caulinita, enquanto que nos materiais mais recentes predominam os oxi-hidróxidos de ferro, em consequência do tipo de minério processado.

Quimicamente foi observado que os rejeitos da planta piloto apresentam as maiores concentrações de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$  e PF, enquanto que nos materiais mais recentes predominam  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{P}_2\text{O}_5$ . Os elementos como Ca e Na foram incorporados durante o processo e, obviamente apresentam as maiores concentrações nos materiais mais recentes.

Em relação a concentração dos elementos-traço os rejeitos mais recentes (M-7 e M-8) são também muito diferentes dos da planta piloto, mas similares ao ROM e ao efluente. As diferenças

entre eles são ressaltadas por Ni, Co, Y, Mo, Cu, U e Mn, estando estes últimos muito concentrados nos materiais mais recentes e V, Ga, Zr, Nb, Hf e Th mais concentrados na planta piloto. Essas diferenças observadas, entre os dois períodos de pesquisa refletem dessa maneira, apenas, distinções na própria natureza do minério, levando-se em consideração que desde o início da operação três corpos mineralizados foram lavrados (acampamento norte, acampamento sul e furo trinta).

A distribuição dos elementos terras raras, também revelou diferenças entre os materiais analisados, que foram evidenciadas pelo menor fracionamento das amostras relativas à planta piloto, em relação ao das amostras mais recentes, bem maior. Não foram também observadas anomalias significativas nessas curvas, o que indica que esses elementos permanecem estáveis.

Pode-se dizer dessa maneira, que os resultados avaliados, sugerem que, nos materiais da planta piloto há predominância de materiais provenientes de partes superiores do perfil, com contribuição dos horizontes gibbsíticos, e nos materiais mais recentes predominam crostas ferruginosas, mas principalmente *gossans* derivados de uma porção mais profunda do perfil em direção a zona primária. Esses resultados são concordantes com as pesquisas de Horbe (1995), Angélica (1996) e Costa & Costa (1996) que encontraram assinaturas geoquímicas semelhantes para os solos e crostas ferruginosas nas áreas do Igarapé Bahia e Águas Claras.

Do ponto de vista morfológico as fases minerais presentes nos rejeitos preservam as características do minério original, visto que não foram identificadas fases minerais neoformadas. E em concordância com os demais resultados, pode-se dizer num primeiro momento, que esse material durante o período que se encontra depositado ainda não experimentou significativas modificações/transformações mineralógicas detectáveis através dos métodos utilizados.

Em se tratando da avaliação de suas potencialidades para aproveitamentos alternativos, foi verificado que os rejeitos da mina de Igarapé Bahia podem ser comparados com a lama vermelha tradicional oriunda do processo Bayer, com a qual muitas pesquisas já foram realizadas com o objetivo de gerar novos produtos. Sendo assim, e baseado na sua caracterização química e mineralógica e no trabalho de Korndörfer (2000), pode-se concluir que esse material, apresenta grande potencialidade para estudos de aproveitamento tecnológico (cerâmica vermelha e vítrea, ferrocimentos, pozolanas), tal como as lamas vermelhas tradicionais.

Quanto a eventuais impactos ao meio ambiente que podem ser causados devido a uma futura degradação das mantas impermeabilizantes, que isolam as bacias de rejeito, pode-se

afirmar que, até o presente momento, passados 10 anos do início da deposição desses resíduos da mineração, não se constataram quaisquer transformações mineralógicas ou químicas sugestivas de gerarem danos ambientais.

Entretanto, o desenvolvimento de uma vegetação espontânea ou induzida no entorno e sobre esses rejeitos, e a conseqüente ação da matéria orgânica poderá em poucos anos desenvolver um ambiente ácido e possivelmente com tendência a redutor, semelhante aos ambientes lacustres fechados típicos do Quaternário da Amazônia. Isso levará à redução dos oxi-hidróxidos de ferro e à formação de novos minerais provavelmente siderita ou pirita, como observado em Seis Lagos, Carajás, Paduari (Corrêa, 1996; Costa *et al.*, 2000 e 2002), onde novas barreiras geoquímicas/mineralógicas se instalam, a exemplo do lago Baikal na Rússia (Deike *et al.*, 1997) promovendo a remobilização e concentração dos elementos químicos.

Como os oxi-hidróxidos de ferro exercem uma influência muito grande nos ciclos biogeoquímicos dos metais em sedimentos, solos e lateritos (Bourrié *et al.*, 1999), convém dar continuidade a estudos sistemáticos de acompanhamento, nos moldes do presente trabalho, para entender os processos de assimilação desse material na paisagem tropical amazônica e desta forma avaliar o seu possível impacto ambiental, que até então se trata somente de um impacto visual no topo do platô do Igarapé Bahia.

**REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS**

- ALVES, F. 1992. Não se pode minerar sem mover montanhas. *Brasil Mineral*, 98: 11.
- ALVES, F. & BRITO, O. 1996. Com novas minas Vale pode produzir 18t. *Brasil Mineral*, 141: 32-35.
- ALVES, F. & BRITO, O. 1998. Custos da Vale estão entre os mais baixos. *Brasil Mineral*, 160: 22-25.
- ALZAGA, R.; MESAS, A.; ORTIZ, L.; BAYONA, J. M. 1999. Characterization of organic compounds in soil and water by pyrite tailing spillage. *The Science of the Total Environment*, 242: 167-178.
- ANDRADE, W.O.; MACHESKY, M.L.; ROSE, A.W. 1991. Gold distribution and mobility in the surficial environment, Carajás region, Brazil. *Journal of Geochemical Exploration*, 40: 95-114.
- ANGÉLICA, R. S. 1996. *Mineralogia e geoquímica de gossans e lateritos auríferos na região de Carajás: depósitos de Igarapé Bahia e Águas Claras*. Belém, CPGG/UFPa, 115p. (Tese de Doutorado)
- ANGÉLICA, R. S.; COSTA, M. L.; LENHARO, S. L. R.; PÖLLMANN, H. 1996. Ocorrência de uraninita associada com o ouro do Igarapé Bahia (Carajás - Pa). In: SIMPÓSIO DE GEOLOGIA DA AMAZÔNIA, 5. Belém. *Resumos...* Belém: SBG/NO, p. 152-155.
- AZCUE, J. M.; MUDROCK, A.; ROSA, F.; HALL, E. G. M.; JACKSON, T. A.; REYNOLDSON, T. 1995. Trace elements in water, sediments, porewater, and biota polluted by tailings from an abandoned gold mine in British Columbia, Canada. *Journal of Geochemical Exploration*, 52 (1-2): 25-34.
- BARATA, M. S. 1998. *Concreto de alto desempenho no Pará: Estudo da viabilidade técnica e econômica de produção de concreto de alto desempenho com os materiais disponíveis em Belém através do emprego de adições de sílica ativa e metacaulim*. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Civil/UFRS, 164p. (Tese de Doutorado)
- BLASCO, J.; ARIAS, A. M.; SÁENZ, V. 1999. Heavy metals in organisms of the River Guadalquivir estuary: possible incidente of the Aznalcóllar disaster. *The Science of the Total Environment*, 242: 249-259.

- BOURRIÉ, G.; TROLARD, F.; GÉNIN, J. M. R.; JAFFREZIC, A.; MAÎTRE, V.; ABDELMOULA. 1999. Iron control by equilibria between hydroxy-Green Rusts and solutions in hydromorphic soils. *Geochimica e Cosmochimica Acta*. 63 ; 3417-3427.
- BRAUN, J. J.; PAGEL, M.; MULLER, J. P.; BILONG, P.; MICHARD, A.; GUILLET, B. 1990. Cerium anomalies in lateritic profiles. *Geochimica et Cosmochimica Acta*. 54: 781-795
- CORNELL, R. M. & SCHWERTMANN, U. 1996. *The Iron Oxides*. Weinheim, VCH. 573p.
- CORRÊA, S. L. A. 1996. *Evolução geoquímica das crostas lateríticas e dos sedimentos sobrepostos na estrutura de seis lagos*. Belém, CPGG/UFPA, 212 p. (Tese de Doutorado)
- COSTA, M. L. 1987. *Impressões geológicas colhidas na região de Carajás*. DOCEGEO/UFPA, 25 pp. (Unpublished trip)
- COSTA, M. L. 1991. Aspectos Geológicos dos Lateritos da Amazônia. *Revista Brasileira de Geociências*, 21 (2): 146-160.
- COSTA, M. L. 1993. Gold distribution in laterites profiles in South America, Africa, and Australia: applications to geochemical exploration in tropical regions. *Journal of Geochemical Exploration*, 47: 143-163.
- COSTA, M. L.; ANGÉLICA, R. S.; COSTA, N. C. 1999. The geochemical association Au - As - B - (Cu) - Sn - W in latosol, colluvium, lateritic iron crust and gossan in Carajás, Brazil: importance for primary ore identification. *Journal of Geochemical Exploration*, 67: 33-49.
- COSTA, M. L.; ANGÉLICA, R. S.; MORAES, E. L.; PÖLLMANN, H. 1996a. Mineralogical and chemical transformations of gold mining wastes derived from supergenic ore and disposed in tanks on the tops of lateritic plateaus under tropical environment. In: BRAZILIAN-GERMAN WORKSHOP FOR EXCHANGE ENVIRONMENTAL SCIENCE AND TECHNOLOGIES, 3. Germany, Oct. 1996.
- COSTA, M. L.; LEMOS, V. P.; FARIA, M. S. G.; ANGÉLICA, R. S.; PÖLLMANN, H. 2002. Vivianit aus dem Amazonasgebiet. *Aufschluss*. 53: 37-42.
- COSTA, M. L.; MORAES, E. L.; ANGÉLICA, R. S.; PÖLLMANN, H. 1996b. Contrastes geoquímicos nas bacias de rejeitos da mina de ouro supergênico do Igarapé Bahia (Carajás-Pa). In: SIMPÓSIO DE GEOLOGIA DA AMAZÔNIA, 5. Belém. *Resumos...* Belém: SBG/NO, p. 356-360.

- COSTA, N. C. & COSTA, M. L. 1996. Geoquímica de crostas lateríticas, solos e colúvios do depósito aurífero do Águas Claras (Carajás-Brasil). In: SIMPÓSIO DE GEOLOGIA DA AMAZÔNIA, 5. Belém. *Resumos...* Belém: SBG/NO, p. 246-249.
- CRAIG, J. R. & VAUGHAN, D. J. 1981. *Ore microscopy and ore petrography*. New York, John Wiley & Sons, Inc. 406p.
- CVRD. 1997. *Relatório de construção e alteamento dos ponds*. 14p. (Relatório Técnico)
- CVRD/SUMEN. 2000 – *Gerência geral de mineração de Igarapé Bahia/SGQA*. Dados da Estação Meteorológica – 2000.
- DEIKE, R. G.; GRANINA, L.; CALLENDER, E.; MCGEE, J. J. 1997. Formation of ferric iron crusts in Quaternary sediments of Lake Baikal, Russia, and implications for paleoclimate. *Marine geology*. 139: 21-46.
- EVENSEN, N. M.; HAMILTON, P. J.; O'NIONS, R. K. 1978. Rare earth abundances in chondritic meteorites. *Geochimica e Cosmochimica Acta*, 42: 1199-1212.
- FERRAN, A. 1996. Tipologia das jazidas auríferas do Brasil. *Minérios & Minerale*s, 212: 37-45.
- FIGUEIREDO, B. R. 2000. *Minérios e ambiente*. Campinas, Ed. Unicamp. 401p.
- FLORES, S. M. P. 2000. *Aproveitamento do caulim na produção de alumina para cerâmica e sílica de baixa granulometria*. Belém, CPGG/UFPA, 187p. (Tese de Doutorado)
- GAZOLLA, E. A. 1982. Problemas de poluição na indústria de mineração no Brasil. A performance da CVRD. *CVRD – Revista* (ed. especial), 3: 7-10.
- GOMES, A. M. D. 1999. Cianetação de minérios de ouro em tanques agitados: uma discussão prática. *Minérios & Minerale*s, 238: 39-44.
- GOMEZ-PARRA, A.; FORJA, J. M.; DELVALLS, T. A.; SÁENZ, I.; RIBA, I. 2000. Early contamination by heavy metals of the Guadalquivir estuary after the Aznalcóllar mining spill (SW Spain). *Marine Pollution Bulletin*, 40 (12): 1115-1123.
- HETTLER, J.; IRION, G.; LEHMANN, B. 1997. Environmental impact of mining waste disposal on a tropical lowland river system: a case study on the Ok Ted Mine, Papua New Guinea. *Mineralium Deposita*, 32 (3): 20-291.
- HILDEBRANDO, E. A.; SOUZA, J. A. S.; NEVES, R. F. 1999. Aplicação do rejeito do Processo Bayer (Lama Vermelha) como matéria-prima na indústria de cerâmica estrutural. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE CERÂMICA, 43. Florianópolis. *Anais...* Florianópolis: SBC. p. 281-291.

- HIND, A. R.; SURESH, K. B.; GROCCOTT, S. C. 1999. The surface chemistry of Bayer process solids: a review. *Colloids and Surfaces*, 146: 359-374.
- HORBE, A. M. C. 1995. *Evolução mineralógica e geoquímica multi-elementar de perfis de solos sobre lateritos e gossans na Amazônia*. Belém, CPGG/UFGA. 213p. (Tese de Doutorado)
- IGARAPÉ BAHIA: Uma verdadeira mina de ouro. 1996. *Minérios & Minerales*, 214: 33-35.
- JOHNS, C. 1995. Contamination of riparian wetlands from past copper mining and smelting in the headwaters region of the Clark Fork River, Montana, U.S.A. *Journal of Geochemical Exploration*, 52 (1-2): 193-203.
- KASLIWAL, P. & SAI, P. S. T. 1999. Enrichment of titanium dioxide in red mud: a kinetic study. *Hydrometallurgy*, 53: 73-87.
- KLEIN, C. & HURLBURT Jr., C. S. 1993. *Manual of Mineralogy*. New York, John Wiley & Sons Inc., 681 p.
- KORNDÖRFER, J. 2000. *Untersuchungen zur herstellung eines hydraulischen bindemittels auf der basis eines rückstandes des bergbaus von lateritischen erzen*. der Martin-Luther-Universität Halle-Wittenberg, 113p. (Dissertation)
- LEDIN, M.; PEDERSEN, K. 1996. The environmental impact of mine wastes — Roles of microorganisms and their significance in treatment of mine wastes. *Earth Sciences Reviews*, 41 (1-2): 67-108.
- LI, L. Y. 2001. A study of iron mineral transformation to reduce red mud tailings. *Waste Management*, 21: 525-534.
- MACKENZIE, R. C. 1970. Basic Principles and historical development. In: MACKENZIE, R. C. (ed.) *Differential thermal analysis*. London, Academic Press Inc., p. 3-30.
- MACKENZIE, R. C. & BERGGREN, G. 1970. Oxides and hydroxides of higher-valency elements. In: MACKENZIE, R. C. (ed.) *Differential thermal analysis*. London, Academic Press Inc., p. 272-302.
- MARABINI, A. M.; PLESCIA, P.; MACCARI, D.; BURRAGATO, F.; PELINO, M. 1998. New materials from industrial and mining wastes: glass-ceramics and glass- and rock-wool fibre. *Int. J. Miner. Process.*, 53: 121-134.
- MILNES, A. R. & FITZPATRICK, R. W. 1989. Titanium and Zirconium Minerals. In: DIXON, J. B. & WEED, S. B. (ed.) *Minerals in Soils Environments*. 2. ed. Madison, p 1131-1205. (SSSA Book Series)



- MINERAÇÃO e reciclagem. 1999. *Minérios & Mineraleis*. 239: 31-33.
- NOGUEIRA, J. M. & SCHUERY, W. S. M. 1991. *Projeto Igarapé Bahia - Sistema de Deposição de Rejeitos*, CVRD. 14p. (Relatório Técnico).
- PERA, J.; BOUMAZA, R.; AMBROISE J. 1997. Development of a pozzolanic pigment from red mud. *Cement and Concrete Research*. 27: 1515-1522.
- PESTANA, M. H. D.; FORMOSO, M. L. L.; TEIXEIRA, E. C. 1997. Heavy metals in stream sediments from copper and gold mining areas in southern Brazil. *Journal of Geochemical Exploration*, 58 (2-3): 133-143.
- PIGA, L.; POCHETTI, F.; STOPPA, L. 1995. Application of thermal analysis techniques to a sample of Red Mud – a by product of the Bayer process – for magnetic separation. *Thermochimica Acta*, 254: 337-345.
- RAMDOHR, P. 1980. *The ore minerals and their intergrowths*. 2. ed., Berlin, Pergamon Press. V. 2.
- RIBEIRO, P. S. 2000. Igarapé Bahia: a maior mina de ouro do país. *Minérios & Mineraleis*, 245: 24-27.
- ROBERTS, W. L.; CAMPBELL, T. J.; RAPP JR., G. R. 1990. *Encyclopedia of Minerals*. 2. ed. New York, Van Nostrand Reinhold.
- RUSSELL, J. D. & FRASER, A. R. 1994. Infrared methods. In: WILSON, M. J. (ed.) *Clay Mineralogy: Spectroscopic and Chemical Determinate Methods*. London, Chapman & Hall. p. 11-67.
- SALOMONS, W. 1995. Environmental impact of metals derived from mining activities: Processes, predictions, prevention. *Journal of Geochemical Exploration*, 52 (1-2):5-23.
- SANTOS, P. S. 1992. *Ciência e Tecnologia das Argilas*. 2. ed. São Paulo, Ed. Edgar Blücher Ltda. V. 3. 408p.
- SINGER, E. 1989. Gerenciamento ambiental. *Brasil Mineral – Especial: Meio ambiente*: 81-82.
- SINGH, M.; UPADHAYAY, S. N.; PRASAD, P. M. 1996. Preparation of special cements from red mud. *Waste Management*, 16 (8): 665-670.
- SINGH, M.; UPADHAYAY, S. N.; PRASAD, P. M. 1997. Preparation of iron rich cements using red mud. *Cement and Concrete Research*, 27 (7): 1037-1046.

- SINTONI, A.; VALVERDE, F. M.; OBATA, O. R. 1993. A mineração poderá conviver com a cidade? *Brasil Mineral*, 118: 59-66.
- SMYKATZ-KLOSS, W. 1974. *Differential thermal analysis - Application and results in mineralogy*. Berlin, Springer-Verlag. 185p.
- SOARES, L.; FUJIMURA, F.; CHAVES, A. P. 1996. Características tecnológicas de rejeitos de caulim: reciclagem e possibilidades de aproveitamento. *Minérios & Minerales*, 208: 30-36.
- SOUZA, D. J. L., 2000. *Caracterização geológica, mineralógica, química e física do caulim da mina da RCC - Rio Capim Caulim (PA)*. Belém, CPGG/UFPa, 116p. (Dissertação de Mestrado)
- SUÑER, M. A.; DEVESA, V.; MUÑOZ, O.; LOPEZ, F.; MONTORO, R.; ARIAS, A. M.; BLASCO, J. 1999. Total and inorganic arsenic in the fauna of the Guadalquivir estuary: environmental and human health implications. *The Science of the Total Environment*, 242: 261-270.
- VALÊNCIO, N. 1998. A Lei da Sobrevivência. *Minérios & Minerales*, 232: 19-23.
- VAN DER MAREL, H. W. & BEUTELSPACHER, H. 1976. *Atlas of Infrared Spectroscopy of Clay Minerals and their Admixtures*. Amsterdam. 396p.
- YALÇIN, N. & SEVINÇ, V. 2000. Utilization of bauxite waste in ceramic glazes. *Ceramics International*, 26: 485-493.
- ZANG, W. & FYFE, W. S. 1993. A three-stage genetic model for the Igarapé Bahia lateritic gold deposit, Carajás, Brazil. *Economic Geology*, 88: 1768-1779.