

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA
E DOS MATERIAIS - PPGEMM

CONTRIBUIÇÃO AO BENEFICIAMENTO DE FINOS DE FOSFATOS

por

Valéria Dozolina Sartori Bassani
Engenheiro Químico

Trabalho realizado no Departamento de Engenharia Metalúrgica da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e dos Materiais - PPGEMM.

Porto Alegre

1986

CONTRIBUIÇÃO AO BENEFICIAMENTO DE FINOS DE FOSFATOS

DISSERTAÇÃO

Apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e dos Materiais - PPGEMM como parte dos requisitos para a obtenção do Título de

MESTRE EM ENGENHARIA

Área de Concentração: METALURGIA EXTRATIVA

por

Valéria Dozolina Sartori Bassani

Engenheiro Químico

1986

Esta DISSERTAÇÃO foi julgada adequada para a obtenção do título de Mestre em Engenharia, Área de Concentração: Metalurgia Extrativa, e aprovada em sua forma final, pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador: Jorge Rubio

DIC, Ph.D.

Dep.Engenharia Minas - PPGEMM - UFRGS

Banca Examinadora:

Jaime Solari

DIC, Ph.D.

Dep.Engenharia Metalúrgica - PPGEMM - UFRGS

Silvio Girardi

Engenheiro de Minas - MSc.

Dep.Engenharia Minas - Universidade do Chile

Antônio C.F. Vilela

Ph.D.

Dep.Metalurgia - PPGEMM - UFRGS

Coordenador do PPGEMM

Ivan Guerra Machado

Doutor em Engenharia

AGRADECIMENTOS

- Ao Professor Jorge Rubio pelo incentivo e dedicação na orientação deste trabalho.
- A professora Ione M. Baibich, do Instituto de Química da UFRGS, pela orientação na área de espectrofotometria de infravermelho.
- A Central Analítica do Instituto de Química da UFRGS pelas análises de infravermelho e, especialmente à professora Maria Goreti Vale e Teris M. Berbigier.
- Ao Laboratório de Pesquisa em Corrosão deste Programa pela utilização do espectrofotômetro.
- Ao Instituto de Física da UFRGS, em especial ao professor Otelo pelas análises de Raio-X.
- A Aços Finos Piratini pelo auxílio nas análises químicas.
- A Professora Rosa Leamar pela orientação na área de Difração de Raio-X.
- As estudantes Lisiane Mentz e Doris Jung pela dedicação e interesse na realização da parte experimental.
- A Geóloga Alexandra Andrade pela dedicação e auxílio na análise petrográfica.
- Ao Sr. Tolentini pelo auxílio nos desenhos.
- Aos colegas do Laboratório de Tecnologia Mineral deste Programa pelo apoio e auxílio ao longo do trabalho.
- Ao CNPq e CAPES pelo suporte financeiro.
- Ao Instituto de Ciências Naturais, em especial a professora Marleni pela utilização do microscópio ótico.

- A Fوسفétil, Arafétil e Nuclebrás pelo fornecimento das amostras.
- A Vera pelo esmero na datilografia.

Aos meus pais e irmãos, e ao
Nestor pelo apoio e incentivo.

RESUMO

Foram estudadas as características de floculação da hidroxiapatita, calcita e quartzo com poliacrilamidas aniônicas.

Tanto as suspensões de hidroxiapatita como a calcita foram completamente floculadas enquanto que o quartzo foi refratário a floculação com esses polímeros. Entretanto, observou-se que a floculação da calcita foi impedida com a utilização de um poliacrilato de sódio, enquanto que a hidroxiapatita continuou a ser floculada pela poliacrilamida num intervalo de concentração de 0 a 1000 g/ton de poliacrilato. Estes resultados permitiram estabelecer condições para a floculação seletiva de hidroxiapatita em misturas sintéticas com quartzo e calcita. Nestes sistemas foram estudados diversos parâmetros operacionais, tais como tipo de separação, efeito do teor da alimentação, e influência da moagem. Onde a separação estagiada apresentou melhor resultado, uma moagem adicional no sistema não favoreceu a seletividade. Por outro lado, o teor de P_2O_5 no concentrado é proporcional ao teor presente na alimentação.

A hidroxiapatita, em estudo, de alta pureza (de acordo com técnicas de análise química, espectrofotometria de infravermelho e difração de raios X) apresentou um ponto de carga zero em pH 6,77 na presença de diversos eletrólitos.

A aplicação do sistema de floculação seletiva a frações ultrafinas industriais foi estudada em detalhe e comparada com processos de flotação e floco-flotação. Os resultados obtidos mostraram que a floculação seletiva somente foi eficiente nos sistemas sintéticos. A flotação, embora o minério apresente uma granulometria muito fina, foi mais eficiente que a floculação seletiva e a floco-flotação nos sistemas reais, em termos de taxa de enriquecimento e percentual de rejeição de massa. Entretanto com a floco-flotação foi possível obter altas recuperações (~90%) para os minérios de Araxá e Itataia.

Para o minério de Tapira, um aumento do teor de P_2O_5 foi obtido com a flotação da fração seletivamente floculada.

As taxas de enriquecimento obtidas foram baixas (entre 1,35 e 2,10) em função das associações entre a apatita do minério com óxido de ferro e argila, o que revelou a caracterização mineralógica.

Conclue-se que a concentração de minérios fosfatados de baixo teor é uma operação onerosa, onde o fator predominante é a adsorção seletiva de reagentes e a transferência não específica de material de ganga nos respectivos concentrados.

ABSTRACT

The characteristics of flocculation of hydroxyapatite, calcite and quartz were studied using anionic polyacrylamides.

Complete flocculation of suspension of hydroxyapatite and calcite was obtained whereas quartz suspensions were not amenable for flocculation with these polymers. However, the flocculation of calcite was found to be depressed with the use of sodium polyacrylate but not hydroxyapatite within a range concentration from 0 to 1000 g/ton of polyacrylate. These results allowed to establish conditions for the selective flocculation of hydroxyapatite from synthetic mixtures with quartz and calcite. Thus, several operational parameters were studied, namely, type of separation, feed grade and grinding conditions.

The stage separation presented better results, additional grinding in the system selectivity not favored. However, the grade of P_2O_5 in concentrate is proportional feed grade.

The hydroxyapatite studied, high purity (of agreement with chemical analysis technical, infrared and x rays spectrometry) presented the point of zero charge in pH 6,77 in the presence of several electrolytes.

The application of the selective flocculation to industrial ultrafines fractions was studied in detail and compared with the flotation and floc-flotation processes. The results obtained showed that the selective flocculation process was efficient only for the synthetic system. The flotation however, despite the fineness of the real suspensions systems, was found to be more efficient than the selective flocculation and the floc-flotation, in terms of enrichment rate and mass rejection percentage.

However, with the floc-flotation was possible obtain high recuperation (~90%) for Araxá and Itatiaia ores.

For the Tapira ore, the increase of P_2O_5 grade was obtained with flotation of flocculated fraction selectively.

The enrichment rates obtained were low (between 1,35 and 2,10) in terms of the association between ore apatite with iron oxide and clay, the what revealed the mineralogical characterization.

Conclude that the concentration of phosphates ores of low grade is onerous operation, where predominance factor is the selective adsorption of reagents and not specific transfer of material gangue in the concentrate respectively.

ÍNDICE

RESUMO	VII
ABSTRACT	IX
Índice das Figuras	XIII
Índice das Tabelas	XV
I - INTRODUÇÃO	1
II - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
2.1 Caracterização do Estado Atual do Fosfato Brasileiro	4
2.2 Processamento de Fosfatos	10
2.2.1 Generalidades	10
2.2.2 Beneficiamento de fosfatos no Brasil	16
2.3 Problemática dos Finos	33
2.4 Alternativas para Beneficiamento de Finos	37
2.4.1 Alternativas em Estudo	37
2.4.2 Alternativas para Beneficiamento de Finos de Fosfatos Brasileiros	54
III - MATERIAIS	58
3.1 Minério Sintético	58
3.2 Minérios	61
3.3 Reagentes	62
IV - TÉCNICAS EXPERIMENTAIS	62
4.1 Estudos de Caracterização	62
4.2 Estudos de Dispersão	64
4.3 Estudos de Flocculação	65
4.4 Estudos de Flocculação Seletiva	65
4.5 Estudos de Flotação	68
4.6 Estudos de Floco-Flotação	71
V - RESULTADOS E DISCUSSÃO	72
5.1 Estudos no Sistema Mineral Sintético	72
5.1.1 Estudos de Caracterização	72
I. Medidas de Espectrofotometria de Infravermelho	72
II. Medidas de Espectrometria de Difração de Raio-X	72
III. Medidas de Ponto de Carga Zero da Apatita	72
5.1.2 Dispersão e Flocculação	78
5.1.3 Flocculação Seletiva da Hidroxiapatita	88
5.1.4 Estudos de Microflotação	99
5.2 Estudos em Sistemas Reais	104

5.2.1 Estudos de Floculação Seletiva	104
5.2.2 Estudos de Flotação e Floco-Flotação em Célula de Bancada	111
5.3 Discussão Geral	118
5.4 Processamento de Ultrafinos de Fosfatos. Principais Considerações e Conclusões	120
VI - CONCLUSÕES E SUGESTÕES	124
VII - BIBLIOGRAFIA	126
VIII - APÊNDICE	132

ÍNDICE DAS FIGURAS

Figura 1 - Fluxograma de blocos de beneficiamento de rochas fosfáticas	11
Figura 2 - Fluxograma do beneficiamento em Kola	15
Figura 3 - Fluxograma - Araxá	18
Figura 4 - Tapira	21
Figura 5 - Patos de Minas	23
Figura 6 - Catalão - Fosfago	24
Figura 7 - Processo Esquemático da Goiásfértil	26
Figura 8 - Circuito de Deslamagem	30
Figura 9 - Circuito de Flotação	31
Figura 10 - Célula Pneumática de Flotação - Serrana	32
Figura 11 - Características físico-química dos finos e sua relação na flotação.	35
Figura 12 - Representação esquemática dos métodos de separação baseados na atividade superficial e molhabilidade	38
Figura 13 - Representação esquemática do processo "Carrier Flotation"	40
Figura 14 - Representação esquemática do processo de floco-flotação ou flota ção aglomerante	41
Figura 15 - Processo de flotação em coluna	45
Figura 16 - Processo de floculação seletiva	48
Figura 17 - Estados típicos do líquido-ponte no processo de aglomeração esfé- rica	52
Figura 18 - Alguns exemplos de separação em líquidos	53
Figura 19 - Elutriador	66
Figura 19A- Curva de Concentração para P_2O_5	67
Figura 20 - Tubo Hallimond Modificado	68
Figura 21 - Célula de Flotação	70
Figura 22 - Espectro de apatita. Pastilha KBr, a 1%	73
Figura 23 - Espectro de apatita. Solvente Nujol	74
Figura 24 - Variação do pH para diferentes eletrólitos em função do pH fi- nal de equilíbrio	76
Figura 25 - Dispersão de apatita, calcita e apatita-calcita, em função da concentração de Cyquest	79
Figura 26 - Dispersão da apatita em função do pH	80
Figura 27 - Dispersão da calcita em função do pH	81
Figura 28 - Dispersão do quartzo em função do pH	83

Figura 29 - Dispersão do quartzo em função da concentração de Cyquest	84
Figura 30 - Floculação dos diversos minerais pelo Superfloc 16 na presença de Cyquest	86
Figura 31 - Floculação seletiva estagiada	90
Figura 32 - Floculação seletiva estagiada	91
Figura 33 - Efeito do teor da alimentação no teor de hidroxiapatita no concentrado	95
Figura 34 - Efeito do teor da alimentação no teor de P_2O_5 no concentrado e na recuperação, no processo de floculação seletiva do sistema hidroxiapatita-calcita-quartzo	98
Figura 35 - Efeito da concentração de "tall oil" na flotação da hidroxiapatita..	100
Figura 36 - Efeito do pH na flotação da hidroxiapatita	101
Figura 37 - Efeito da concentração de "tall oil" na flotação da hidroxiapatita no sistema hidroxiapatita(30%)/quartzo(70%)	102
Figura 38 - Efeito da moagem no teor de P_2O_5 no concentrado e recuperação, no processo de floculação seletiva do minério de Araxá	110
Figura 39 - Efeito do teor de alimentação no teor de P_2O_5 do concentrado, e na recuperação, no processo de flotação do minério de Araxá	113
Figura 40 - Efeito do teor de alimentação no teor de P_2O_5 do concentrado e na recuperação, no processo de floco-flotação do minério de Araxá	115
Figura 41 - Circuito Alternativo	126

ÍNDICE DAS TABELAS

Tabela 1 - Reservas Brasileiras de Rochas Fosfáticas	7
Tabela 2 - Produção Mundial de Fosfatos e Reservas	8
Tabela 3 - Produção/Importação/Consumo Aparente - Brasil	9
Tabela 4 - Importação - Fosfatos	9
Tabela 5 - Fosfato (P_2O_5) - 1984	8
Tabela 6 - Balanço de Massa Esperado	20
Tabela 7 - Balanço de Massa e Metalúrgico da Usina 320 - Serrana	28
Tabela 8 - Resultados obtidos na Planta de Jacupiranga em Operação Simultânea	29
Tabela 9 - Métodos de Separação dos Minérios	34
Tabela 10 - Resultados de floculação dos minérios estudados	85
Tabela 11 - Floculação Seletiva Hidroxiapatita-Calcita	89
Tabela 12 - Floculação Seletiva da Hidroxiapatita de Calcita	92
Tabela 13 - Diâmetros equivalentes de partículas elutriáveis	93
Tabela 14 - Influência do tipo de moagem nos parâmetros de separação	96
Tabela 15 - Resultados da floculação seletiva do minério de Tapira	105
Tabela 16 - Resultados dos testes de lavagem dos flocos com flotação no minério de Tapira	106
Tabela 17 - Resultados de flotação do minério de Tapira	112
Tabela 18 - Resultados de flotação e floco-flotação do minério de Itataia	117
Tabela 19 - Resultados dos processos de beneficiamento dos minérios de Tapira, Araxá e Itataia	119

I - INTRODUÇÃO

A rocha fosfática é a principal fonte para obtenção de ácido fosfórico, fertilizantes acabados e outros produtos fosforados como fosfato simples, moído e aplicado diretamente no solo.

No Brasil, a estrutura de consumo do concentrado fosfático está dividida em fertilizantes com 70% do consumo, ácido fosfórico com 25% e outros fins com 5% (detergentes, inseticidas, tratamento de água, etc.).(1). No biênio 1983/84 o consumo do concentrado apresentou um acréscimo de 23%, entretanto somente o consumo de ácido fosfórico aumentou em 58%, neste mesmo período (2). No caso específico de fertilizantes, a proporção dos macronutrientes necessária para os solos brasileiros é de 1:1, 5:1, para N-P-K, respectivamente. No caso dos Cerrados brasileiros(*), há necessidade de neutralização da toxidez do alumínio e correção dos solos, onde é essencial a adição de fosfatos e a calagem (3).

A situação atual é que embora seja promissora a nossa produção de concentrados fosfáticos, o consumo tende a aumentar principalmente pela expansão das fronteiras agrícolas.

Por outro lado, o Brasil precisa cada vez mais substituir as importações, as quais em 1984 foram da ordem de 79 milhões de dólares somente em concentrado fosfático e ácido fosfórico (1).

As reservas brasileiras de rocha fosfática são estimadas em 2,9 bilhões de toneladas, e a produção de concentrado fosfático em 1984 foi de 3,855 milhões de toneladas.

(*) Região de 1.830.000 km², onde as maiores extensões localizam-se nos Estados de Minas Gerais e Goiás, na qual se desenvolvem grandes projetos de agricultura.

Em termos de beneficiamento, o processo atualmente usado para concentração de fosfato contido nas rochas fosfáticas no Brasil é a flotação. Um fluxograma típico desse processo inclui etapas de mineração, britagem, homogeneização, moagem, deslamagem, flotação do fosfato e eventual flotação dos silicatos.(4)

A rejeição dos ultrafinos, ou seja, do material com tamanho menor que tamanho limite para o qual o processo opera (normalmente menor que 15 μm) é uma operação necessária, porque testes de flotação sem deslamagem já mostraram baixa recuperação obtida aliada a baixos teores de P_2O_5 obtidos no concentrado (5).

Os processos de beneficiamento por flotação variam conforme as características do minério e a composição da ganga, e estas influenciam o uso de determinados coletores, densidade de polpa e faixa de pH para o processo.

Os problemas ocasionados pelos finos e ultrafinos de fosfatos podem ser resumidos em:

1. Baixa eficiência de flotação;
2. Alto consumo de reagentes;
3. Diminuição do teor de P_2O_5 nesta frações;
4. Redução da seletividade da adsorção do coletor;
5. Problemas de manuseio e problemas ambientais.

Muitas técnicas têm sido sugeridas para recuperar a apatita presente nestas frações, já que a flotação nas condições convencionais (para grossos) não tem apresentado boa eficiência.

Há interesse neste sentido, pois em muitos casos as frações rejeitadas representam de 15 a 35% das perdas totais de P_2O_5 dos processos industriais de concentração de fosfatos(4). No Brasil já existem processos de flotação em separado, de fração grosseira e dos finos do minério, como no caso de Araxá-MG (6), e também da flotação em coluna dos finos do minério fosfórico-uranífero de Itataia (CE)(7). Entretanto, o volume de efluentes contendo ultrafinos com apatitas é ainda elevado em outros lugares, fazendo necessário o estudo de esquemas de concentração e recuperação deste mineral.

Objetivos

O presente trabalho tem como objetivos fundamentais, o desenvolvimento de um esquema de floculação seletiva em sistemas sintéticos e em segundo lugar a análise da viabilidade técnica da recuperação da apatita presente nas frações ultrafinas descartadas por algumas usinas, pelos processos de floculação seletiva, flotação e floco-flotação.

Para tal, foram utilizadas amostras puras de hidroxiapatita, calcita e quartzo, e lamas provenientes de diversas origens, caracterizadas e ensaiadas pelos processos citados acima. Os resultados obtidos são discutidos em termos de diversos fenômenos que ocorrem na interface mineral/solução, em função dos diversos parâmetros operacionais envolvidos.

II - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 Caracterização do Estado Atual do Fosfato Brasileiro

A rocha fosfática ou fosfato é comercialmente expresso sob forma de pentóxido de fósforo (P_2O_5) ou fosfato tricálcio ($Ca_3(PO_4)_2$), também conhecido como "Bone Phosphate of Lime" (BPL) (1).

Para conhecermos melhor as rochas fosfáticas brasileiras, podemos classificá-las sob vários aspectos.

Quanto aos principais tipos de depósitos das rochas, encontramos a fosforita e a apatita (8).

A fosforita é constituída essencialmente por fosfato tricálcico, esta ocorre em jazidas de origem marinha, freqüentemente associada a carbonatos de cálcio e magnésio, óxidos de ferro e alumínio, e traços de urânio.

Essa fosforita é normalmente amorfa ou criptocristalina, característica que lhe confere certo grau de assimilabilidade pelas plantas. Como exemplo, podemos citar as jazidas de Olin-da (PE) e de Patos de Minas (MG).

Na Tabela 1 abaixo encontra-se a classificação do tipo de depósito, referente a cada local da jazida.

Já a apatita é formada por fósforo cristalino de cálcio, que constitui os depósitos de origem ígnea; onde o mineral aparece na forma de veios associados a rochas graníticas ou disseminadas em rochas alcalinas do tipo carbonatito.

O grupo monovalente positivo da apatita, $[(Ca_5(PO_4)_3)]^+$, pode estar ligado ao fluor, cloro, oxidrila, ânion carbônico ou silício, constituindo respectivamente a fluorapatita, cloroapatita, hidroxiapatita, carboapatita e silicoapatita (5).

A Tabela abaixo apresenta os valores teóricos dessas variedades de apatita:

	% CaO	% P ₂ O ₅	% do restante
Fluorapatita	55,58	42,24	2,18 de F
Cloroapatita	53,82	40,91	5,27 de Cl
Hidroxiapatita	55,80	42,41	1,68 de O, 11 de H
Carboapatita	54,39	41,34	4,27 de CO ₃
Silicoapatita	53,31	40,70	5,99 de SiO ₃

Em relação à gênese das rochas fosfáticas, podemos classificá-las em (9):

a) Depósitos apatíticos ligados a atividade ígnea;

b) Jazidas de fosforita, de origem marinha do tipo sedimentar, em que o material fosfático apresenta-se sob a forma amorfa ou criptocristalina. Esse material é de aspecto granular, de consistência areno-argilosa, ocorrendo em textura bandada, em folhelhos calcários e arenitos. Como exemplo, são citadas as jazidas da faixa costeira em Pernambuco e Paraíba, e as de Patos de Minas e Lagamar - MG.

c) Fosfatos ligados às rochas alcalinas, de origem ígnea, que podem ser subdivididos em:

i) carbonatitos mineralizados com apatita e outros minerais acessórios (magnetita, flogopita, olivina e outros). Exemplo: Jazida de Jacupiranga - SP.

ii) resíduos insolúveis de carbonatitos. Houve concentração de apatita, magnetita, e completa paragênese de minerais secundários, concentração essa por enriquecimento residual, resultante da lixiviação intempérica dos carbonatos constituintes dos carbonatitos. São exemplos os jazimentos de Araxá e Tapira em Minas Gerais e Catalão/Ouvidor no Estado de Goiás.

iii) mineralização ortomagnética ou metassomática em rochas alcalinas. Exemplo: Jazidas de Ipanema em São Paulo e A-

nitápolis em Santa Catarina.

d) De origem orgânica é o guano, em Fernando de Noronha, de pouca importância econômica.

e) De origem mista, de enriquecimento secundário, são os aluminofosfatos; cujo exemplo é a Ilha de Travira e Pirocava no Estado de Maranhão.

As reservas mundiais de rocha fosfática são avaliadas em 34,4 bilhões de toneladas, com 25% destas recuperáveis. Sobre este valor, Marrocos conta com 66,7% das reservas, África do Sul com 11,1%, Estados Unidos com 8,1% e outros com 14,1% (10) (11). A Tabela 2 apresenta a produção de fosfatos e as reservas por país.

No Brasil as reservas são estimadas em 2,69 bilhões de toneladas, que correspondem a 1,9% do total. Sendo que no Estado de Minas Gerais estão cerca de 69% das reservas brasileiras.

A pesquisa sistemática de rocha fosfática iniciou no final dos anos 50, com a exploração em Pernambuco, Araxá e Jacupiranga, intensificando-se nos anos 70.

De 1973 a 1983 houve um acréscimo de 1.750% na produção de concentrados (em P_2O_5), o que representa uma taxa média geométrica de crescimento de 34% ao ano.

Enquanto que neste mesmo período a taxa média de crescimento do consumo foi de 12,0% (1).

Pôde-se constatar a autosuficiência do Brasil em concentrados fosfáticos no ano de 1983 (2).

Porém, há necessidade de maior produção nacional, objetivando uma redução e eventual substituição de importações, principalmente de ácido fosfórico e manufaturados de rochas fosfáticas, conforme Tabela 3 e 4 a seguir.

Na Tabela 5 representamos as reservas e produção, nacional e mundial.

TABELA 1 - RESERVAS BRASILEIRAS DE ROCHAS FOSFÁTICAS

ESTADO	MUNICÍPIO	LOCAL	TIPO DE MINÉRIO	RESERVA x 10 ³ t	TEOR % P ₂ O ₅
Maranhão	Cândido Mendes	Ilha Travira	Bauxita-fosforosa	15.500	26
	Godofredo Viana	Pirocava	Bauxita-fosforosa	9.800	16
Fernando Noronha	-	Ilha Rata	Guano	500	12,5
Pernambuco	Olinda, Paulista, Igarassu, etc. Goinha	Diversos	Fosforita	55.000	21
		Diversos	Fosforita	10.000	8,5
Paraíba	João Pessoa Monteiro	Diversos	Fosforita	500	20
		Diversos	Apatita (veios)	100	33
Bahia	Ibirá	Panelas	Apatita	500	30
	Itambé	Itambé	Apatita	8.100	28
	-	Abrelhos	Guano	50	9,2
Rio de Janeiro	Rio de Janeiro	I. Caçarras	Guano	10	5,5
	Rio de Janeiro	I. Ancoras	Guano	100	9,2
Minas Gerais	Araxá	Barreiro	Carbonatito Apatita	500.000	14
	Cedro do Abaeté	Mata da Corda	Tufito-Apatita	1.000	12
	Cedro do Abaeté	Cedro	Apatita (veios)	80	40
	Pontos de Minas Tapira	Diversos Tapira	Fosforita Carbonatito	423.000	13
	Patrocínio	Salitre	Apatita	750.000	8,7
			Piroxenito Apatita	200.000	10,1
São Paulo	Iperó	Ipanema	Glimerito-Apatita	120.000	6,7
	Jacupiranga	Morro da Mina	Carbonatito Apatita	100.000	5
	Registro	Serrote-Guairuva	Carbonatito Apatita	18.000	16,0
Santa Catarina	Anitápolis	Rio Pinheiros	Piroxenito-Apatita	320.000	8
Goiás	Catalão/Ouvidor	Catalão	Carbonatito Apatita	156.000	15
M.Grosso	Corumbá	Mandoré	Guano	2.900	15
TOTAL BRASIL				2.691.040	11,02*

FONTE: (12)

* Ponderada

TABELA 2 - PRODUÇÃO MUNDIAL DE FOSFATOS E RESERVAS

País	(x 1.000 t)		
	1980	1983	Reservas
Estados Unidos	54.745	41.890	1.800.000
México	330	-	500.000
Brasil	2.921	3.208	Total América
Colômbia	5	-	do Sul:
Perú	14	-	2.500.000
Europa Oriental e Rússia	24.668	27.700	4.500.000
Outro da Europa	208	-	15.000
Argélia	1.025	-	500.000
Egito	658	-	600.000
Senegal	1.459	1.250	130.000
Marrocos	18.824	20.106	18.400.000
África do Sul	3.282	2.742	3.000.000
Tunísia	4.582	5.924	6.000.000
Outro da África	3.062	2.081	2.000.000
Israel	2.611	2.969	100.000
Jordânia	4.243	4.749	100.000
China	10.726	12.500	1.000.000
Síria	1.319	1.229	200.000
Vietnã	400	-	100.000
Outro da Ásia	948	1.199	100.000
Austrália e Ilha Páscoa	1.713	1.095	100.000
	2.087	1.684	-
Não especificado	-	3.995	-
Total Mundial	139.501	134.321	34.445.000

FONTE: Engineering and Mining Journal, Mar/84.

TABELA 5 - FOSFATOS (P_2O_5) - 1984

	(x 1.000 t)		
	Brasil	Mundo	Participação(%)
Reservas (Medidas + indicadas)	190.000	34.895.000	0,5
Produção	1.333	143.383	0,9

FONTE: Sumário Mineral - 1985.

TABELA 3 - PRODUÇÃO - IMPORTAÇÃO E CONSUMO APARENTE -
BRASIL.

	1982	1983	1984
<u>PRODUÇÃO</u>			
Conc. fosfáticos (t x 1000)	2.732	3.206	3.855
Ác. fosfórico (tP_2O_5 x 1000)	480	575	666
<u>IMPORTAÇÃO</u>			
Conc. fosfáticos (t x 1000)	79	-	9
Ác. fosforico (tP_2O_5 x 1000)	295	14	215
<u>CONSUMO APARENTE</u>			
Conc. fosfáticos (t x 1000)	2.811	3.206	3.864
Ác. fosfórico (tP_2O_5 x 1000)	765	586	881

FONTE: Sumário Mineral - 1985.

TABELA 4 - IMPORTAÇÃO - FOSFATO - US\$ 1.000 (CIF)

	1982	1983	1984
Minério	79	-	-
Metal e Manufaturados (*)	101.846	3.791	78.328

FONTE: Sumário Mineral - 1985

(*) Sob a forma de compostos químicos.

Apesar dessa autosuficiência em rocha fosfática a partir de 1983, o país importou em 1984, concentrados fosfáticos e ácido fosfórico, dispendendo 79 milhões de dólares, sendo o ácido fosfórico o que mais onerou a balança comercial.

A Tabela 1 abaixo, conforme já citado, representa as reservas e tipos de minérios por unidade da federação.

Em Araxá, no Estado de Minas Gerais, a produção de concentrado apatítico atingiu em 1985, 900.000 t/ano (5).

Dados de Tapira, também em Minas Gerais, revelam uma produção anual de cerca de 300.000 t de P_2O_5 (10).

2.2 Processamento de Fosfatos

2.2.1 Generalidades

O beneficiamento das rochas fosfáticas em termos de concentração do fosfato dá-se fundamentalmente através de flotação, com eliminação de minerais de ferro por separação magnética nos casos onde teor de ferro atinge valores significativos.

Os teores de minério e concentrados de fosfatos são expressos pelo seu conteúdo de P_2O_5 .

Um fluxograma típico para concentrar apatita da rocha fosfática está descrita na Figura 1 abaixo.

Esse fluxograma sofre inúmeras variações e etapas secundárias, conforme as características do minério e composição da ganga.

A separação por tamanhos visa a otimização da operação de flotação incluindo etapas de flotação em circuitos de grossos (-14+35 malhas) e de finos (-35+150 malhas), em valores médios. Pode ocorrer, entretanto, também que essa operação consista apenas em um corte a cerca de 25 μ m.

No Brasil a operação mais comum no beneficiamento de fosfatos consiste em utilizar apenas a flotação aniônica, com diversos estágios de limpeza, no lugar da flotação reversa, como forma de limpeza do concentrado.

No caso da rocha fosfática presente em Phalaborwa (África do Sul), sua formação é complexa, sendo composta basicamente por carbonatitos recoberta com rochas de apatita - magnetita - serpentine, e também associado com piroxenito. Esta mineração é conhecida como foscorita (14).

A flotação da apatita na unidade de beneficiamento de Phalaborwa, é feita após eliminação da magnetita (por separador magnético), e em certos casos do cobre (através de flotação com amilxantato e trietoxibuteno) (14).

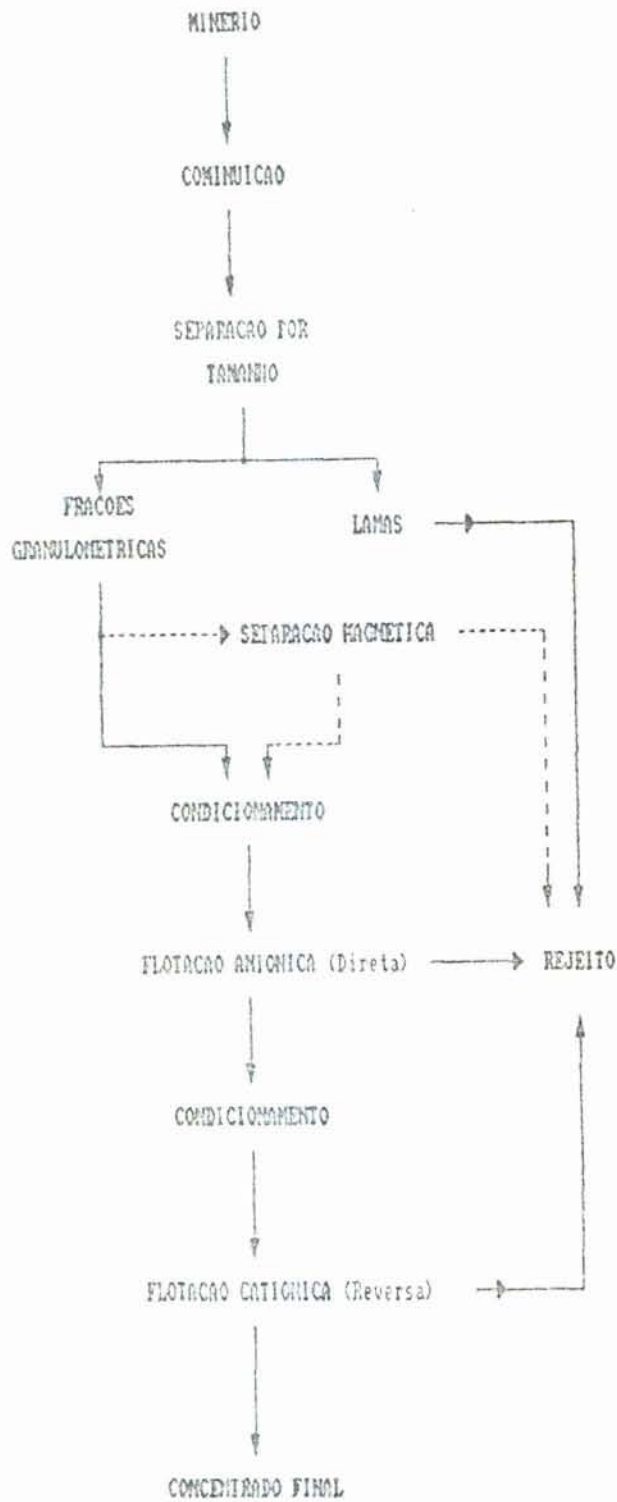


Figura 1 - Fluxograma de bloco de beneficiamento de rochas fosfáticas. A linha tracejada indica operação alternativa, muito comum para rochas contendo magnetita, ou outros componentes de ferro (13).

As condições do processo envolvem um aquecimento parcial entre 35 e 40°C durante a etapa de condicionamento, o valor de pH é mantido ao redor de 8 com adição de NaOH. O silicato de sódio é adicionado com o objetivo de dispersar a ganga silicea, o coletor espumante é o tall oil (mistura de ácidos graxos), e por último o eter nonilfeniltetraglicol, utilizado como agente depressor de carbonatos e coadjuvante na emulsificação do tall oil (14).

O concentrado obtido nestas condições atinge valores de 36% de P_2O_5 , com recuperação da ordem de 75 a 80%.

Devido a necessidade de realizar uma flotação prévia dos minérios de cobre, observa-se no decorrer do processo, uma grande quantidade de finos, que resulta em maior consumo de reagentes; e também numa relação CO_2/P_2O_5 superior a 3. Este fenômeno torna difícil o controle do processo de flotação (15).

Observando o processo de beneficiamento da rocha fosfática da Flórida que é responsável por 75% dos fosfatos produzidos nos Estados Unidos (16), temos que 33% do total do fosfato é perdido nas lamas. A deslamagem é feita em -150 mesh, e constitui grande volume de material.

Esse material representa potencial perigo para poluição do ambiente aquático e terrestre (17). Estas lamas apresentam características coloidais, e isso complica ainda mais seu tratamento em termos de separação sólido/líquido.

O método usual para disposição e tratamento desse material consiste em estocá-lo em tanques, com prévia mistura com areia e rejeitos de flotação.

A ganga predominante de fosfato da Flórida, é composta de silicatos, sendo que nos últimos anos a dolomitização tornou-se apreciável, obrigando a efetuar modificações no processo com o objetivo de diminuir o teor de MgO no concentrado a valores menores que 1% (14).

A maioria das plantas de beneficiamento na Flórida dividem a alimentação em frações grosseiras (0,5 - 1 mm) e finas (0,1 - 0,5 mm) (16).

As duas frações são condicionadas e separadamente sujeitas a flotação aniônica, cujos reagentes são os ácidos graxos, fuel oil, amônia e soda, para controle de pH.

Os concentrados dessas frações são combinados, passam por etapas de lavagem com ácido sulfúrico, retirada de óleo ("de-oiled"), seguida de remoção da sílica, por flotação catiônica, com amina e querosene.

O concentrado final obtido tem um teor entre 32 e 36% de P_2O_5 , com recuperação da ordem de 90-92% do P_2O_5 contido.

No caso da flotação grosseira tem sido usado, em menor escala, a flotação em película (skin flotation) na presença de fuel oil em grande quantidade (mais de 2 kg/ton), na qual as partículas aderem as bolhas de ar e formam aglomerados.

Quando a ganga é composta predominantemente de carbonatos, o que ocorre com dois terços das reservas de rochas fosfáticas conhecidas hoje, a maior dificuldade reside no fato de que as propriedades superficiais dos elementos fosfáticos e carbonatos são similares (14). Como exemplo destes depósitos podem ser citados os de Phalaborwa, na África do Sul, e Jacupiranga, no Brasil.

Vários estudos nesta área têm sido reportados, os quais podem ser resumidos como segue: 1) Flotação direta do fosfato, com depressão da ganga carbonítica; 2) Flotação reversa da ganga carbonítica com depressão do fosfato, através da adição de ácido fosfórico, ácido fluossilícico ou complexo sulfato de alumínio, e utilizando como coletor o ácido oleico (Processo Marroco-OCP), ou ácidos graxos (Processo Kara Tau) (14).

Ainda em relação a rocha fosfática com ganga calcítica, dois processos originais têm sido sugeridos.

O primeiro é empregado na Finlândia, cujo processo de flo

tação emprega um coletor anfótero, o NSarcosina (14). Em pH básico (entre 8 e 11), este composto descrito como um coletor aniônico específico de apatita. O rejeito dessa flotação é ainda tratado para recuperar a calcita, utilizando tall oil, como coletor de calcita.

O segundo processo fornece dois fluxos optativos, que são úteis para a flotação seletiva da apatita na presença de ganga carbonácea e silicatada.

Um fluxograma consiste na flotação conjunta de fosfatos e carbonatos com coletor aniônico. Após, o concentrado é tratado com a adição de SO_2 e/ou CO_2 , a qual depressa seletivamente a calcita. Com uma nova adição do mesmo coletor aniônico consegue-se a flotação do fosfato somente.

Um segundo fluxograma consiste na adição do SO_2 ou CO_2 , ou ambos, após a etapa de condicionamento com ácidos graxos. O efeito é similar ao anterior, implicando na depressão da ganga calcítica, obtendo-se assim a flotação seletiva do fosfato.

O minério apatítico de Kola (URSS) é o mais importante de depósito de apatita ígnea minerada atualmente. A produção anual é de 10 milhões de toneladas, com concentrado de P_2O_5 com 39%, e recuperação é de 94%.

A rocha fonte é um sienito nefelínico com teor de 18% em P_2O_5 ,

Os reagentes utilizados são o NaOH e silicato de sódio como dispersante da ganga, e como coletores o tall oil bruto e destilado, hidrocarbonetos e secondary oily gas tar.

Na Figura 2 está esquematizado o fluxograma da planta de beneficiamento em Kola.

As rochas fosfáticas colombianas principalmente as rochas existentes na Cordilheira Oriental, localizadas em diversos municipios no Departamento de Boyacá, podem superar as reservas medidas no seu conjunto centenas de milhões de toneladas. O teor de anidrido fosfórico oscila entre 10 e 18%, com espécies mineralógicas predominantes de fosfatos complexos insolúveis, argi

las caoliníticas, carbonatos e silicatos (18).

O processo de concentração da apatita, ocorre com minério britado e classificado até 48 mesh. A polpa é condicionada com 25% de sólidos, após a deslamagem. Carbonato de sódio é adicionado para manter pH entre 6,5 e 7, como ativador de fosfato é adicionado óleo combustível e ácido oleico como espumante e coletor. A recuperação do processo atinge 90%.

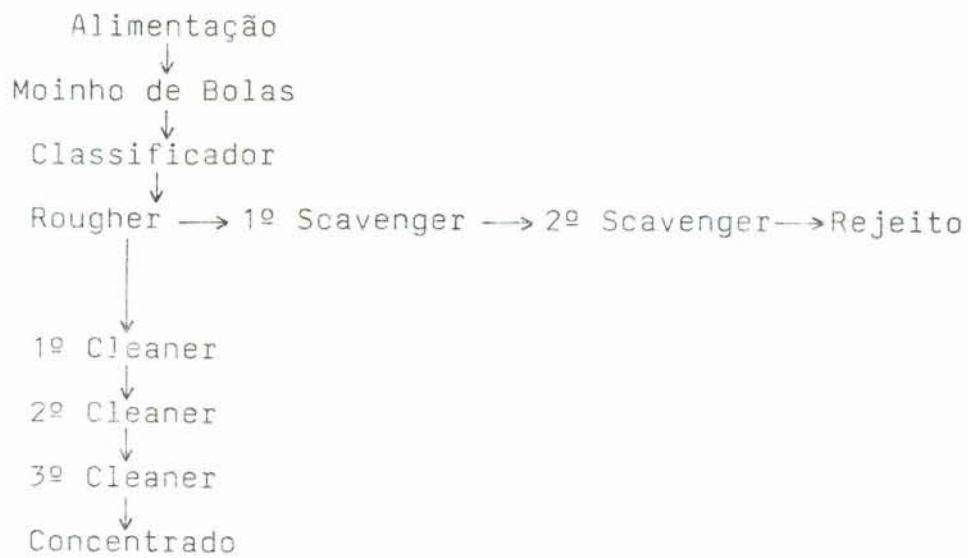


Figura 2 - Fluxograma do beneficiamento em Kola.

2.2.2. Beneficiamento de fosfatos no Brasil

A partir de 1974 com o Programa Nacional de Fertilizantes Calcário Agrícola (PNFCA), a indústria brasileira de fertilizantes teve um grande impulso.

Em relação a rocha fosfática o Brasil pode ser considerado autosuficiente, embora existam deficiências na produção de ácido fosfórico e outros fertilizantes básicos e/ou intermediários (19).

Além das jazidas de rochas fosfáticas já conhecidas e exploradas, são desenvolvidos projetos de beneficiamento em Anitápolis (Estado de Santa Catarina), cujo empreendimento é liderado pelo Adubos Trevo S.A., e em Paulista (Estado de Pernambuco), sob a coordenação da Norfétil. Este último complexo deve iniciar as operações ainda este ano (20). O projeto de Anitápolis encontra-se em fase de estudos técnico-econômicos.

Por outro lado, há esforços objetivando a expansão das unidades já existentes e/ou próximas as instalações produtoras de rocha fosfática; neste último caso, destacam-se duas empresas no Nordeste, em Camaçari - Bahia (Caraíba Metais), e em Itaia - Ceará, sendo que neste caso ocorre aproveitamento de resíduos fosfáticos resultantes da recuperação do minério de urânio.

Recentemente foram descobertas duas novas jazidas em regiões estratégicas, do ponto de vista do mercado consumidor. Uma na Bahia, região de Irecê, cuja jazida apresenta 4,9 milhões de toneladas de minério com teores da ordem de 39% P_2O_5 .

Uma segunda descoberta localiza-se na margem esquerda do Rio Amazonas, em Guaicuru, onde os estudos confirmam a existência de um depósito com um teor em P_2O_5 acima de 30% (20).

Conforme já citado, os principais depósitos de fosfato no Brasil são do tipo ígneo, com baixos teores de P_2O_5 , entre 5 e 15%, enquanto que os depósitos sedimentares estrangeiros apresentam valores entre 15 e 25% de P_2O_5 , isso fez com que se bus

casas soluções particulares para o tratamento desses minérios (13).

A seguir são descritas as principais usinas de beneficiamento de rocha fosfática no Brasil, incluindo os aspectos específicos do processo de concentração de P_2O_5 com seus particulares desenvolvimentos.

a) Araxá S.A. Fertilizantes e Produtos Químicos - Arafértil.

Esta usina de beneficiamento tem capacidade de produção de 900.000 t/ano do concentrado apatítico com 36% de P_2O_5 (6).

O processo global de concentração inclui etapas como moagem primária, pré-classificação, moagem secundária, separação magnética, classificação, deslamagem, flotação da barita, condicionamento, flotação da apatita, remoagem e flotação do rejeito e filtragem.

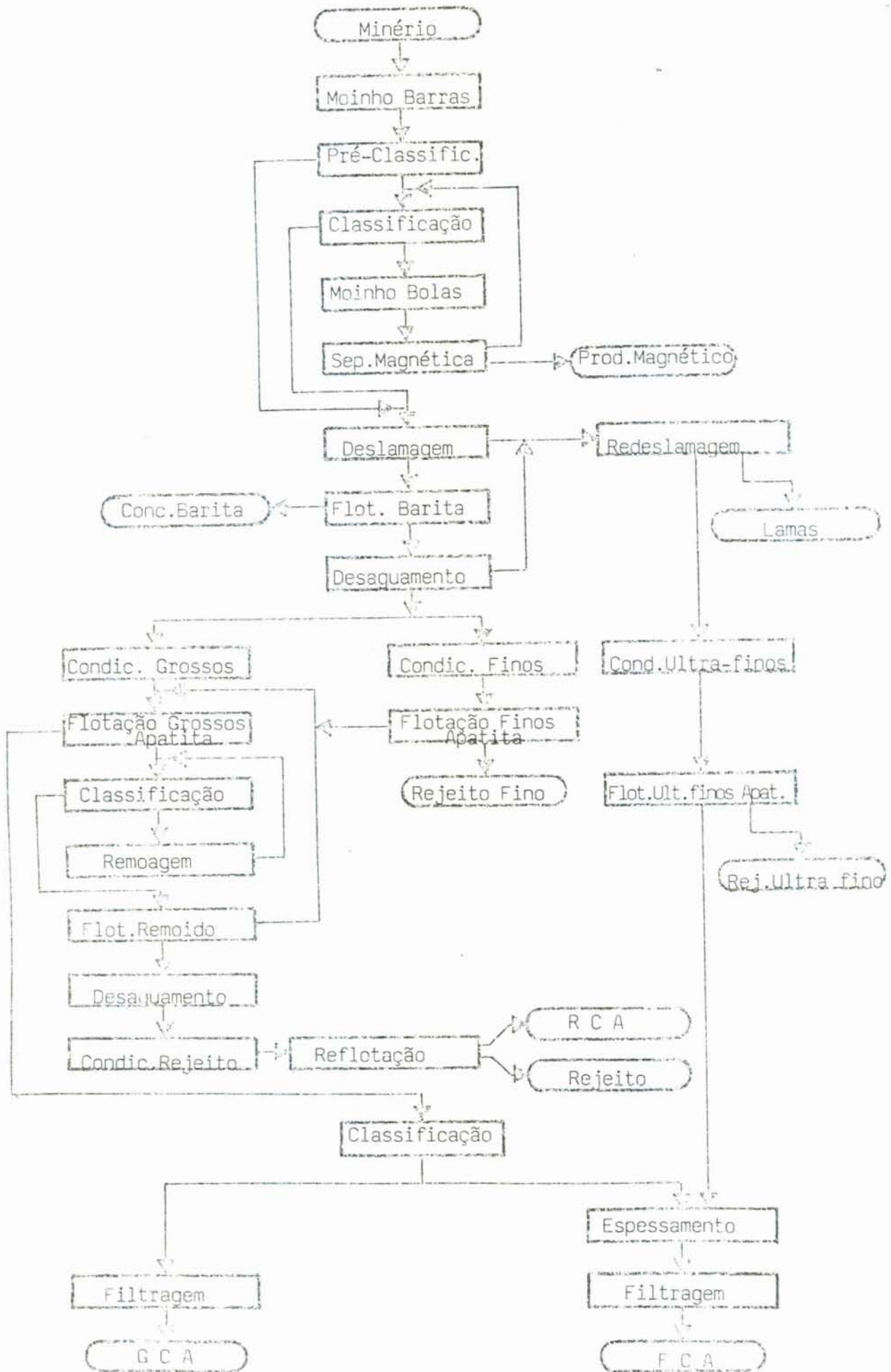
A flotação da barita se processa através da utilização de um coletor específico, o cetil sulfato "stearile".

A flotação da apatita se processa com três unidades distintas: circuito de flotação dos grossos (+ 270 mesh), circuito dos finos (- 270 mesh + 25 μ m) e circuito dos ultra-finos (-25 μ m + 5 μ m). A alimentação destas unidades sofre uma pré-classificação dos finos naturais antes da moagem no moinho de bolas (6).

A Arafértil maximizou a produção de GCA (Grossos do Concentrado Apatítico), um concentrado nobre com baixo teor de impurezas, buscando aumentar a recuperação industrial de apatita através de concentrados com maior conteúdo de contaminantes (Al_2O_3 , Fe_2O_3), tais como FCA (Finos do Concentrado Apatítico) e RCA (Concentrado Replotado), isso em virtude da associação mineralógica existente entre a apatita e o ferro, pois o potencial de produção de concentrados com características adequadas aos processos de fabricação de fertilizantes é limitado.

Uma descrição do fluxograma global encontra-se na Fig.3.

Figura 3 - Fluxograma - Araxá



Mesmo com a inclusão dessas etapas para minimizar perdas, estima-se que cerca de 25% do P_2O_5 contido na alimentação é perdida na forma de lamas(21).

Desde julho do ano passado a Arafertil implantou um sistema para aproveitamento de ultrafinos contidos nas lamas de fosfato, e que possibilitou uma produção adicional de 100 mil t/ano de concentrado. O projeto contempla a recuperação da apatita contida na fração entre 10 e 30 μm que antes era jogada no depósito de rejeitos. Nos estudos da fração rejeitada, os técnicos concluíram que o que interferia no processo de flotação não era precisamente a fração fina e sim a fração argilosa, abaixo de 10 μm , por isso foi feito um corte da fração argilosa, que estava abaixo de 10 μm (22).

b) Fertilizantes Fosfatos S.A. - Fosfértil

Esta empresa é a maior em termos de produção de fertilizantes fosfatados no Brasil e América Latina, no conjunto de suas usinas de beneficiamento mineral e planta de processamento químico (19). A capacidade de produção é de 1 milhão t/ano de concentrado contendo 35% de P_2O_5 , no complexo de Tapira, em Minas Gerais.

A Fosfértil também opera na localidade de Patos de Minas (Minas Gerais), com capacidade de produção de 250 mil t/ano de fosfato natural com 25% de P_2O_5 e/ou 180 mil t/ano de fosfato parcialmente acidulado.

No processo de concentração de apatita, no complexo de Tapira, a flotação é do tipo aniônica, empregando como coletor ácidos graxos, e amido ou silicato de sódio como depressor da ganga silicosa (13).

Com o objetivo de melhorar a seletividade em relação ao minério apatita-ferro, hoje está sendo utilizado o óleo de arroz como agente coletor da apatita e pretende-se também utilizar sulfosucinato de sódio, um agente coadjuvante que melhora a seletividade global da flotação do fosfato.

Estudos recentes constataram que em Tapira há zonas silicatas que não apresentam seletividade satisfatória nas condições usuais de flotação aniônica com tall oil. Esse problema, aliado ao da contaminação dos concentrados com ferro, magnésio e alumínio, torna difícil a obtenção de concentrados comerciais (13). A presença de vermiculita numa concentração de 25% é a responsável por este problema e que obriga muitas vezes a realizar uma lavra seletiva.

Através do balanço de massa (Tabela 6) constata-se que ocorrem perdas nas lamas da ordem de 20% do minério, o que equivale a 12,7% do P_2O_5 contido na alimentação (21).

Um fluxograma esquemático da usina de beneficiamento de Tapira está representado na Figura 4 abaixo.

TABELA 6 - BALANÇO DE MASSA ESPERADO

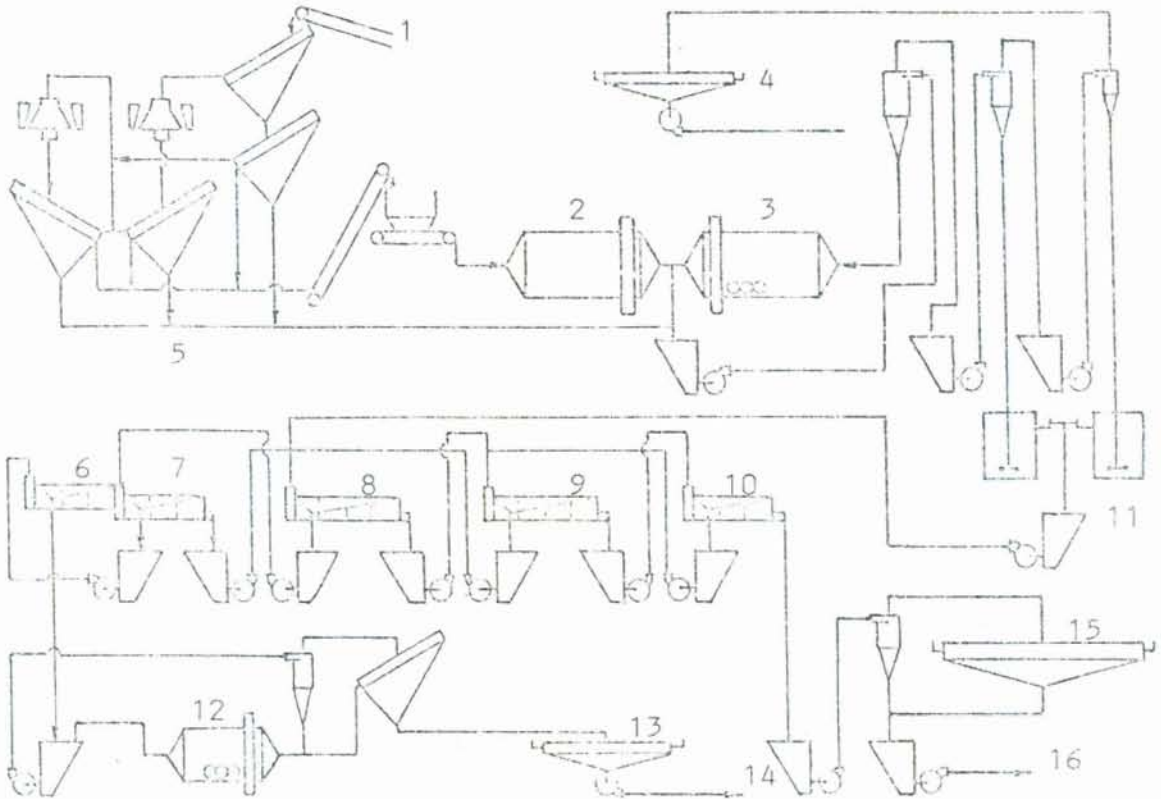
PRODUTO	t/h	%	% P_2O_5	Recuperação % P_2O_5
Alimentação	1050	100	8,0	100
Lamas	187	20	2,0	12,7
"Underflow"	863	80	10,9	87,3
Rejeito	723	13,5	3,2	26,5
Concentrado	140	66,5	3,6	60,8

Já no caso do complexo de Patos de Minas, as frações abaixo de 12 μ m representam 39% da massa do minério, o que equivale a 14% de P_2O_5 contido no minério (23).

Figura 4 - Tapira

Legenda:

- | | |
|----------------------------------|-------------------------------------|
| 1 - Alimentação | 15 - Espessamento do rejeito |
| 2 - Moinho de Barras | 16 - Tanque de deposição do rejeito |
| 3 - Moinho de bolas | |
| 4 - Espessamento das lamas | |
| 5 - Britagem secundária | |
| 6 - 2º Cleaner | |
| 7 - 1º Cleaner | |
| 8 - Etapa Rougher | |
| 9 - 1º Scavenger | |
| 10 - 2º Scavenger | |
| 11 - Condicionamento | |
| 12 - Remoagem do concentrado | |
| 13 - Espessamento do concentrado | |
| 14 - Tubulações - 120 km | |



No que se refere a recuperação e teor dos concentrados obtidos no beneficiamento deste minério, as causas principais das dificuldades que têm sido relatadas diz respeito a grande quantidade de finos e a presença de minérios de ferro e alumínio agregados a rocha fosfática.

No processo de concentração da apatita, o minério passa por uma desagregação em moinho autógeno, seguida da moagem em moinho de bolas, deslamagem em dois estágios, etapas de condicionamento e flotação do fosfato com ácidos graxos, em meio alcalino.

Na Figura 5 abaixo, está representado esquematicamente o fluxograma de beneficiamento em Patos de Minas.

c) Fosfatos de Goiás S.A. - Fosfago.

Essa empresa encontra-se em Catalão/Ouvidor, Estado de Goiás, cuja capacidade nominal é de 500.000 t/ano de concentrado apatítico com 38% de P_2O_5 (19), com recuperação da ordem de 70% de P_2O_5 , partindo de uma alimentação com 15% em P_2O_5 .

Na mineralização desta rocha a magnetita encontra-se presente numa proporção de 30%, o que obriga a incluir um circuito de separação magnética.

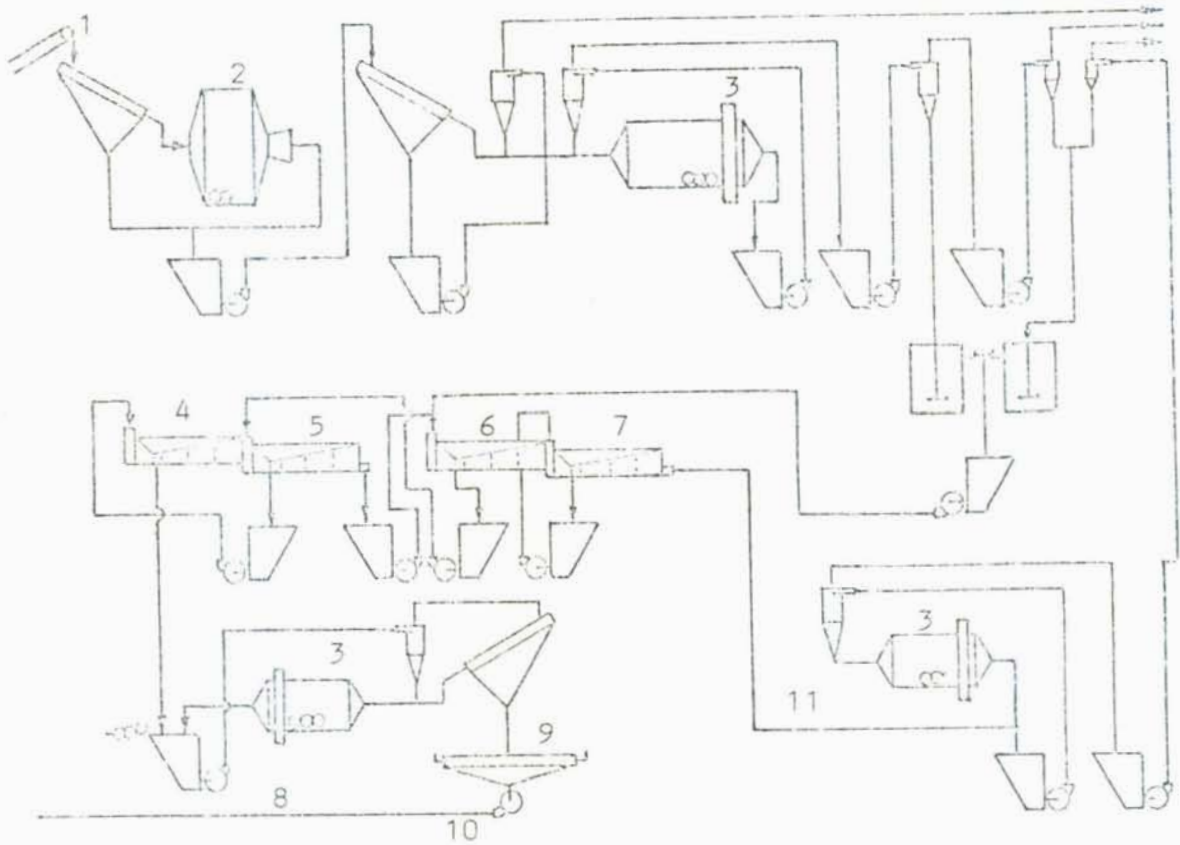
Representação esquemática do fluxograma de beneficiamento de Catalão consta na Figura 6.

d) Goiás Fertilizantes S.A. - Goiásfértil

A usina de beneficiamento está localizada em Ouvidor, no Estado de Goiás, e produziu, em 1985, cerca de 833,1 mil toneladas de concentrado apatítico com 38% de P_2O_5 (20), com recuperação da ordem de 70% (21).

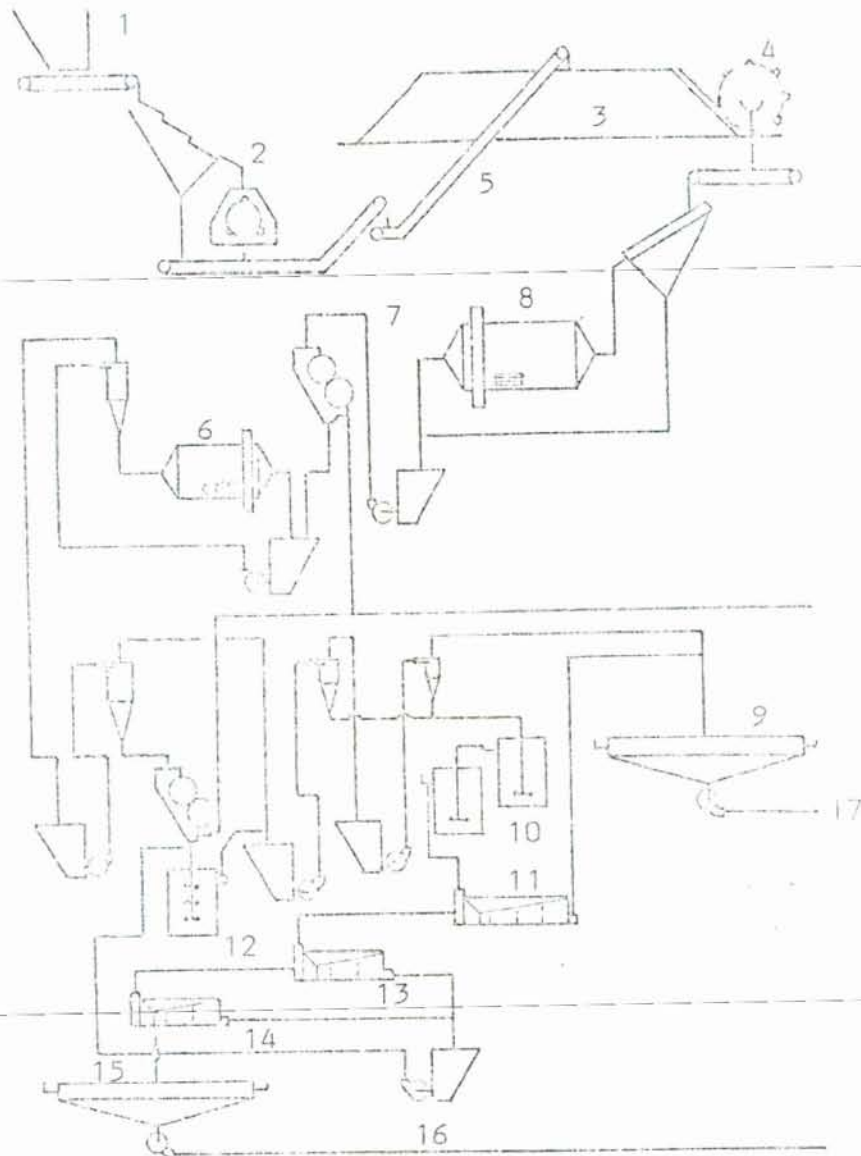
A apatita apresenta características favoráveis a flotação, não necessitando a inclusão de um circuito de remoagem dos rejeitos.

Figura 5 - Patos de Minas

**Legenda:**

- | | |
|--------------------------|---------------------------------|
| 1 - Alimentação | 7 - Etapa Scavenger |
| 2 - Moinho semi-autógeno | 8 - Remoagem do concentrado |
| 3 - Moinho de bolas | 9 - Espessamento do concentrado |
| 4 - 2º Cleaner | 10 - Tubulações |
| 5 - 1º Cleaner | 11 - Remoagem do rejeito |
| 6 - Etapa Rougher | |

Figura 6 - Catalão - Fosfago



Legenda:

- | | |
|------------------------------|--------------------------------------|
| 1 - Alimentação | 10 - Condicionamento |
| 2 - Moinho de Martelos | 11 - Etapa Rougher |
| 3 - Pilha | 12 - "Scrubber" |
| 4 - Retomador | 13 - 1ª Cleaner |
| 5 - Empilhadeira | 14 - 2ª Cleaner |
| 6 - Moinho de Bolas | 15 - Espessamento do concentrado |
| 7 - Etapa de desmagnetização | 16 - Tubulações |
| 8 - Moinho de barras | 17 - Tanque de deposição de rejeitos |
| 9 - Espessamento do rejeito | |

Na composição da rocha a magnetita representa entre 20 e 30% da massa e a sua separação faz-se utilizando um separador magnético.

O processo de obtenção do concentrado fosfático pode ser assim resumido:

O minério lavrado é inicialmente britado em 2 estágios (britador de mandíbulas e de martelo), e o produto com granulometria abaixo de 1/4" é empilhado para estoque intermediário e homogeneização.

O minério retomado sofre uma cominuição inicial em moinho de barras, sendo o produto da moagem submetido a um processo de concentração magnética para separação de magnetita. O concentrado é então cominuído em circuito fechado de moagem-classificação concluindo-se a adequação granulométrica para liberação da apatita.

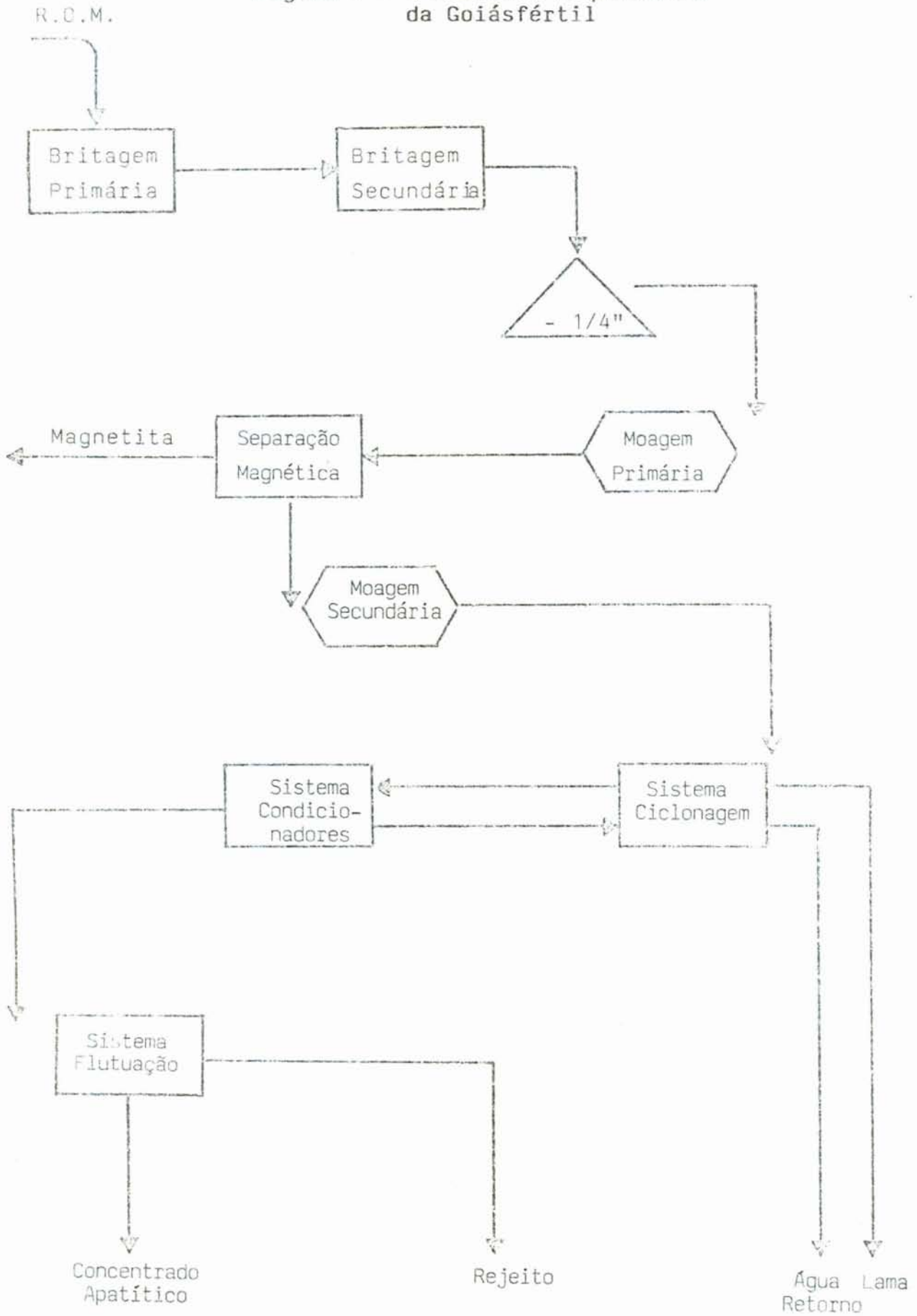
No estágio seguinte o fluxo de polpa é submetido a uma bateria de ciclones e condicionadores, sendo então o produto, devidamente classificado, enviado para concentração por flutuação.

Finalmente, o concentrado apatítico é obtido através de estágios sucessivos de flutuação (Rougher, Scavenger, Cleaner e Recleaner) com utilização de soda e amidos como principais reagentes da flutuação. O concentrado final é espessado e enviado, através de mineroduto, para o terminal de filtragem e secagem (24).

Na Figura 7 abaixo, está esquematizado o processo de concentração da Goiásfértil.

Desde abril deste ano a Goiásfértil implantou um sistema que visa aproveitar o fosfato fino contido nas lamas industriais, que até então era descartado para a barragem de rejeitos. O fluxograma do projeto conta com operações de deslambagem em hidrociclones a alta pressão, condicionamento e flotação. A produção adicional é de 15 t/h de concentrado fino, com acréscimo na recuperação global da usina de 11% (25).

Figura 7 - O Processo Esquemático da Goiásfértil



e) Serrana S.A. de Mineração/Quimbrasil - Química Industrial Brasileira S.A.

Estas duas empresas privadas são pioneiras no País quanto a produção de concentrados de rocha fosfática e também na fabricação de ácido fosfórico (19).

A produção de apatita, no Parque Industrial de Jacupiranga (Estado de São Paulo), atinge 675.000 t/ano com teor acima de 35% de P_2O_5 (26).

O empreendimento de Jacupiranga representou um desafio no início das operações em 1969, pois as reservas contém cerca de 5% de P_2O_5 , e o minério com ganga predominantemente de carbonatos.

Quanto a preparação do minério, após moagem em moinho de barras, é feita uma separação magnética e classificação em hidrociclones.

A deslamagem é também realizada em hidrociclones, descartando a fração inferior a 30 μ m na forma de lamas.

Segundo o balanço de massas e metalúrgico atual do processo, cerca de 18,6% da massa é perdida nas lamas, representando um 12,6% do P_2O_5 da alimentação (27), ver Tabela 7.

O circuito de deslamagem fornece dois produtos para a etapa seguinte, os grossos em granulometria entre -35+325 mesh e os finos menores que 100 malhas.

Esses produtos são condicionados em separado com amido de milho gelatinizado, como depressor da calcita, e com pH entre 10,6 e 11,6 (para grossos e finos respectivamente).

Esse tratamento diferenciado implica numa diminuição significativa no consumo de reagentes.

TABELA 7 - BALANÇO DE MASSA E METALÚRGICO DA USINA-320, SERRANA.

PRODUTO	MASSA (t/h)	% MASSA TOTAL	% P_2O_5	% MASSA P_2O_5
Alimentação	460,0	100,0	5,3	100,0
Magnético	32,2	7,0	1,5	2,0
Lamas	85,6	18,6	3,6	12,6
Concentrado fosfato	50,5	11,0	35,5	74,0
Calcário	291,7	291,7	1,0	11,0

Após juntam-se esses produtos para condicionamento único, na própria caixa de polpa de uma bomba de alimentação da flotação, o coletor empregado (tall oil) na proporção de 40-50 g /t, e o pH do meio em 10,5.

Desde fevereiro de 1985, um terço da carga da flotação é desviada para o circuito de células pneumáticas, uma rougher e outra scavenger. Apesar dos resultados não melhorarem com a célula scavenger, ela é mantida como garantia de obtenção de concentrado e rejeito final (28).

Com um único estágio de flotação em célula pneumática, desenvolvida pela Serrana (28), os resultados foram superiores àqueles obtidos no circuito completo da fábrica, que é composto por 5 estágios (rougher, 1ª scavenger, 2ª scavenger, cleaner e recleaner). Os ganhos se situaram em 3% a mais na recuperação de P_2O_5 com eficiência maior nas frações grossas. Vi de Tabela 8.

O princípio dessas células pneumáticas é o uso de ar injetado produzindo bolhas de tamanho controlado, em sistema que permite estreito contato entre partícula e ar.

Caso for comprovado a possibilidade de operação em um único estágio (rougher) o tanque scavenger poderá ser utilizado como um novo rougher, pois seu tamanho já será o adequado. Esta alternativa será muito vantajosa, pois permitirá o uso de somente 3 células, num total de 111 m³ de volume de flota-

ção (cada célula tem 37 m³) para obter toda a produção da fábrica principal de Jacupiranga, com fluxo de massa da ordem de 420 t/h de minério na polpa.

Os resultados obtidos em todas as fases da pesquisa e provados a nível industrial, mostram que a célula pneumática, desenvolvida pela Serrana, trará retorno econômico pelo significativo aumento de recuperação de P₂O₅. Como vantagem adicional temos o menor investimento em máquinas e edificações, menor tempo de flotação e redução significativa no consumo de energia no sistema de flotação transporte.

Entretanto, o projeto não se encontra consolidado pois alguns detalhes merecem atenção por parte dos pesquisadores, como a proteção ao desgaste dos geradores de bolhas, desgaste de revestimento das válvulas controladoras de nível e maior consumo de reagentes.

Nas Figuras 8, 9 e 10 abaixo encontram-se o circuito de deslamagem da Usina, o circuito de flotação e o desenho da célula pneumática.

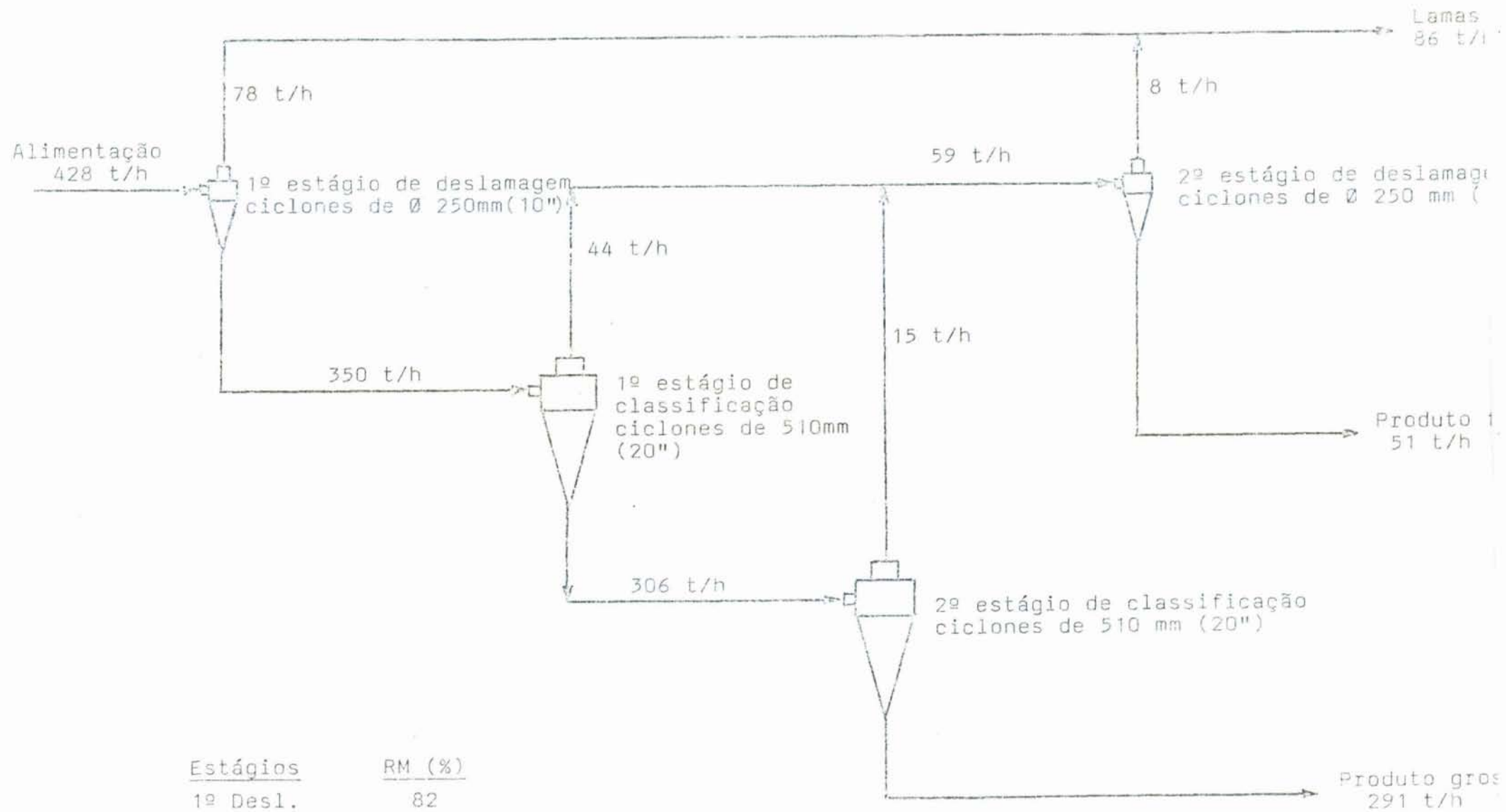
O rejeito da flotação possui um alto teor em material calcário, já moído e no máximo com 1% de P₂O₅, sendo utilizado como matéria-prima para fabricação de cimento.

A produção de cimento, desse complexo, é de 1 milhão t/ano, do tipo Portland e Pozolânico.

TABELA 8 - RESULTADOS OBTIDOS NA PLANTA DE JACUPIRANGA EM OPERAÇÃO SIMULTÂNEA.

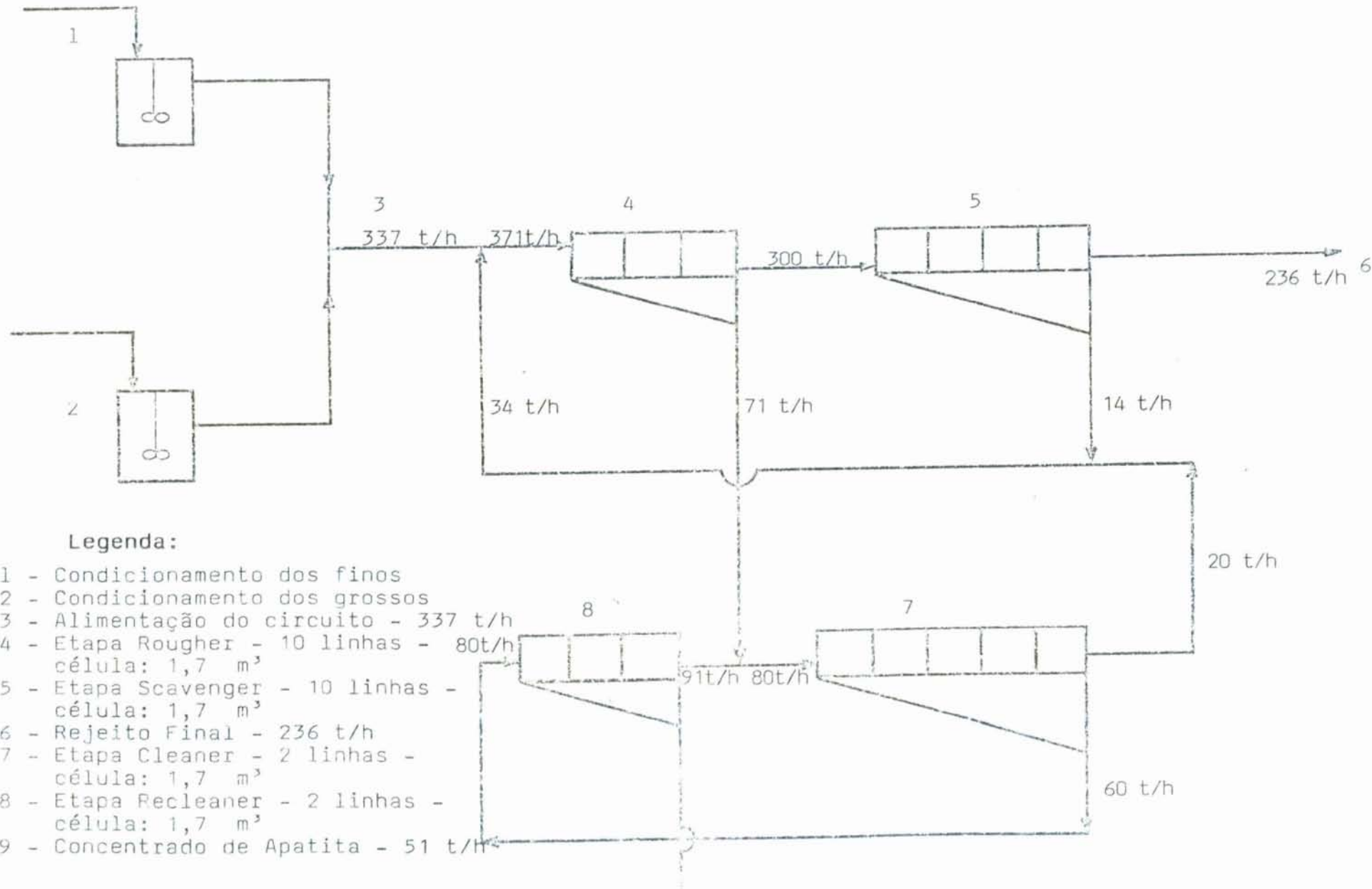
	Célula Pneumática (um único estágio)	Célula Mecânica (1 rougher, 2 scavenger e 2 cleaner)
% P ₂ O ₅ alimentado	5,8	5,8
% P ₂ O ₅ concentrado	35,2	35,3
% P ₂ O ₅ rejeito final	0,87	1,07
Recuperação em P ₂ O ₅	87,1	84,0

Figura 8 - Circuito de Deslamagem



Estágios	RM (%)
1º Desl.	82
1º Clas.	87
2º Clas.	95
2º Desl.	86
TOTAL	80

Figura 9 - Circuito de Flotação



Legenda:

- 1 - Condicionamento dos finos
- 2 - Condicionamento dos grossos
- 3 - Alimentação do circuito - 337 t/h
- 4 - Etapa Rougher - 10 linhas - 80t/h
célula: 1,7 m³
- 5 - Etapa Scavenger - 10 linhas -
célula: 1,7 m³
- 6 - Rejeito Final - 236 t/h
- 7 - Etapa Cleaner - 2 linhas -
célula: 1,7 m³
- 8 - Etapa Recleaner - 2 linhas -
célula: 1,7 m³
- 9 - Concentrado de Apatita - 51 t/h

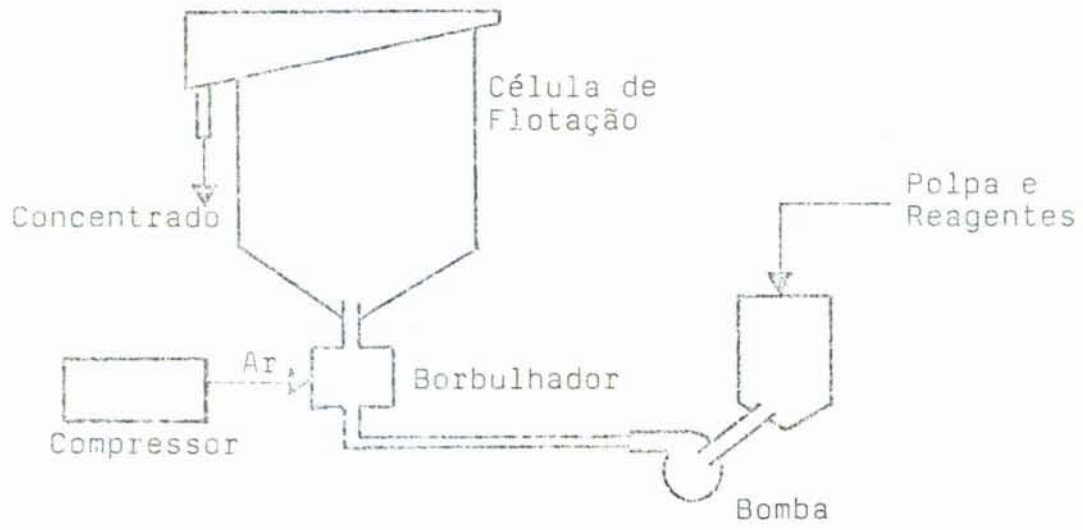


Figura 10 - "Célula Pneumática de Flotação Serrana".

2.3. Probleática dos Finos

As partículas minerais finas naturais são originadas, na maioria dos minérios, por problemas de intempérie e decomposição (degradação) de compostos rochosos. Os finos secundários, por outro lado, são produzidos pela mineração mecanizada intensa, pelo transporte e pelas etapas de cominuição dos minérios.

Essas frações finas geralmente causam perdas nas operações de tratamento dos minérios, e ao lado das perdas econômicas, ocorre problemas no meio ambiente quando os finos estão presentes nos efluentes das plantas de beneficiamento, e quando grandes quantidades são estocadas sujeitas a intempéries.

Os processos de concentração de um modo geral são baseados nas diferenças das propriedades físicas e físico-químicas, o que permite uma classificação em métodos gravimétricos (densidade, tamanho e forma), métodos específicos (susceptibilidade magnética, elétrica e nuclear) e métodos físico-químicos (fenômenos superficiais). A eficiência desses processos é função também da granulometria onde as propriedades citadas apresentam um maior ou menor significado.

A Tabela 9 mostra os intervalos operacionais aproximados onde esses métodos possuem uma determinada eficiência.

Nessa tabela mostra-se que as frações definidas como finos (-65 malhas + 50 μm) e ultrafinos (<50 μm) são tratadas somente por processos específicos ou baseados em diferenças nas características interfaciais dos componentes minerais. Entretanto, a eficiência desses processos nem sempre resolve os problemas complexos de concentração. A flotação é considerada a operação de concentração mais eficiente no tratamento de finos. Entretanto, este processo não é eficiente para partículas bem finas.

A Figura 11 ilustra as principais características físico-químicas dos finos e os problemas que podem causar na flotação.

Propriedades Físicas Utilizadas

Operações dentro Intervalos Granulométricos

Óptica-Nuclear

CLASSIFICAÇÃO

Tamanho

PENEIRAS

Tamanho-Densidade-Forma

CICLONE

HIDROSEPARADOR

CLASSIFICADOR

CENTRIFUGA

Densidade

CICLONE

H.M.S.

Densidade, (tamanho)

JIGUE

Densidade, tamanho

ESPIRAL

MESA

Condições de Operação

A úmido

A seco

Misto

"TILTING FRAMES"

MESAS MOZLEY

SEPARADOR MAGNÉTICO

Suscetibilidade Magnética

SEPARADOR ELETROSTÁTICO

Condutividade Elétrica

FLOTAÇÃO

Molhabilidade

FLOCULAÇÃO SELETIVA

Química de Superfície

CLASIF. MATHEWS

0,0001

0,001

0,01

0,1

1

Tamanho das partículas, cm

Tabela 9 - Métodos de separação dos minérios. A coluna da esquerda fornece as propriedades físicas nas quais a separação é baseada, e região hachurada marca os intervalos granulométricos para a separação efetiva.

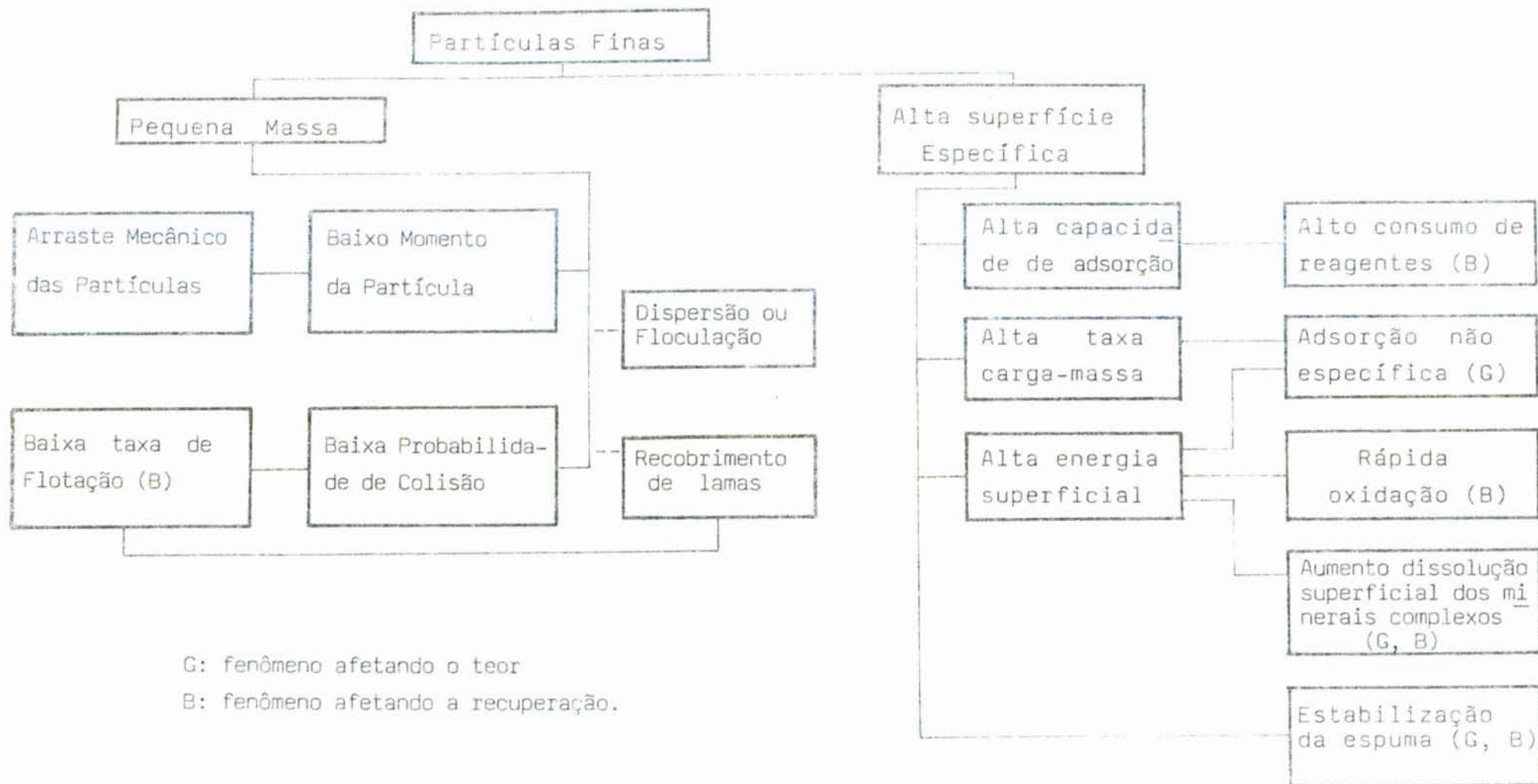


Figura 11 - Características físico-químicas dos finos e sua relação na flotação

Assim, devido a sua pequena massa e quantidade de momento, as partículas finas são arrastadas até a espuma (transferência não específica), e se tais partículas são minerais de ganga, obviamente ocorre uma diminuição no teor final do concentrado.

A grande superfície específica das partículas finas acarreta aumento na capacidade de adsorção dos reagentes, e dessa forma o consumo dos mesmos é significativo levando a perdas substanciais se as concentrações iniciais forem baixas.

Segundo Fuerstenau (29) a tendência dos coletores em adsorverem não especificamente, isto é, adsorção ocorrer independente da dupla camada elétrica ou da camada eletroquímica natural da superfície, pode levar a flotação de mineral não desejado, e este fato é influenciado pela alta energia superficial dos finos.

Outro fator que pode levar a uma diminuição da recuperação do processo, é o fato de que as partículas finas tendem a acumular-se na interface líquido/vapor, tornando difícil a colisão das partículas e assim a adesão às bolhas de ar.

Além disso, partículas finas na interface podem estabilizar a espuma, causando problemas de manuseio do concentrado.

O recobrimento das lamelas influencia sobremaneira o teor e recuperação do mineral desejado. Polkin et alii (29) mostrou a influência das lamelas no teor e recuperação da cassiterita por coletores aniônicos. Concluindo que aumentando a porcentagem adicionada de lama (partículas abaixo de 13 μm), acarreta diminuição do teor de estanho e aumento do peso do concentrado.

2.4. Alternativas para Beneficiamento de Finos

2.4.1. Alternativas em Estudo

No beneficiamento das partículas finas, conforme já citado, a sua pequena massa e diferenciada composição mineral e de superfície, a taxa de adesão entre partícula e bolha de ar é diminuída, e com isso o processo de flotação convencional não tem trazido resultados satisfatórios (30).

Dessa forma existe uma necessidade de desenvolvimento de novas técnicas para beneficiar partículas finas e ultrafinas, contendo altos teores de mineral de valor.

A Figura 12 mostra, de acordo com Fuerstenau (29), um esquema dos métodos de separação baseados nas atividades superficiais e de molhabilidade.

Neste item serão analisados alguns dos métodos em estudo para beneficiamento de finos.

I - Processos não convencionais de flotação

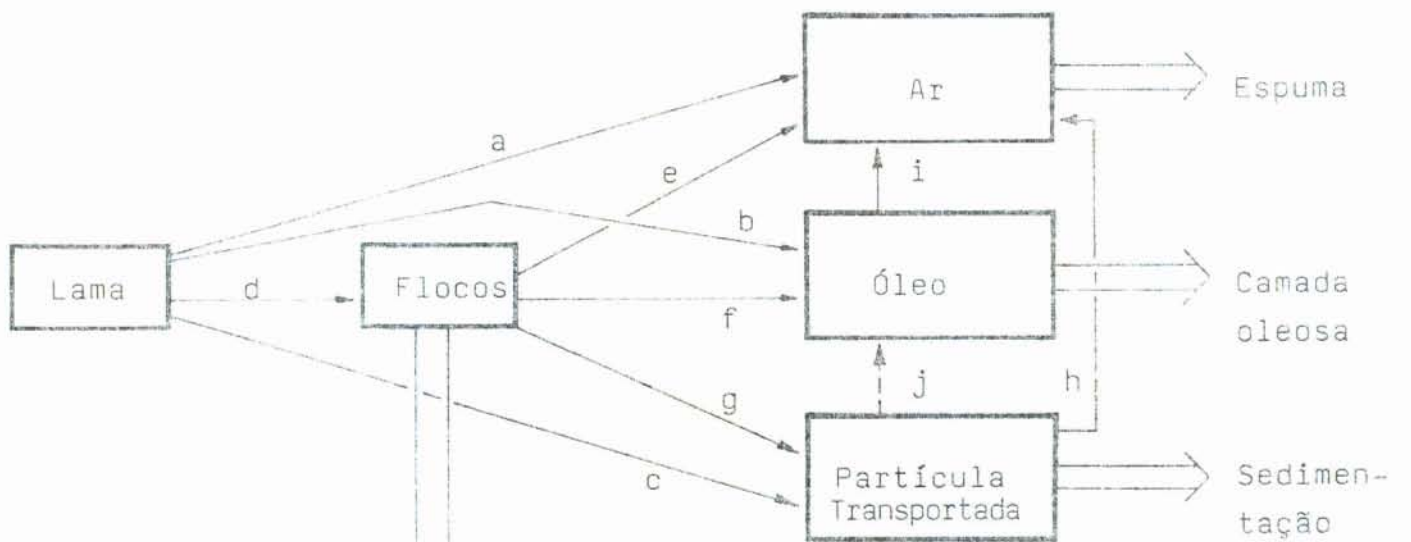
Esses métodos dizem respeito as modificações introduzidas quanto às condições operacionais, de característica de bolha e de tamanho das partículas a serem flotadas.

a) Modificações Operacionais

1º) Flotação com aquecimento

O aumento da temperatura da polpa pode melhorar a recuperação e a eficiência nos intervalos de tamanho das partículas finas abrangidas na flotação convencional.

Esse processo necessita ainda de maiores investigações (31), pois não se compreende totalmente os fatores envolvidos, como por exemplo, o efeito da temperatura na cinética de adsorção e flotação.



Sedimentação
dos flocos

- a: flotação
 b; d-f: extração oleosa e/ou aglomeração esférica
 c: heterocoagulação
 d: floculação seletiva
 d-e: flotação agregante
 c-h; c-j; c-j-i: "carrier flotation"
 b-i; d-f-i: flotação oleosa

Figura 12 - Representação esquemática dos métodos de separação baseados na atividade su perficial e molhabilidade.

No processo de beneficiamento em Phalaborwa (África do Sul) é empregado um aquecimento entre 35 e 40°C, na etapa de condicionamento da polpa (14).

2º) Uso de coletores de Adsorção Química

Algumas razões são citadas da melhora da recuperação das partículas finas durante a flotação, pela adsorção química de coletores (por exemplo, coletores quelantes):

i) a reduzida adsorção do coletor na superfície da bolha;

ii) devido a grande energia livre de adsorção no sistema de adsorção química, a concentração residual do coletor é menor, resultando num menor consumo de reagentes;

iii) interações químicas específicas entre íon ou molécula coletora e o cátion metálico situado na superfície mineral, mantendo a seletividade até frações de tamanho de partículas muito finas.

Ainda tem sido redomendada a adição de coletores na etapa de cominuição, para melhorar a flotação de partículas finas. Esse procedimento visa prevenir a oxidação superficial das partículas, principalmente de sulfetos (29).

A presença do coletor durante a cominuição pode também promover a aglomeração das partículas que flotarão então, como agregados durante o processo de flotação.

b) Modificações relativas ao diâmetro da partícula

1º) "Carrier Flotation" ou Ultraflotação

Esse processo está esquematizado na Figura 13 abaixo.



- 1: Mineral transportador
- 2: Partícula mineral
- 3: Bolha de ar

Figura 13 - Representação esquemática do processo "carrier flotation".

2º) Floco-Flotação ou Flotação Aglomerante

Esse processo está baseado na maior probabilidade de flotação dos flocos devido a sua maior dimensão em relação às partículas ultrafinas constituintes do aglomerado.

Neste caso, os agregados são formados primeiro, os quais se aderem às bolhas de ar e flutam. Na Figura 14 está esquematizado esse processo.

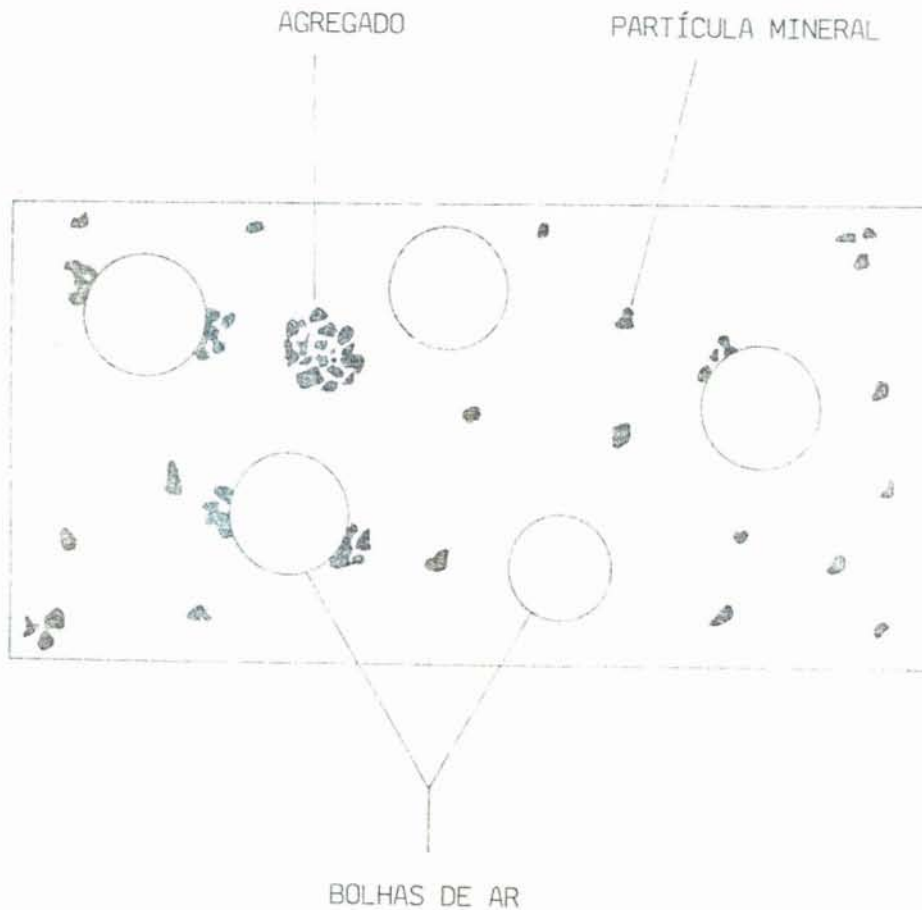


Figura 14 - Representação esquemática do processo de floco-flotação, ou flotação aglomerante.

Khavski (29) utilizou polímeros de alto peso molecular para obter propriedades hidrofóbicas nas partículas dispersas, como floculação simultânea. Este mesmo autor demonstrou o uso de polímeros neutros e catiônicos como reagentes de floco-flotação.

Araújo, A.C. et alii (11) obteve enriquecimento no teor de P_2O_5 em amostras de Patos de Minas, com floco-flotação, passando da alimentação de 12,7% a 27,3% em P_2O_5 .

c) Modificações relativas as características da bolha coletora.

Essas modificações visam aumentar a eficiência de flotação das partículas finas, utilizando bolhas de tamanho menor que na flotação convencional (0,2 - 2 mm) (32).

De acordo com o método de geração das microbolhas utilizado e características operacionais, os processos de flotação que empregam microbolhas são classificados em:

- i) eletroflotação;
- ii) flotação a vácuo;
- iii) flotação por ar dissolvido.

1º) Eletroflotação

O processo de eletroflotação envolve a produção de pequenas bolhas de ar entre 0,02 e 0,1 mm por eletrólise.

As bolhas produzidas por este método são apropriadas para flotação de partículas com menos de 10 μ m de diâmetro.

Resultados experimentais que apoiam a teoria de Volkova(31) mostraram que partículas finas flotam melhor com bolhas pequenas.

Esse método é aplicado industrialmente na separação sólido/líquido de suspensões efluentes.

2º) Flotação a vácuo

Essa técnica atualmente é limitada a escala de laboratório.

Nesse processo ocorre a nucleação de bolhas de gás preferencialmente em superfícies hidrofóbicas do mineral, eliminando dessa forma a etapa refruente à colisão no processo convencional de flotação. O gás que é retido nos poros e nas partículas pode atuar por sua vez como centro de crescimento de bolhas.

3º) Flotação por Ar Dissolvido - FAD

Esse processo consiste na dissolução do ar em água no interior de um saturador, sob pressões elevadas ($2,5 - 5,0 \text{ kg/cm}^2$). A injeção desta água saturada através de um redutor de pressão na célula de flotação causa a formação de pequenas microbolhas, da ordem de $50 \mu\text{m}$ de diâmetro. Isto ocorre quando a pressão do fluxo de água saturada é reduzida, o líquido fica sobressaturado e o ar em excesso é liberado sob a forma de pequenas bolhas que aderem à fase suspensa flotando-a à superfície.

O pequeno tamanho das bolhas produzidas pela FAD é a sua principal vantagem no tratamento de finos em relação aos processos de flotação que utilizam geração mecânica de bolhas.

Esse processo já tem várias aplicações industriais em processos de separação sólido/líquido como, por exemplo, no tratamento e clarificação de águas e efluentes, recuperação de fraixas, gorduras e óleos nas indústrias de alimento e petroquímica.

Recentemente, Guerra (32) estudou o beneficiamento das frações ultrafinas de carvão por FAD, e Solari, J.A.S. (33) a flotação de partículas finas de cassiterita e quartzo também por FAD. Os resultados mostraram que a recuperação do mineral é otimizada quando partículas eram hidrofóbicas e suspensões exibiam certo grau de desestabilização. Os fatores influentes na recuperação e seletividade são as características químicas de superfície de ambos os minerais na presença de coletor e parâmetros associados com a operação do sistema FAD. Entretanto, esse processo tem como problema principal o baixo teor de sólidos processáveis, da ordem de 10 vezes menor que na flotação convencional.

d) Modificações relativas ao tempo de residência da polpa

Na flotação em coluna, esquematicamente ilustrada na Figura 15, tem por princípio o uso de um fluxo contínuo através das partículas descendentes, visando melhores separações no processo de flotação, em especial no que concerne ao beneficiamento de partículas finas.

A coluna possui grande área de separação, isto é, a relação coluna de bolhas por unidade de volume. A alimentação é feita a aproximadamente um terço superior da altura e o ar é injetado na altura mínima da coluna.

Dessa forma, a coleta de partículas se dá em toda a sua extensão, obtendo-se um gradiente de concentração ao longo da altura da coluna.

Testes comparativos entre colunas e células mecânicas de flotação foram realizados com diversos minérios, permitindo conclusões sobre as vantagens do desempenho da coluna, em especial quando se trata de partículas finas (7).

II - Processos baseados na agregação seletiva de partículas em suspensão

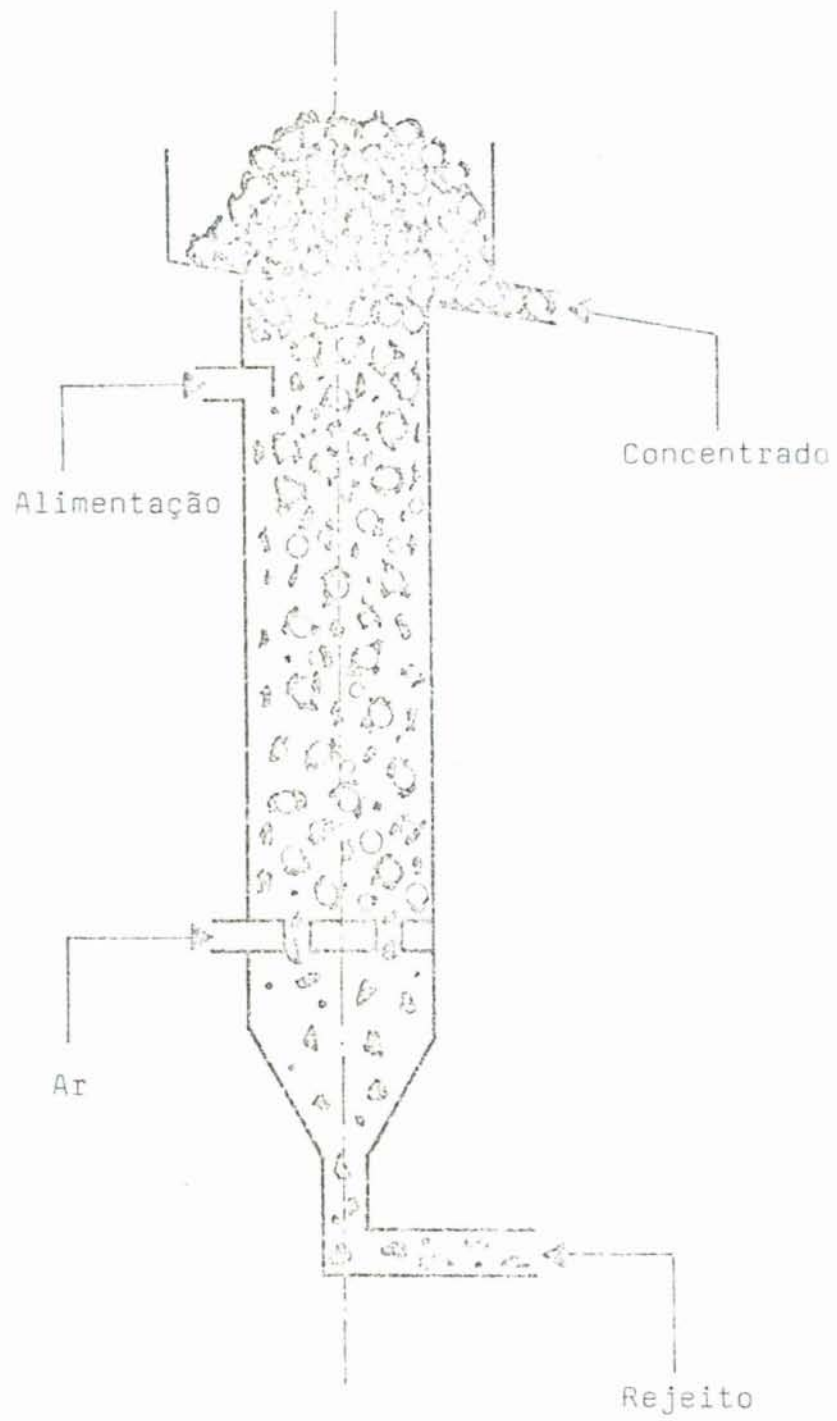
A agregação seletiva das partículas minerais finas pode ser obtida através da adição de eletrólitos, tensoativos, polímeros de alto peso molecular ou óleos. O tipo de agente aglomerante e o mecanismo envolvido na formação dos aglomerados permite a seguinte classificação:

a) Coagulação

A adição de um eletrólito inerte diminui a repulsão entre partículas, reduzindo o potencial zeta das mesmas, promovendo a agregação de acordo com a teoria DLVO, ou seja, pelas variações das propriedades interfaciais e efeito de compressão na dupla camada elétrica.

No caso da coagulação seletiva Kitchener definiu as seguintes condições essenciais:

Figura 15 - Processos de Flotação em Coluna



i) o sistema deve estar em condições mínimas de dispersão, para evitar a heterocoagulação;

ii) a carga superficial das partículas deve ser de mesmo sinal; e

iii) potencial zeta deve ser menor que 25 mV.

Muitas são as aplicações desse processo, como por exemplo, a separação do titânio do minério caulim, e separação do minério de ferro e metais pesados. Entretanto, sua aplicação em áreas de interesse no tratamento de minérios é desconhecida.

b) Agregação por Tensoativos

Neste tipo de processo o principal mecanismo envolvido na agregação de partículas é a ligação hidrofóbica, após os agentes tensoativos serem adsorvidos na interface mineral/solução e tornarem o sólido mineral hidrofóbico.

A adesão partícula/partícula é promovida pela atração entre camadas hidrofóbicas de diferentes partículas e/ou pela redução resultante da área de interface hidrofóbica mineral/água, constituindo-se um efeito entrópico.

As aplicações práticas deste fenômeno são reduzidas, destacando-se o trabalho de Warren Spring Laboratory no processamento de finos de galena como coletores sulfídricos (Xantatos) (29).

Um processo um tanto similar inclui uma etapa de agitação intensa para produzir os agregados de partículas. Esse processo se denomina floculação por agitação (shear-flocculation), e tem sido aplicado a nível de laboratório em sistemas minerais envolvendo misturas de partículas ultrafinas (1 μm) e grosseiras (10-40 μm) de scheelita (34).

Warren, L.J. (34) verificou nos seus estudos que a agregação entre partículas de tamanhos diferentes ocorre a uma velocidade de agitação menor que aquela somente das partículas ultrafinas. Um maior recobrimento pelas lamas (partículas ultrafinas)

foi observado a uma menor concentração das partículas grosseiras, mas a maior remoção das partículas ultrafinas da suspensão ocorre numa concentração intermediária das partículas grosseiras.

c) Flocculação Seletiva

O processo de flocculação seletiva através do uso de polímeros aquosolúveis tem sido estudado amplamente, embora ainda seja necessário analisar sistematicamente os fatores que limitam sua eficiência. Alguns itens importantes que caracterizam o "estado de arte" desse processo são:

i) a sua utilização industrial é hoje restrita a preconcentração (exclusiva) de minérios;

ii) a maior parte dos trabalhos publicados têm sido realizados em escala de laboratório, com misturas sintéticas (moídas separadamente) o que certamente não corresponde aos casos reais; e

iii) o processo é muito sensível a fenômenos físicos e interfaciais que impossibilitam sua adoção de forma generalizada.

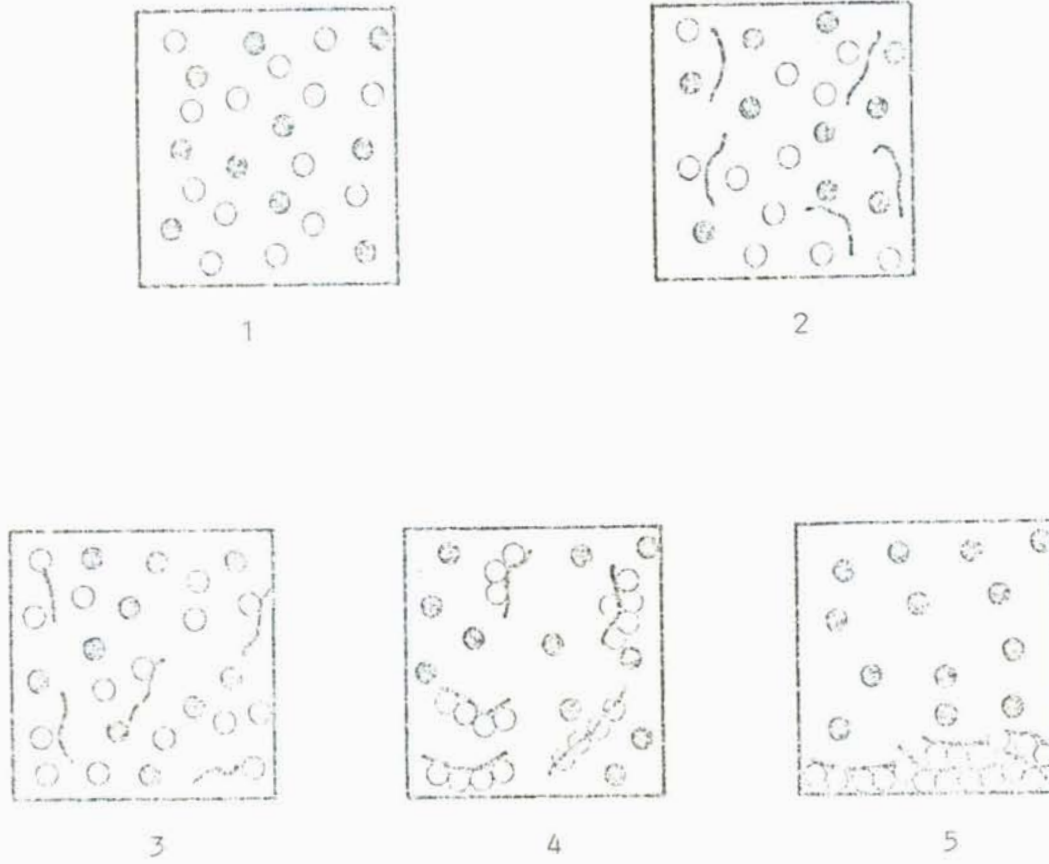
A Figura 16 representa esquematicamente o processo de flocculação seletiva.

O processo em questão consta basicamente de três etapas:

1 - Etapa de dispersão do sistema

Esta etapa visa a homogenização do sistema em relação a dispersão das partículas minerais. Entretanto, a dispersão do componente a ser flocculado não é tão importante como a dos componentes da fase dispersa.

A dispersão pode ser obtida sob agitação mecânica ou ultra-som, ajuste de força iônica e pH, adição de dispersantes inorgânicos ou orgânicos específicos.



Legenda:

- 1 - Sólido Disperso
- 2 - Adição de Flocculante
- 3 - Adsorção seletiva de flocculante
- 4 - Flocculação seletiva
- 5 - Sedimentação e Separação

Figura 16 - Processo de Flocculação Seletiva

2 - Etapa de adsorção - floculação seletiva

Nesta etapa, considerada a mais importante do processo, pretende-se a aglomeração seletiva do componente mineral desejado. Normalmente o componente a ser floculado é aquele que se encontra numa menor proporção.

Um dos maiores problemas desta etapa, é a escolha adequada do polímero, o qual deve adsorver especificamente no mineral desejado. Um grande número de polímeros floculantes (de alto peso molecular) têm sido sugeridos, como por exemplo, as poliamilamidas e poliacrilonitrilas.

Devido a alta atividade interfacial dos floculantes poliméricos solúveis e a presença de mistos (partículas não liberadas) na polpa mineral, causam problemas na floculação seletiva principalmente no teor do concentrado.

A adsorção de polímeros é um processo muito sensível, e poucos sítios superficiais ativos são necessários para a formação dos flocos. E quando ocorre um completo recobrimento da superfície das partículas pode induzir a estabilização da suspensão.

A adsorção de polímeros na interface mineral/solução depende das seguintes propriedades (30):

i) propriedades dos polímeros, tais como peso molecular e configuração, distribuição dos grupos funcionais e efeito de distribuição na configuração;

ii) propriedades dos minerais como, carga superficial e estado de oxidação;

iii) propriedades das soluções como, grau de ionização, temperatura e poder de solvência do polímero.

Como no caso de coletores de flotação, a seletividade pode ser obtida no caso de floculação seletiva através da incorporação de grupos funcionais nos polímeros, como grupos mercaptanos, aminas, etc.

Sob condições compatíveis, polímeros modificados têm apresentado melhor seletividade e recuperação quando comparados com flocculante poliacrilamida não modificada (29).

3 - Etapa de separação das fases floculada e dispersa.

Uma vez obtida a floculação seletiva é necessária a separação dos produtos, a qual pode ser feita através de separação estagiada, elutriação da fase dispersa ou flotação.

O aprisionamento de partículas de ganga nos flocos causa diminuição do teor do concentrado, e a escolha do processo de "lavagem" dos flocos depende da natureza dos mesmos, isto é, da força que une as partículas, porosidade, molhabilidade, etc.

Um fator que afeta grandemente o processo é o teor do mineral a ser floculado, e quanto menor o teor da alimentação, menores são os valores de recuperação e teor nos concentrados de floculação.

Em escala industrial, a floculação seletiva é utilizada no beneficiamento de minérios de ferro com baixo teor (30).

Quanto a aplicação do processo no beneficiamento de fosfato diversas publicações do Bureau of Mines apresentam estudos realizados em lamas de fosfato da Flórida (35)(36)(17), produzidas por diversas usinas de beneficiamento. Esses estudos visam uma caracterização mineralógica e das propriedades superficiais dos minerais presentes, numa tentativa de fornecer parâmetros importantes para a desestabilização e floculação desse material.

Davenport e Watkins (37) estudaram ainda a floculação seletiva de fosfatos em escala contínua na fração -325 malhas, e mostraram ser tecnicamente possível a concentração de fosfatos. Entretanto, o alto custo de filtragem dos concentrados e alto teor de Fe_2O_3 e Al_2O_3 tornam o processo economicamente inviável.

Rubio e Fuerstenau (38) no estudo de floculação seletiva para a separação da hematita do quartzo, utilizando amido de

milho como flocculante, mostraram que o tipo de moagem utilizada afeta as propriedades superficiais do quartzo. Assim, a contaminação do quartzo pelos óxidos de ferro, ocorridas durante a moagem em moinho de bolas, tornam o quartzo susceptível de floculação pelo amido.

d) Aglomeração Esférica ou Oleosa

Esse processo envolve transferência de partículas finas de solução aquosa para agregados esféricos dentro da fase oleosa. Os agregados produzidos são separados posteriormente através de peneiramento ou por outro método físico.

A Figura 17 ilustra a relação entre a quantidade de líquido do ponte (óleo) e forma do aglomerado.

O tipo de produto aglomerado formado depende basicamente de:

- i) quantidade da fase oleosa;
- ii) tamanho e distribuição de tamanho das partículas;
- iii) tempo de condicionamento;
- iv) composição da solução;
- v) condições de agitação; e
- vi) propriedades de molhamento das partículas.

Esse processo tem sido estudado por vários sistemas de beneficiamento de finos, e para o futuro, devido ao grande consumo de óleo, há restrições econômicas a sua aplicabilidade (Figura 18), se não houver recuperação do óleo.

● Partícula 2

Em suspensão

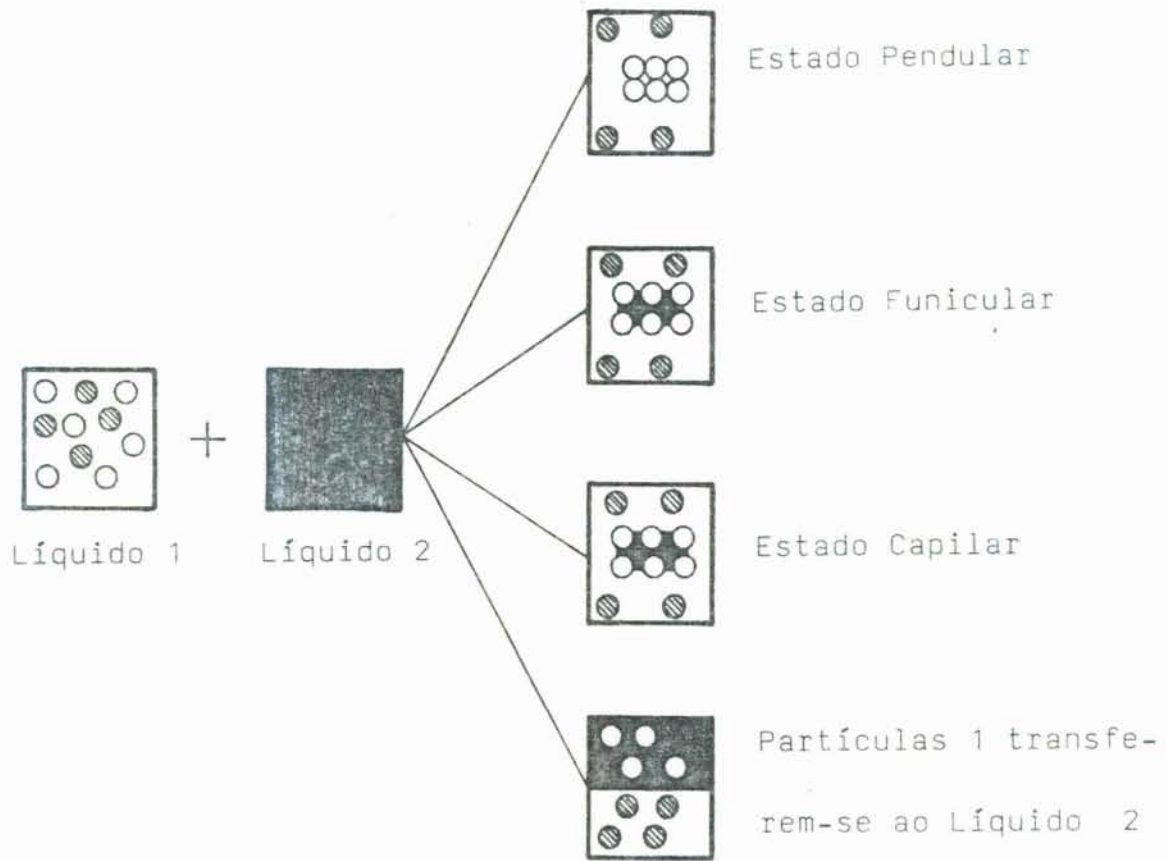


Figura 17 - Estados típicos do líquido-ponte no processo de aglomeração esférica.

SUSPENSÃO TRATADA	LÍQUIDO PONTE	OBSERVAÇÕES
Sulfato de cálcio em ácido fosfórico (processo de molhamento por ácido fosfórico)	Sulfonato de petróleo tenso-ativo hidrocarboneto líquido	Pelotas de CaSO_4 residual contém 1,1 ⁴ a 1,8% de P; recuperação do ácido fosfórico do precipitado semi-gelatinoso maior que 99%.
Minério de ferro em água	Ácido oléico/ Óleo combustível	Remoção dos aglomerados por ciclone separados que também auxiliam na formação de aglomerados.
Finos de carvão como efluentes de plantas de beneficiamento	Óleo hidrocarboneto leve para flocculação seletiva. Óleo pesado para pelotização.	Boa rejeição de cinzas e pelotização desejável dos finos de carvão.
Fuligem em água	Óleo pesado	Fluxo de água de lavagem no processo de clarificação de óleo. Remoção da fuligem a menos 5 ppm.
Fosfatos em água	Ácido graxo Óleo combustível	"Aglomerado em mesa", aplicado a minerais de fosfatos potássicos. Flocculação seletiva seguida pela separação em mesas.
Óleo disperso em água	Sólido hidrofóbico finamente dividido (ex. carvão) atua como instabilizador de emulsão.	Adição de finos que são aglomerados pelo óleo disperso e causa a quebra da emulsão
Turfeira em solvente petrolífero	Solução aquosa de sais.	Recuperação de turfa seguindo à extração por solvente das resinas
Linhita de sódio em água pH=10	Borracha látex acidificada a pH=3	Linhita como carga de borracha.
Sílica gel, preparada de colóides secos de sílica	Oleato de amônia hidrocarbonetos	Deságue do precipitado gelatinoso à forma de um pó com alta área superficial.

FIGURA 18 - ALGUNS EXEMPLOS DE SEPARAÇÃO EM LÍQUIDOS

2.4.2. Alternativas para Beneficiamento de Finos de Fosfatos Brasileiros

De um modo geral as usinas de beneficiamento de fosfatos têm otimizado a recuperação do P_2O_5 contido, através da divisão em circuitos de finos e grossos. Entretanto, a recuperação dos ultrafinos têm sido um constante problema.

Desde que Haseman, J.F. (39) propôs, em 1953, nos Estados Unidos, a técnica de floculação seletiva com o objetivo de recuperar a apatita de frações finas, tem surgido várias tentativas para obter concentrados apatíticos com teores de P_2O_5 acima de 30%.

O processo descrito por Haseman consegue concentrados de 29% de P_2O_5 a partir de teores de alimentação da ordem de 19% de P_2O_5 , em frações abaixo de 10 μm ; os reagentes empregados foram o NaOH como dispersante e o amido de milho modificado por tratamento térmico como floculante seletivo.

No caso específico do Brasil vários estudos visando recuperar fosfato contido nas frações finas e ultrafinas têm sido descritos.

Gomes, J.I.A. e Oliveira, J.F. (23) estudaram o beneficiamento do minério de Patos de Minas (Minas Gerais), dando ênfase às frações inferiores a 12 μm .

O processo de floculação não mostrou ser eficiente como um processo de concentração no tratamento isolado das lamas. Os reagentes utilizados foram o NaOH e silicato de sódio como dispersante e o Colamil gelatinizado (amido) ou por tratamento térmico, como agente floculante.

Entretanto, este processo de floculação aplicado como um processo de deslamagem mostrou que é possível rejeitar 26% da massa total com perdas de apenas 10,3% do P_2O_5 contido no minério.

Outros ensaios visando a concentração de fosfatos por flotação dos flocos apresentaram baixas recuperações com teores ao redor de 28% de P_2O_5 . Estes mesmos autores sugerem o estudo da flotação aniônica dos flocos com coletores, ainda na presença do amido adsorvido nos minerais fosfatados, e mesmo a flotação catiônica dos flocos como opção para aumentar a recuperação do processo.

Furtado, J.R.V. e Peres, A.E.C. (7) investigaram o beneficiamento de minério fósforo-uranífero de Itataia, Estado do Ceará, material "overflow" do ciclone deslamador da Usina Piloto, com granulometria abaixo de $10\ \mu m$. O processo utilizado foi a flotação em coluna. Esse minério apresenta ganga silicatada e calcítica.

Esta operação de deslamagem descarta cerca de 16% da massa, representando 10,5% do P_2O_5 contidos no minério, e ainda 14% de U_3O_8 .

Resultados não satisfatórios foram obtidos tanto por flotação em célula mecânica como na coluna de flotação para as frações de minério abaixo de $10\ \mu m$. As razões apontadas referem-se a granulometria muito fina (50% abaixo de $3,2\ \mu m$) e baixo teor (8,9% de P_2O_5), que conduzem a alto consumo de reagentes, formando uma espuma volumosa e consistente, resultando em concentrados com baixos teores e baixas recuperações.

Foram realizados também testes de flotação com amostras entre $-10+2,2\ \mu m$, obtendo melhores resultados tanto na flotação em célula mecânica como na coluna.

A eficiência foi maior na rejeição da ganga silicatada. Os concentrados fosfáticos apresentaram teores de $CaCO_3$ superiores a 30%, e em P_2O_5 ao redor de 20%, partindo de uma alimentação com cerca de 10% em P_2O_5 .

Comparativamente à flotação em célula mecânica, a flotação em coluna propiciou a obtenção de concentrados com teores de P_2O_5 e U_3O_8 mais elevados e com menor presença de contaminantes, como Fe_2O_3 , Al_2O_3 e MgO .

Araújo, A.C. et alii (11) investigaram o beneficiamento do minério de Patos de Minas (MG), por processos combinados de flotação e floculação, com 95% do material abaixo de 106 μm . Os reagentes empregados foram o pirofosfato tetrasódico e matasilicato de sódio entre outros como dispersantes, tall oil como coletor e amido de milho "colamil" e emigol como polímeros floculantes.

Os estudos foram realizados com três diferentes tipos de amostras:

- 1) HG - com alto teor: 26,2% de P_2O_5 ,
- 2) MG - com médio teor: 17,6% de P_2O_5 , e
- 3) LG - com baixo teor: 12,4% de P_2O_5 .

Resultados não satisfatórios foram obtidos utilizando simples floculação seletiva. Entretanto, quando da aplicação de flotação a fase floculada, obteve-se enriquecimento no teor de P_2O_5 para as amostras de MG e LG.

Para a mostra LG, obteve-se um concentrado com teor de 27,3% de P_2O_5 com 79,1% de recuperação; e para a amostra MG o concentrado apresenta um teor de 30,2% em P_2O_5 com 83,4% de recuperação. Esses resultados obtidos foram superiores a todas as tentativas de concentrar fosfatos dessa região de Patos de Minas.

Coelho, E.M. (40)(41) estudou o beneficiamento do minério de Lagamar (Minas Gerais) por floculação seletiva.

Amostras de minério apresentando teores iniciais da ordem de 26,1% em P_2O_5 foram deslamadas por sedimentação (após dispersão com NaOH e silicato de sódio) apresentando cerca de 29% de P_2O_5 a fase sedimentada e a dispersa entre 21 e 22% de P_2O_5 (representando de 32 a 45% da massa do minério), quando minério moído a -48 e -150 mesh. Já na moagem a -325 mesh as perdas de fósforo foram superiores a 50%.

Nos testes de deslamagem por floculação seletiva, após a dispersão com soda e silicato de sódio, o floculante (Collamil - amido de milho) é adicionado sob agitação durante um minuto. A fase dispersa é sifonada após sete minutos de decantação. Pa-

ra o minério moído a -325 mesh a fase decantada apresentou cerca de 29% de P_2O_5 e a dispersa com 18% de P_2O_5 (equivalente a 23% da massa do minério), nas seguintes proporções dos reagentes, NaOH:silicato de sódio:amido em 4:1:3 lb/ton.

O segundo estudo (41) de beneficiamento do minério de Lagamar, apresentando teor na ordem de 28% de P_2O_5 , visa elevar o teor para mais de 31% em P_2O_5 e reduzir o teor de R_2O_3 para menos de 5%, através da deslamagem por sedimentação e floculação seletiva.

Testes de deslamagem por sedimentação, após dispersão com NaOH (entre 1,5 e 4 lb/ton) e silicato de sódio (entre 0,5 e 4 lb/ton), com minério moído a -325 mesh, apresentaram na fase sedimentada um teor de P_2O_5 próximo a 31% com recuperação de 60%, e na fase dispersa com 22% de P_2O_5 .

Nos testes de deslamagem por floculação seletiva, após a dispersão com soda e silicato de sódio, o floculante (amido gelatinizado com soda) é adicionado mantendo agitação por um minuto. A fase dispersa é retirada após 7 minutos de sedimentação.

Nestes testes foram atingidas recuperações da ordem de 80% e na fase sedimentada com 31% de P_2O_5 , para minério moído a -325 mesh. As proporções dos reagentes NaOH:silicato de sódio:amido variaram entre 1,5-4:0,5-1:1-3.

No estudo de laboratório da coagulação e floculação das lamas produzidas nas operações de beneficiamento de minério de fosfato de Tapira, Coelho, E.M. (42) verificou que as adições de cal, em níveis relativamente baixos (200 g/ton para lamas de minério pouco alterado e rejeito, e 400 g/ton para lamas de minério muito alterado) promovem uma coagulação adequada.

Resultados satisfatórios dos testes de floculação das lamas, com adições de floculantes em níveis mais econômicos, só foi possível após coagulação da polpa com cal. Os polímeros floculantes que melhores resultados apresentaram foram o Calgon M-590 (fortemente aniônico) e o Superfloc N-100 (não iônico), em quantidades inferiores a 10 g/ton.

III - MATERIAIS

3.1. Minério Sintético

Amostras puras de hidroxiapatita e calcita, ambas da região de Monteiro (Minas Gerais) e quartzo purificado com HCl, foram moídos num moinho de bolas a 60% de sólidos até uma granulometria de 100% < 15 μm (passante em micropeneiras).

A hidroxiapatita analisou 55,57% de CaO (análise através do método de titulação por substituição (43)); e a análise de P_2O_5 foi realizada por diversos métodos e em diferentes lugares apresentou uma média de 38,97% em P_2O_5 , e um desvio padrão de 1,64 das oito análises realizadas. E apresenta densidade de 3,18 g/cm^3 , determinada por picnômetro.

A calcita analisou 54,22% em CaO e apresenta 75,1% com granulometria abaixo de diâmetro 43 μm , determinada através da Equação de Stokes. A calcita apresenta 2,46 g/cm^3 de densidade, esta determinada por picnômetro.

O quartzo apresenta 81,5% com granulometria abaixo de 44 μm de diâmetro, calculado pela equação de Stokes, e uma densidade de 2,43 g/cm^3 determinada através de picnômetro.

3.2. Minérios

As frações ultrafinas de fosfatos coletadas pelas próprias usinas e que foram ensaiadas para otimizar o seu teor de P_2O_5 , foram as seguintes:

I - Amostra de Tapira (Fosfertil - Minas Gerais).

Esta amostra corresponde a uma amostra coletada da 4ª des lamagem prévia a flotação, executada por ciclones de 6".

Esta amostra apresenta as seguintes características químicas e físicas.

Análise Química (Absorção atômica)

	%
P ₂ O ₅	6,94
Al ₂ O ₃	4,04
Fe ₂ O ₃	17,26
CaO	13,68
MgO	5,18
SiO ₂	28,59
P.Fogo	10,11

Análise Granulométrica (a úmido)

Malhas	Peso Retido	% Peso	% Acumulada
+ 65	0,50	0,16	0,16
-65+100	0,30	0,10	0,26
-100+170	4,00	1,30	1,56
-170+200	0,60	0,19	1,76
-200+270	6,20	2,01	3,76
-270+400	24,20	7,84	11,60
- 400	272,80	88,40	100,00

Através do modelo Rosin-Rammler-Bennet para distribuição granulométrica (44) determinou-se o diâmetro médio do minério de Tapira, $d = 10,0\mu\text{m}$.

II - Amostra de ultrafinos da Usina de Araxá (Arafertil - Minas Gerais).

Esta amostra corresponde a alimentação do condicionamento da flotação dos ultrafinos. A granulometria está compreendida entre $-25\mu\text{m} + 5\mu\text{m}$, e apresente um teor médio de 16,78% de P₂O₅ (por colorimetria).

Esta amostra apresenta as seguintes características químicas (análises realizadas na Açoes Finos Piratini):

Análise Química (Absorção atômica)

	%
P_2O_5	18,05
Al_2O_3	5,28
Fe_2O_3	23,95
FeO	0,09
FeO_2	4,43
CaO	14,55
MgO	0,50
P.Fogo	8,70

III - Amostra de ultrafinos de Itataia.

Esta amostra corresponde ao "overflow" do primeiro ciclone de deslamagem da Usina Piloto de Itataia (Nuclebrás - Ceará), com granulometria abaixo de 10 μm e teor médio de 9,20% de P_2O_5 (por colorimetria).

Esta amostra tem as seguintes características químicas (análises realizadas na Aços Finos Piratini).

Análise Química (Absorção atômica)

	%
P_2O_5	10,28
Al_2O_3	9,47
Fe_2O_3	6,86
FeO	0,51
FeO_2	30,69
CaO	21,26
MgO	0,52
P.Fogo	17,70

3.3 Reagentes

i) Cyquest 3223, fornecido pela Cyanamid, de fórmula genérica, poliacrilato de sódio, foi utilizado como agente dispersante e depressante da calcita. Uma solução padrão de 1.600 ppm foi preparada semanalmente e mantida sob refrigeração.

ii) Metasilicato de sódio comercial foi empregado como agente dispersante das gangas silicatadas e carbonatíticas.

iii) Superfloc 16 ou A100, uma poliacrilamida aniônica, floculante fornecido pela Cyanamid, com peso molecular aproximado de $4 \cdot 10^6$. Uma solução padrão de 300 ppm foi preparada semanalmente e mantida sob refrigeração.

iv) NaOH e HCl foram usados para ajuste de pH, ambos de grau analítico.

v) Óleo diesel comercial, que foi utilizado nos processos de flotação.

vi) "Tall oil" comercial (densidade: $0,95 \text{ g/cm}^3$) utilizado sem purificação como coletor da apatita no processo de flotação.

Todas as soluções foram preparadas com água destilada obtida de um destilador Biomatic.

IV - TÉCNICAS EXPERIMENTAIS

4.1. Estudos de Caracterização

- Medidas de ponto de carga zero da apatita.

Para a determinação do ponto de carga zero da apatita, utilizou-se o Método da Variação do pH (45) após a adição do mineral finamente dividido, em condições ambientais. Todos os testes foram realizados num erlenmeyer de 250 ml, com 100 ml do eletrólito (NaNO_3 , NaF , BaCl_2 e $\text{NaCl} \cdot 10^{-3}\text{M}$). Inicialmente foi realizado o ajuste de um determinado valor de pH, com NaOH ou HCl , e logo mediu-se a variação do pH da solução em função do tempo quando se adicionou a apatita. A partir de então foram feitas várias medidas de pH, até que se atingiu um valor de equilíbrio.

Desta forma, foi possível a construção de gráficos de pH versus pH_{final} e $\text{pH}_{\text{inicial}}$ versus pH_{final} que permitem a determinação de um valor de pH de equilíbrio (pcz).

- Medidas de Espectrofotometria de infravermelho.

A técnica de infravermelho foi utilizada numa tentativa de verificar a pureza da apatita e da adsorção dos polímeros (poliacrilato e poliacrilamida) na interface mineral/solução.

Os espectros de infravermelho foram realizados pela técnica de disco prensado (KBr) e solução Nujol num espectrofotômetro Shimadzu IR-408 (Instituto de Química da UFRGS), na faixa de número de onda de 650 a 4.000 cm^{-1} .

Foram realizados espectros da apatita, calcita, minério de Tapira e Araxá-U.F., com os polímeros já citados. Tanto a dispersão como a floculação foram realizadas com excesso de reagentes.

- Medidas de Espectrometria de difração de Raio-X.

Foram construídos difratogramas de Raio-X para caracteri-

zação mineralógica do minério de Tapira, Araxá e apatita.

Os difratogramas foram construídos no aparelho Cristallofle-810 do Instituto de Física da UFRGS, com radiação cobalto e filtro de ferro e num aparelho similar do Instituto per il Trattamento dei Minerali para o caso da apatita.

Estudos de caracterização mineralógica foram realizados por microscopia ótica de transmissão, empregando um microscópio ótico de pesquisa Carl Zeiss Jena (UFRGS).

O minério de Tapira, devido às dificuldades de se observar ao microscópio ótico, pois trata-se de material muito fino e mineralogicamente complexo, recorreu-se a separação granulométrica das frações:

> 62 μm : 3,8% (massa da fração)
62-44 μm : 3,2%
< 44 μm : 93,0%.

Assim, foram confeccionadas duas lâminas petrográficas para cada fração, e também para a fração concentrado (de floculação) foram observadas duas lâminas.

Dadas as dificuldades de observação do material extremamente fino, o minério de Tapira foi submetido a separação granulométrica por pipetagem indireta de sua fração argilosa. Do material > 2 μm , e com uso de defloculante (silicato de sódio) foram confeccionadas duas lâminas petrográficas.

Quanto ao minério de Araxá, foram confeccionadas seis lâminas petrográficas, numa primeira etapa, assim distribuídas:

2 lâminas da alimentação;

2 lâminas do concentrado por floculação;

2 lâminas da alimentação com moagem.

Numa segunda etapa, dadas as dificuldades de observação desse material extremamente fino, e para evitar a aglomeração

das argilas, o minério foi submetido a separação granulométrica por pipetagem indireta da sua fração argilosa. Do material > 2 μ m, e com o uso de defloculante (silicato de sódio), foram confeccionadas quatro lâminas petrográficas. Além disso, o concentrado (de floculação) cuja alimentação foi submetida a moagem com dispersante (silicato de sódio) também foi analisado em duas lâminas. E o concentrado obtido por flotação também foi analisado.

4.2. Estudos de Dispersão

Os testes de dispersão foram realizados num cilindro com defletores de 5,1 cm de diâmetro e 20 cm de altura, munido com uma saída lateral localizada a 3 cm do fundo do cilindro.

Inicialmente a solução com quantidade determinada de mineral (apatita, calcita e quartzo) foi dispersada com a ajuda de ultrassom durante 2 minutos (Mini-Som, da Thornton-Inpec Eletrônica S.A.).

Após o ajuste de pH e adição de Cyquest, a dispersão (volume total de 250 ml) foi mantida sob agitação intensa com uma haste de vidro a 2.000 rpm durante 30 segundos (regime turbulento) e lenta por 60 segundos. Esta agitação lenta é para comparar com a situação da floculação seletiva.

Após um tempo de sedimentação $t_x=1$ minuto foram coletadas alíquotas pela saída lateral.

As análises são feitas pelos respectivos pesos secos das amostras coletadas a uma altura $h_x=11$ cm, medida desde o topo do cilindro, de acordo com a técnica reportada por Rubio (46).

A porcentagem de dispersão é calculada pela expressão (46):

$$\% D = \left(\frac{C_x}{C_0} \times 100 \right)_{h_x, t_x}$$

onde:

C_x : concentração (% P/P) de uma amostra na altura h_x , do nível do líquido após um tempo t_x ;

C_0 : concentração (% P/P) calculada a partir do peso total do sólido no sistema, sobre o peso total de suspensão.

Os resultados foram expressos em função da variação da concentração do dispersante (Cyquest) de 75 a 900 g/ton e do pH de 3 a 11, nos minérios de a patita, calcita e quartzo.

4.3. Estudos de Floculação

Os testes de floculação foram realizados de forma similar a dispersão, no mesmo cilindro com defletores.

A suspensão (com quantidades determinadas dos minerais) foi agitada me canicamente com uma haste de vidro a 2.000 rpm para a homogeneização da amostra.

Após o ajuste de pH e adição de Superfloc-16 a dispersão (volume total de 250 ml) foi mantida sob agitação durante 5 minutos. A floculação foi medi da de acordo com a técnica reportada por Rubio (46), a partir dos pesos se cos das amostras coletadas a uma altura h_x - 7,5 cm (medida desde o tipo do cilindro) e após um tempo t_x - 1 minuto.

4.4. Estudos de Floculação Seletiva

Os testes de floculação seletiva foram realizados igualmente aos de floculação, no mesmo cilindro com defletores.

A suspensão foi agitada mecanicamente durante 3-5 minutos a 2.000 rpm, com a adição de dispersantes (metasilicato de sódio e Cyquest, para quartzo e calcita respectivamente). Neste período foi também ajustado o pH de disper são.

Finalmente o floculante foi adicionado lentamente num tempo de 15 segun dos, num volume máximo de 1,5 ml, para o volume total de 250 ml de suspensão. A dispersão foi mantida sob agitação intensa a 2.000 rpm durante 30 segundos para a distribuição homogênea do polímero, e lenta por 60 segundos, para pro piciar o crescimento dos flocos. Após período de repouso de 60 segundos, a parte sedimentada da suspensão foi separada e os flocos foram redispersados até o volume inicial, sob agitação intensa e refloculados sob agitação lenta. Esse processo de lavagem foi repetido até a 3ª etapa de dispersão-floculação sem adição extra de floculante. Entretanto, como o tamanho inicial dos flo cos foi diminuindo gradualmente, na 4ª etapa adicionou-se uma concentração a dicional de floculante na proporção de 50% da concentração inicial.

Quando a lavagem dos flocos foi feita no elutriados, todo o sist ema (fração floculada e não floculada) foi introduzida pelo topo da coluna ao mesmo tempo que a água de lavagem pela base do elutriador. O elutriador em pregado, no caso do minério sintético, era de 1,05 m de altura, dividido em

duas partes: uma (a inferior) de 55 cm de altura com um diâmetro de 2,5 cm, e a outra (superior) de 50 cm de altura e 5,1 cm de diâmetro. Para teste com minério de Araxá foi utilizado um elutriador com 50 cm de altura e 6 cm de diâmetro. Apresenta na extremidade inferior uma região cônica de 27 cm de altura, cujo diâmetro vai diminuindo de 6 a 1,5 cm. O prolongamento da região cônica é um tubo de vidro de 21 cm de altura e 1,5 cm de diâmetro em cuja extremidade inferior existe uma torneira de dupla entrada (Ver Fig. 19). A lavagem dos flocos propriamente dita, ocorre na parte inferior da coluna elutriador, onde existe a possibilidade de um melhor atrito.



Figura 19 - Elutriador

Em alguns testes envolvendo o minério de Araxá-U.F. testou-se o efeito da moagem prévia a floculação seletiva, a mesma ocorreu em moinho de bolas com silicato de sódio e pH 11,0 por 10 a 30 minutos.

Os produtos foram analisados pelo conteúdo de P_2O_5 por colorimetria e os resultados expressos através de balanços metalúrgicos.

As análises de P_2O_5 foram realizadas através do método colorimétrico, num espectrofotômetro Coleman Júnior III no comprimento de onda de 420 nm. A amostra é atacada por ácido nítrico e clorídrico e após a dissolução, transfere-se para balão volumétrico, e deste alíquotas são retiradas e complexadas com metavanadomolibdato para posterior leitura no espectrofotômetro. Este é o método de rotina para análise de P_2O_5 total e

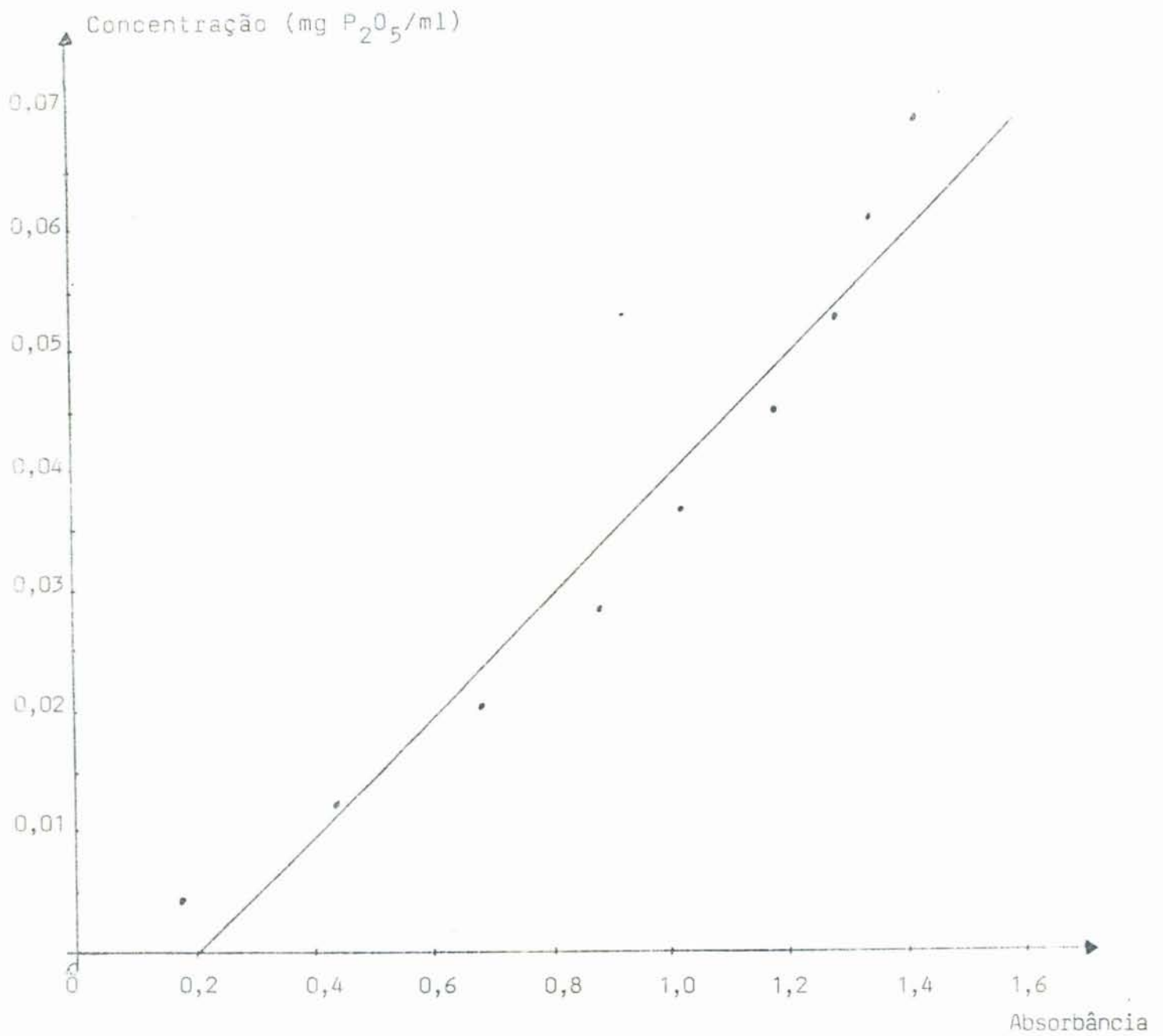


Figura 19A - Curva de Calibração para P₂O₅.

solúvel em água desenvolvido pelas Adubos Trevo (47) baseado nos métodos de complexação do fósforo, e indicação do Ministério da Agricultura. A figura 19-A representa a curva de calibração da análise de P_2O_5 no espectrofotômetro. Através da análise estatística da curva, aceita-se que a concentração, em mg P_2O_5 /ml, é diretamente proporcional a absorvância, e que a curva passa pela origem.

4.5 Estudo de Flotação

Os testes de flotação dos componentes minerais da amostra sintética em microescala foram efetuados em tubo de Hallimond modificado segundo Fuerstenau, esquematizado na Figura 20.

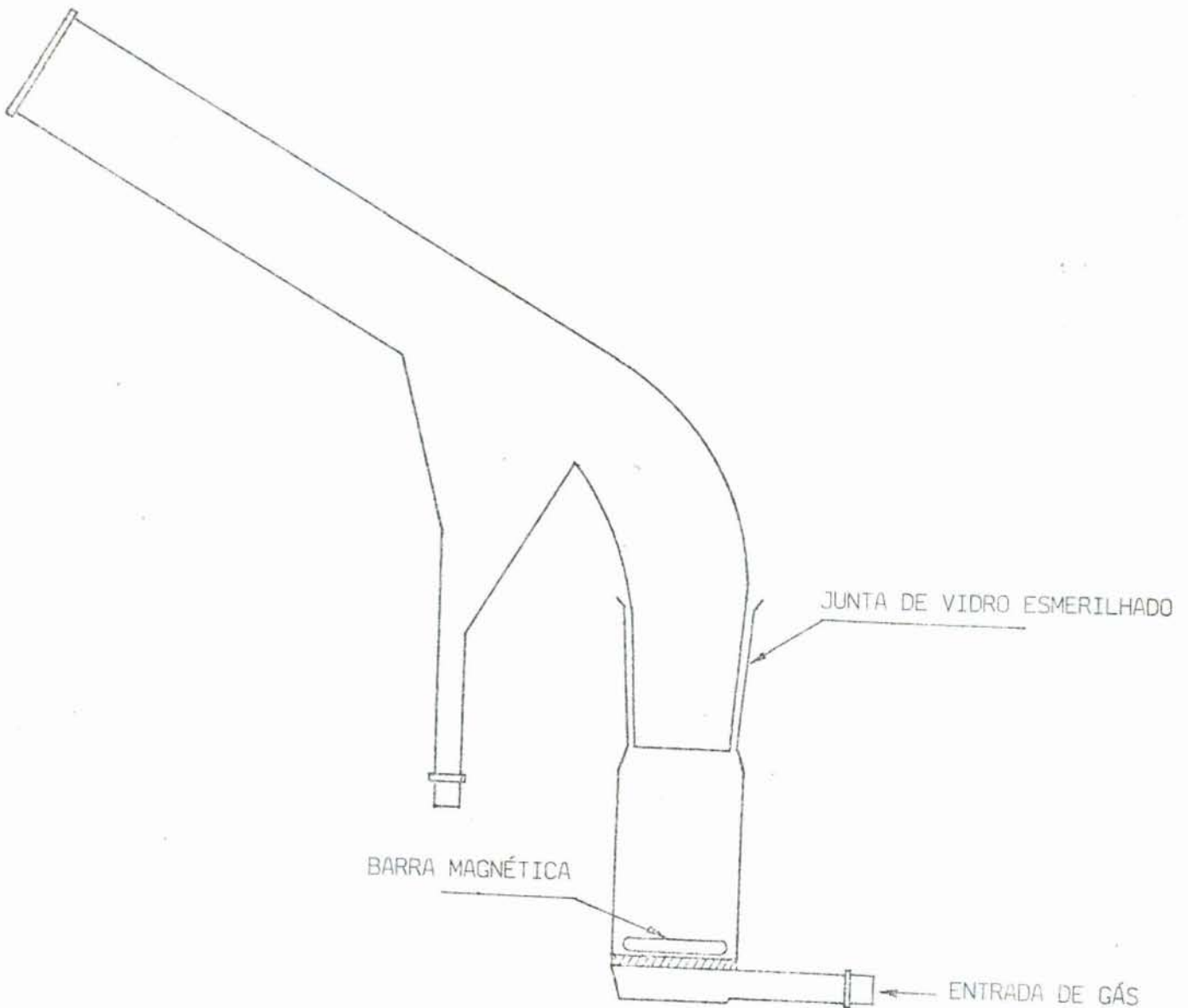


Figura 20 - Tubo de Hallimond modificado.

A operação consistiu em se colocar a amostra de material (1 grama) junto com a solução de coletor (Tall Oil). Após o ajuste de pH sob agitação constante e um tempo de condicionamento de 3 minutos, foi introduzido o ar num fluxo de 100 ml/min. O material foi coletado após um tempo de flotação de 2 minutos.

Naqueles testes onde adicionou-se dispersante para o quartzo (metasilicato de sódio) o mesmo foi condicionado por 2 minutos e após foi adicionado o Tall Oil.

A granulometria do quartzo utilizado está compreendida entre -60 mesh + 70 mesh e da apatita entre -60 mesh + 100 mesh.

Os resultados são expressos em termos de variação da concentração do Tall Oil, entre 5 e 300 ppm, e do pH entre 9 e 11.

Os testes de flotação em sistema descontínuo de bancada foram realizados em células Denver (tipo D-12) com capacidade de 1 litro, mostrada esquematicamente na Figura 21.

Os testes foram efetuados conforme o seguinte procedimento: A massa utilizada foi de 150 a 300 g do minério, dispersada em água destilada até uma concentração de 50% em peso.

A homogenização da suspensão foi feita através de um agitador ligado a um rotor de 1.000 rpm durante 3 minutos. Após esse tempo o pH era ajustado com adições de NaOH e HCl e condicionou-se durante um período de 5 a 8 minutos. Durante este período foi feita a adição do dispersante do quartzo (metasilicato de sódio), e após o condicionamento foi adicionado o coletor ("Tall Oil") na proporção de 400-2600 g/ton. A flotação seguiu-se por 3 a 5 minutos, com um fluxo de ar constante de 4.000 ml/min, com coletas de flotado em intervalos regulares de 1 minuto.

Em alguns casos procedeu-se a etapa cleaner e recleaner do concentrado da primeira flotação ou com outros concentrados obtidos em outros tempos de flotação.

Os resultados são expressos através de balanços metalúrgicos e os produtos analisados pelo conteúdo de P_2O_5 .

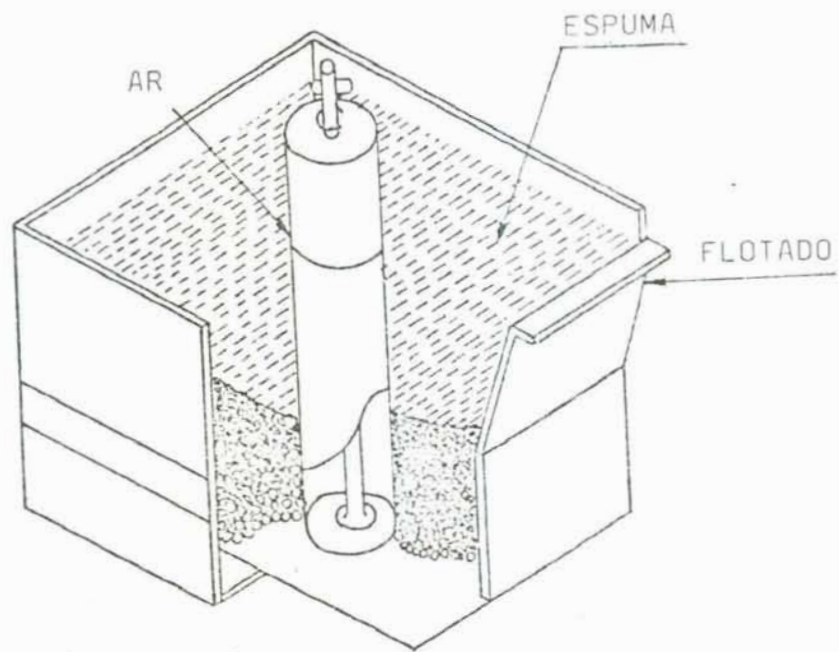


Figura 21 - Célula de flotação.

4.6. Estudos de Floco-Flotação

Os testes de floco-flotação foram realizados na mesma célula Denver descrita na Figura 21.

Os testes foram efetuados conforme o seguinte procedimento: conteúdo de sólidos na proporção de 150 a 300 g para um volume total de 1.000 ml. A água empregada na suspensão foi água destilada e após homogenização, a suspensão foi agitada durante 3 minutos a 1.00 rpm. O ajuste de pH foi feito com adições de NaOH e HCl.

A adição do dispersante (metasilicato de sódio) foi feita durante o condicionamento de 8 minutos. Finalmente o floculante (Superfloc-16) foi adicionado durante 3 minutos de condicionamento.

Após esse período adicionou-se o coletor ("Tall Oil") e condicionou-se por um período de 1 minuto. A flotação segue por 3 minutos, com um fluxo de ar de 4.000 ml/min, com coletas de flotado em intervalos regulares de 1 minuto.

Nos testes com minério de Araxá-U.F., procedeu-se a etapa de cleaner e recleaner do concentrado de flotação ou reunindo concentrados em iguais testes de flotação.

Nos testes com minério de Tapira, após a floculação na célula de flotação e depois de um tempo de sedimentação, foi procedida a retirada do sobrenadante, e a flotação foi do material sedimentado.

Da mesma forma que a flotação, estão expressos os resultados através de balanços metalúrgicos.

V - RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 Estudos no Sistema Mineral Sintético

5.1.1 Estudos de Caracterização

I - Métodos de Espectrofotometria de Infravermelho

Os espectros de infravermelho da amostra de apatita, Figuras 22 e 23, mostraram duas bandas de grande intensidade a 1035 e 1095 cm^{-1} , e uma média a 960 cm^{-1} , sendo que as duas primeiras referem-se a estrutura do $(\text{PO}_4)^{-3}$ da apatita, segundo Bellamy (48) e Colthup (40). A outra, localizada a 960 cm^{-1} , é dependente da estrutura ligada ao $(\text{PO}_4)^{-3}$ (48). Picos de fraca intensidade a 725, 870, 1420, 1440 e 1620 cm^{-1} e a configuração dos picos (um tanto arredondados), completam por caracterizar uma hidroxiapatita de alta pureza (50)(51)(52).

Para as amostras de Tapira e Araxá, aspectos similares são discutidos mais adiante.

II - Medidas de Espectrometria de Difração de Raio-X

Através da análise do difratograma de Raio-X realizada na amostra da apatita, foi possível identificar a característica da mesma como sendo uma hidroxiapatita de alta pureza (Figuras 1 a 1A do Apêndice).

Os principais picos que caracterizam este mineral são 2,817; 3,087; 3,440; 2,723 e 2,779.

III - Medidas de Ponto de Carga Zero da Apatita

A Figura 24 apresenta resultados de determinação do ponto de carga zero na presença de diversos eletrólitos, tais como NaCl, NaF, NaNO_3 e BaCl_2 , todos na concentração de 10^{-3} M. Esta figura mostra que os valores obtidos não variaram significativamente na presença destes íons e que o valor médio de equilíbrio foi de $6,77 \pm 0,070$ (média \pm desvio padrão).

O intuito deste estudo foi de verificar as características de especificidade ou neutralidade na adsorção destes íons na interface hidroxiapatita/solução. Os valores obtidos não mostraram uma diferença significativa in

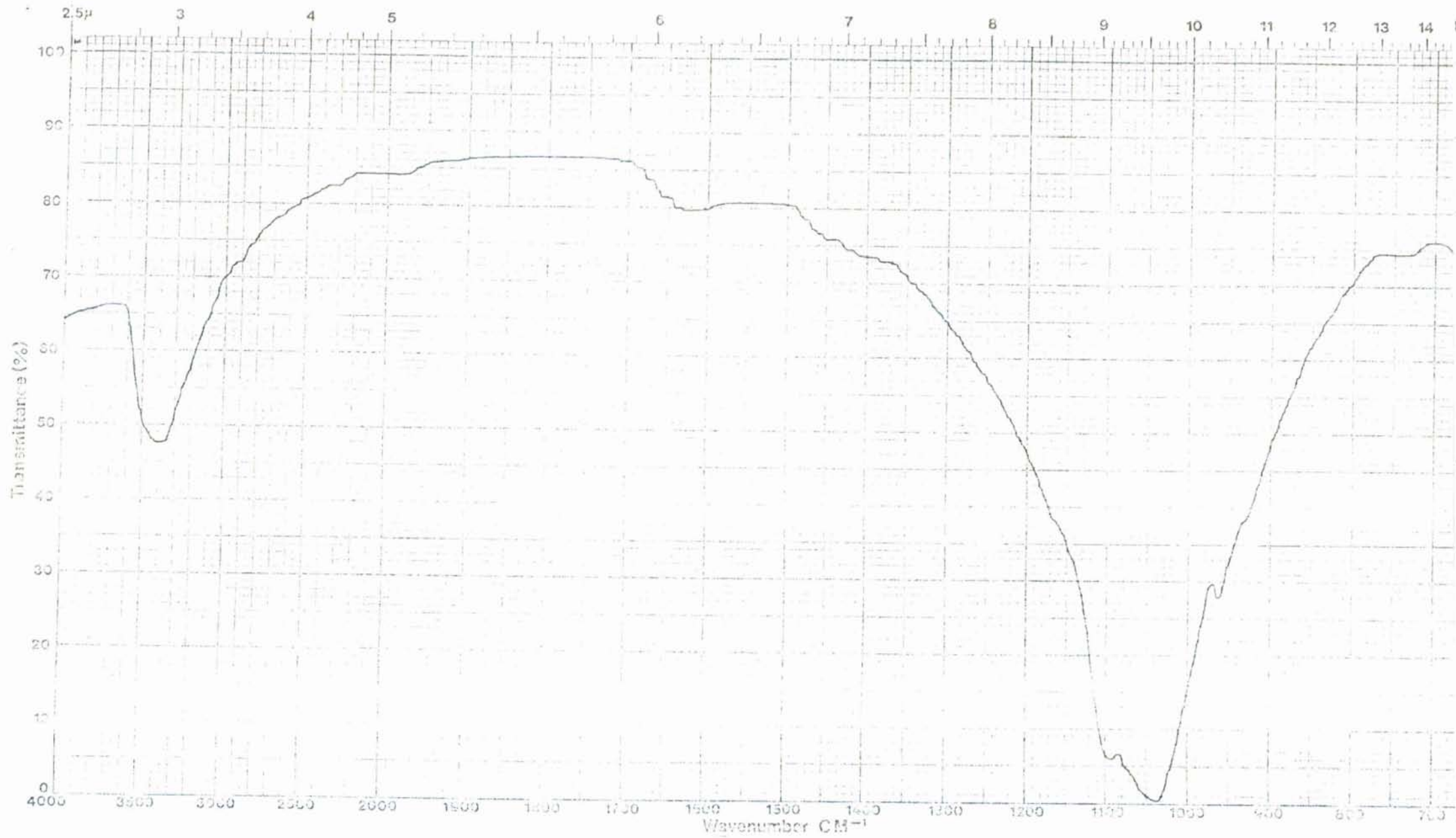


Figura 22 - Espectro da apatita. Pastilha KBr, a 1%, filme sem NaCl.



Figura 23 - Espectro da apatita. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

dicando a ausência de adsorção específica de todos os ânions na concentração de 10^{-3} M.

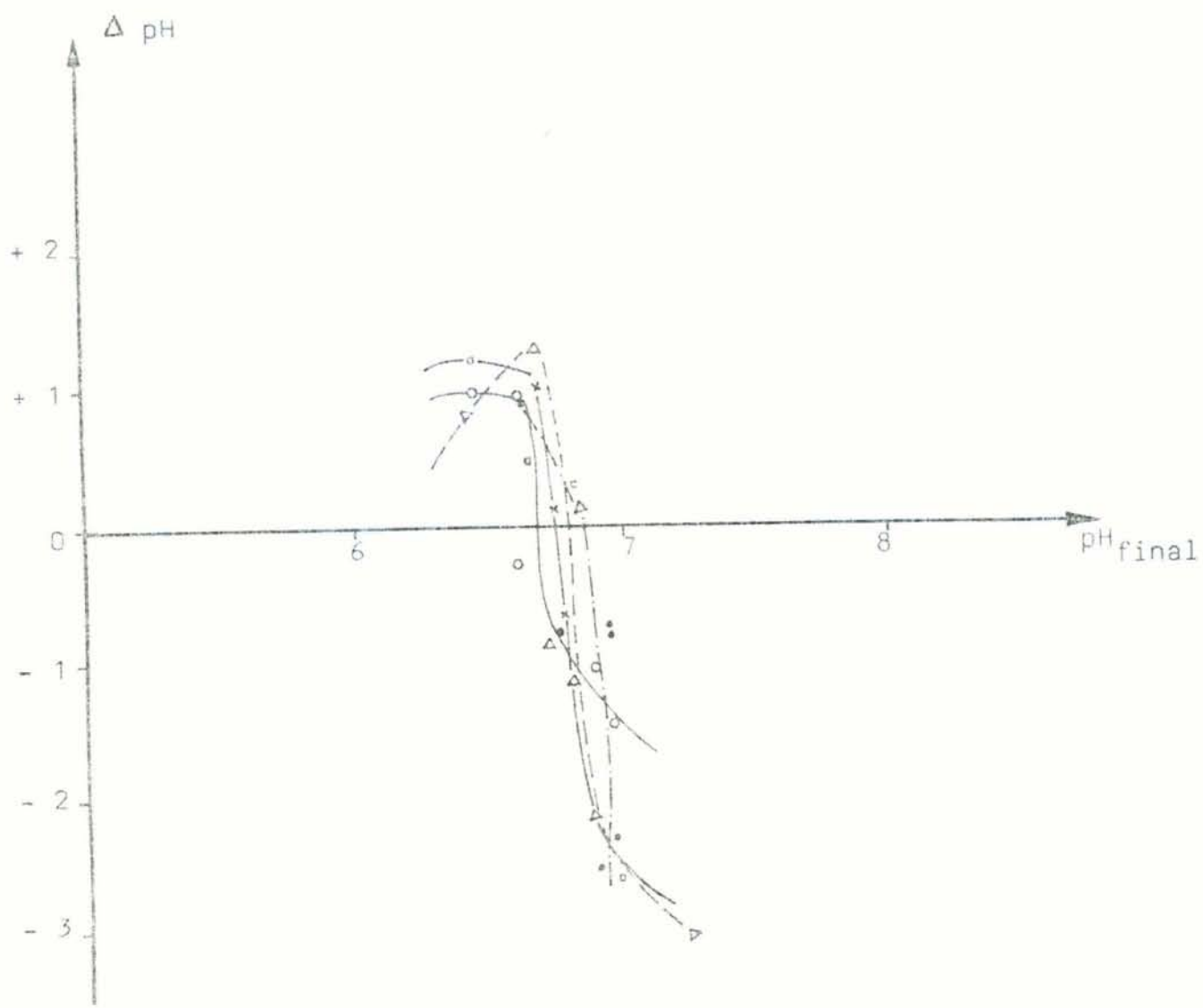
Diversos estudos têm sido realizados com o objetivo de determinar a carga superficial ou o potencial zeta de apatitas - (53)(54)(55). Embora exista consenso que os íons fosfatos, hidrogênio e hidroxilas são íons determinantes de potencial de hidroxapatita, não existe acordo em relação aos íons F^- e Cl^- .

Bell e colaboradores (56) determinaram através de titulações potenciométricas que os íons Ca^{+2} e PO_4^{-3} são íons determinantes do potencial da hidroxapatita e que os eletrólitos - KCl , KNO_3 e $KClO_4$ podem ser considerados inertes. Entretanto, o valor de pcz encontrado pelas curvas de titulação foi de 8,5, um valor considerado maior que os encontrados por outros autores. Estes valores menores podem ser atribuídos, segundo Bell, pela contaminação da hidroxapatita com fluorapatita, o uso de $NaCl$ como eletrólito ou a presença de CO_2 ou CO_3^{-2} , tudo isso conduzido a não estequiometria da superfície.

Mishra, S.K. (57) encontrou que os íons H^+ , OH^- e fosfatos são íons determinantes de potencial para apatita e calcita, e que os íons Ca^{+2} produzem efeito de adsorção iônica específica na interface apatita/solução.

Somasundaran, P. (58) reportou que no caso da fluorapatita, o ponto isoelétrico, determinado através de técnica de potencial de escoamento ("streaming potential"), inicialmente foi de pH 4 e aumenta para um valor de pH 6 após um tempo de equilíbrio de 40 minutos. Medidas de variação do pH de soluções deram um valor de pcz de pH 7 para este mesmo mineral. Este autor conclui que além dos íons H^+ e OH^- , os íons PO_4^{-3} são também considerados íons determinantes de potencial, e que os íons Ca^{+2} e F^- influenciam no potencial zeta da fluorapatita. O mecanismo de geração de carga superficial é finalmente discutida em termos de hidrólise preferencial dos íons Ca^{+2} , F^- ou PO_4^{-3} , que dependem do valor de pH da solução.

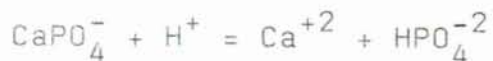
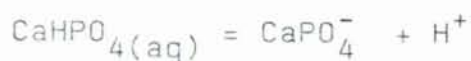
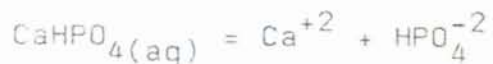
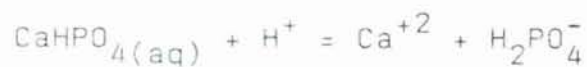
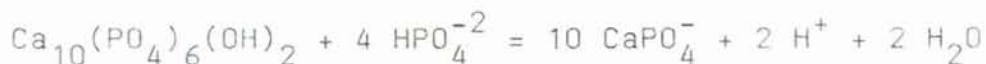
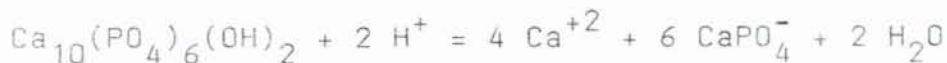
Solari, J.A. (59) também reportou para a alumina que o pcz depende do tempo de equilíbrio da suspensão, sendo da ordem de 300 min. o tempo suficiente para obter pH final constante, pelo método das adições. Neste caso obteve-se um valor para pcz em pH 10,5 pela variação instantânea de pH e em pH 9,5 após 1.000 min de equilíbrio. Pelo método de titulação potenciométrica encontrou-se também um valor de pcz em pH 10,5.



- Δ NaNO_3 (10^{-3} M) -----
- \circ NaF (10^{-3} M) -----
- \bullet BaCl_2 (10^{-3} M) -----
- \circ NaCl (10^{-3} M) -----

Figura 24 - Variação de pH para diferentes eletrólitos em função do pH final de equilíbrio, 2% sólidos.

A carga na superfície da apatita resulta dos diversos processos de dissolução e reações hidrolíticas que ocorrem quando o sólido é suspenso em água. Para a hidroxiapatita estas reações podem ser representadas pelas reações:



Chander e Fuerstenau (60) reportaram diagramas de equilíbrio de espécies para os minerais fluorita, fluorapatita e hidroxiapatita, concluindo que estes diagramas podem ser utilizados para determinar as concentrações de várias espécies em solução em contato com as fases sólidas (principalmente hidroxi

apatita) no sistema cálcio, fosfato, água. A linha de carga nula na solubilidade superficial da hidroxiapatita foi calculada a partir dos pontos isoionicos da solução. Os valores obtidos mostraram um bom acordo com os valores reportados de pcz para a hidroxiapatita (entre 6,5 e 7)

5.1.2 Dispersão e Floculação

- Dispersão

A Figura 25 mostra resultados do grau de dispersão (% D) da hidroxiapatita em função da concentração do Cyquest em pH 10,0. Estes resultados mostram que não ocorrem significativas mudanças na dispersibilidade da apatita, obtendo-se um valor médio de 66,37% de dispersão. Nesta faixa de pH existe uma grande concentração de cargas negativas impedindo provavelmente a adsorção do poliacrilato de sódio na apatita.

No caso de misturas com a calcita (Fig.25) e calcita pura, a dispersão do sistema aumenta na presença do Cyquest, revelando a característica dispersante do poliacrilato para a calcita. Observa-se praticamente o mesmo comportamento de dispersão para a calcita pura e o sistema 25% apatita/75% calcita.

A dispersão da calcita torna-se maior que a da apatita a partir da concentração de Cyquest de 600 g/ton.

O percentual de dispersão da apatita foi também determinado em função do pH para duas concentrações de Cyquest (300 e 600 g/ton). Os resultados obtidos são apresentados na Figura 26. A dispersão da apatita foi aproximadamente constante neste intervalo de pH, apresentou um ligeiro valor máximo em aproximadamente pH 11,0 (72,3%) e mínima em pH 9,0 (60,3%) para concentração de 300 g/ton de Cyquest. Já na concentração de 600 g/ton Cyquest, um ligeiro valor máximo de dispersão ocorre em pH ácido (65,8%) e mínimo em pH 9,0 (55,8%).

A dispersibilidade da calcita aumenta a medida que pH torna-se mais básico (Figura 27), atingindo 73% na concentração de 300 g/ton e 68% com 600 g/ton de Cyquest.

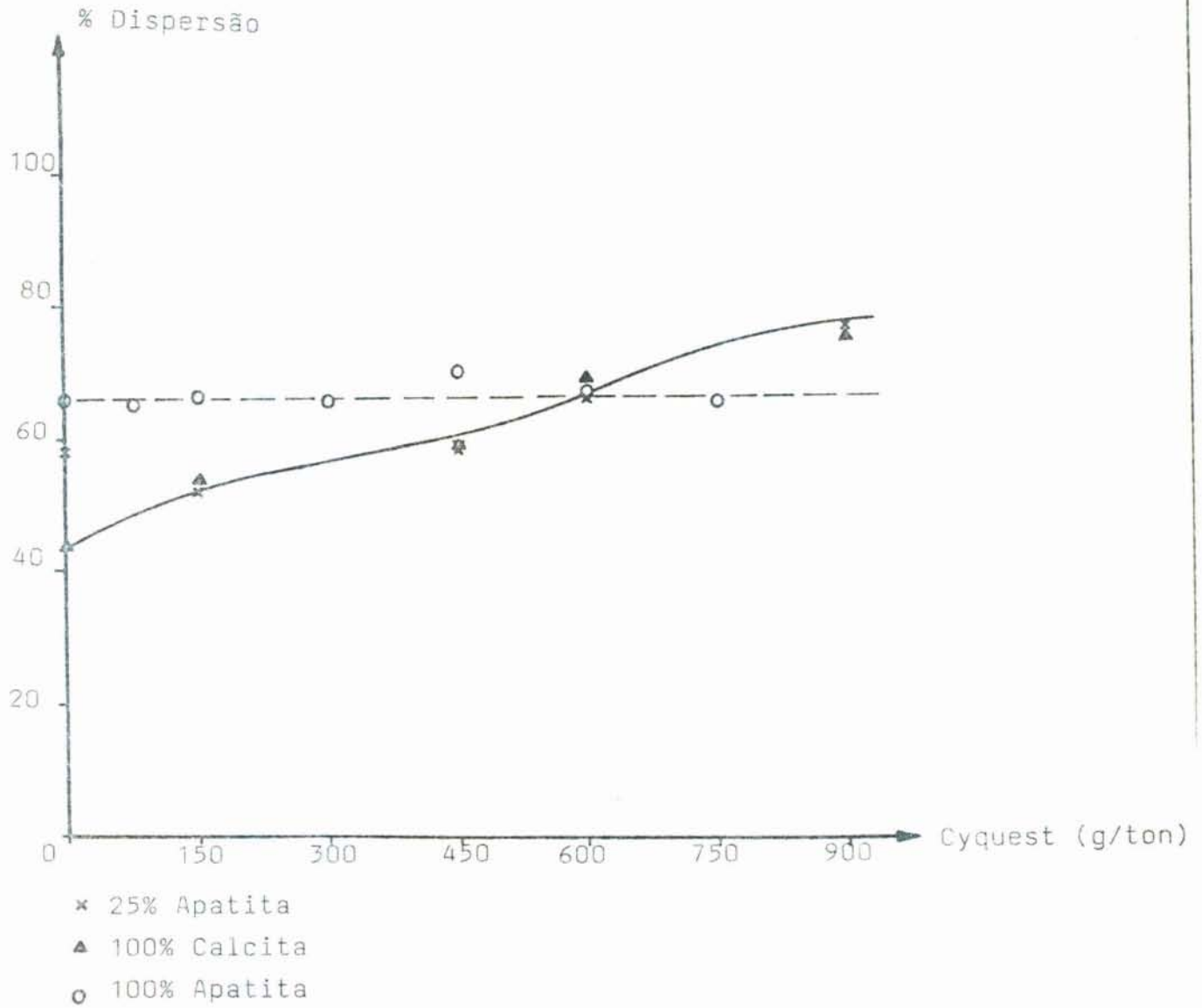


Figura 25 - Dispersão da apatita, calcita e calcita/apatita (1% de sólidos) em função da concentração de Cyquest, pH - 10,0.

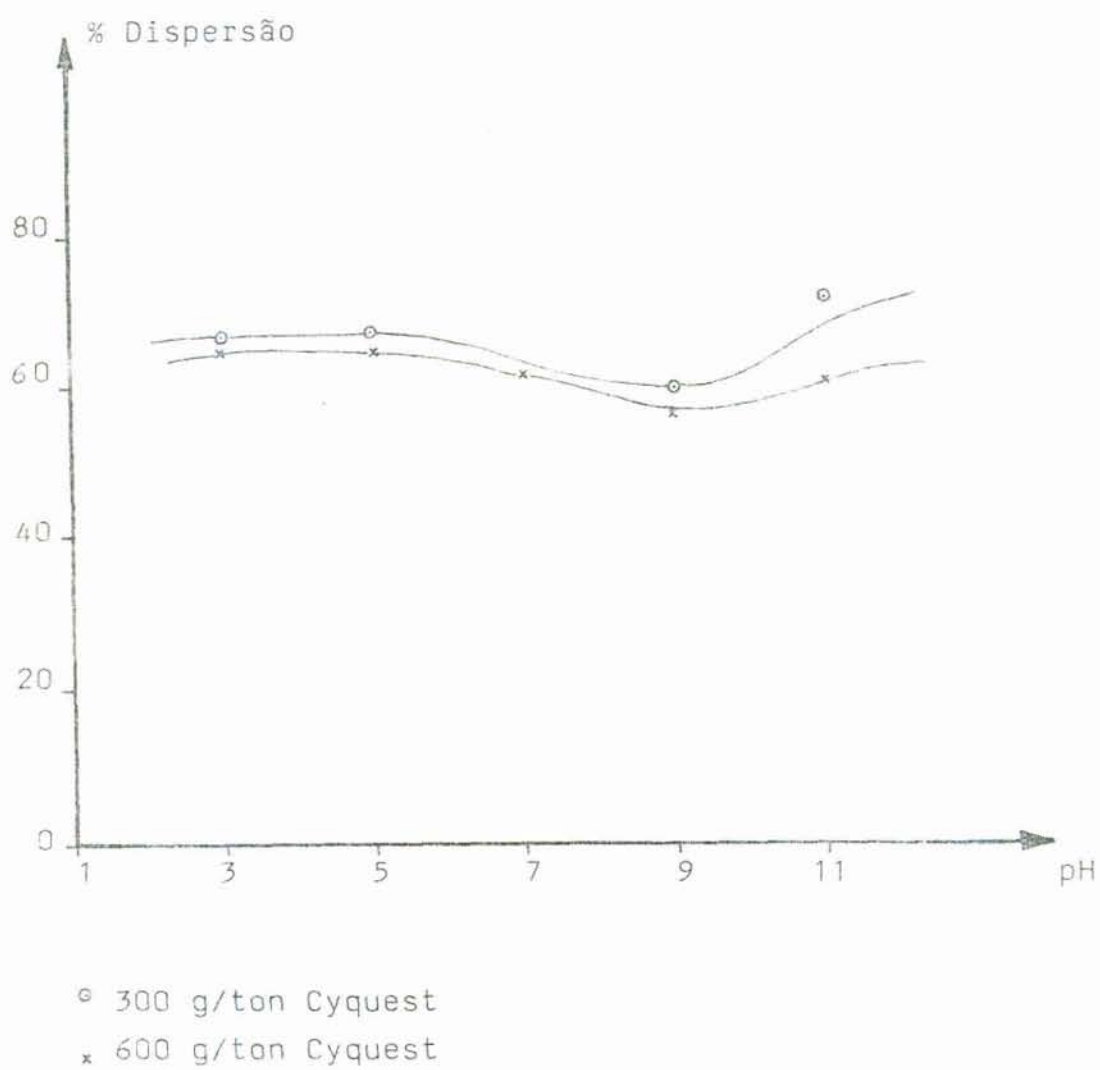
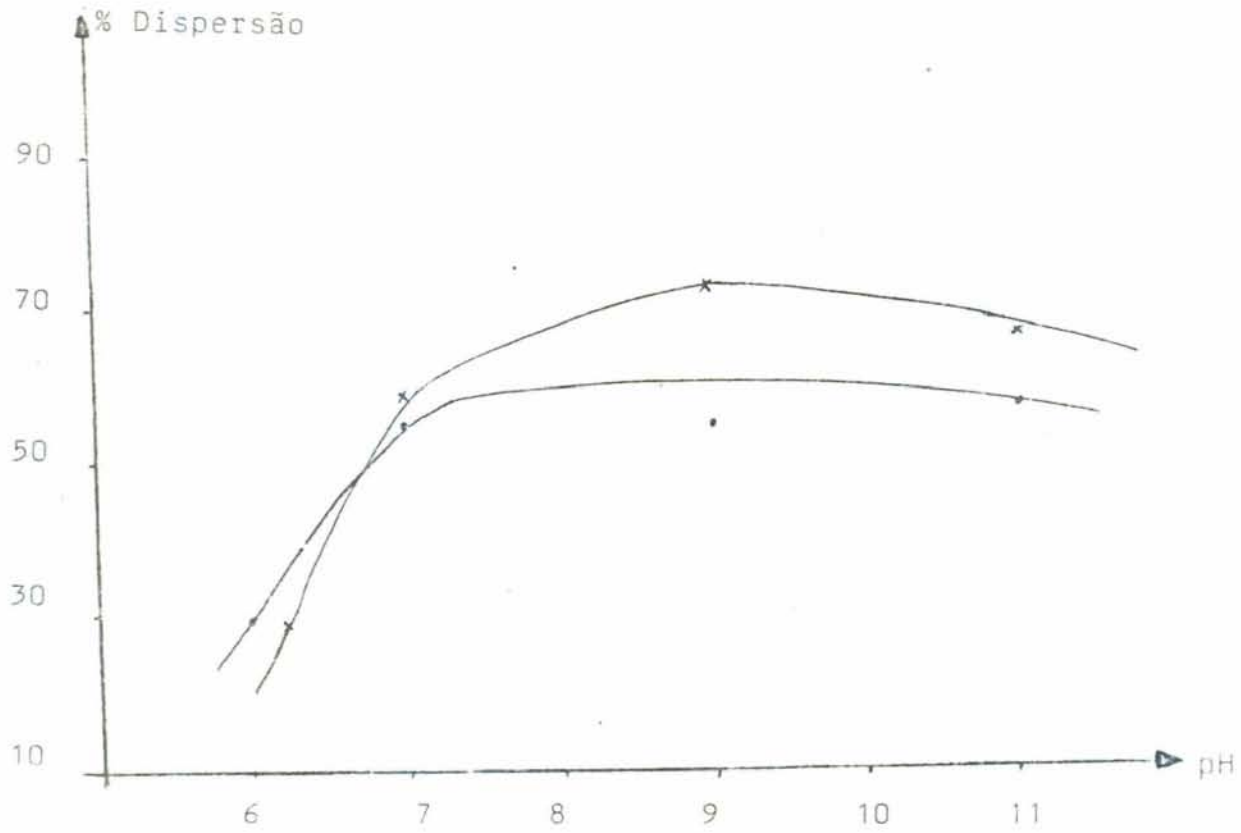


Figura 26 - Dispersão da apatita (1% sólidos) em função do pH, tx = 1 min.



- 300 g/ton Cyquest
- x 600 g/ton Cyquest

Figura 27 - Dispersão da calcita (1% sólidos), em função do pH, tx = 1 min.

As Figuras 28 e 29 apresentam resultados de dispersibilidade do quartzo em função do pH e da concentração de Cyquest (pH 10,0).

Estas Figuras mostram que a dispersão do quartzo permanece praticamente constante em aproximadamente 80% em toda a faixa de pH e concentração do Cyquest estudada, indicando que o Cyquest praticamente não afeta a dispersibilidade do quartzo, em pH 10,0 (80% menor que 44 μ m segundo a equação de Stokes).

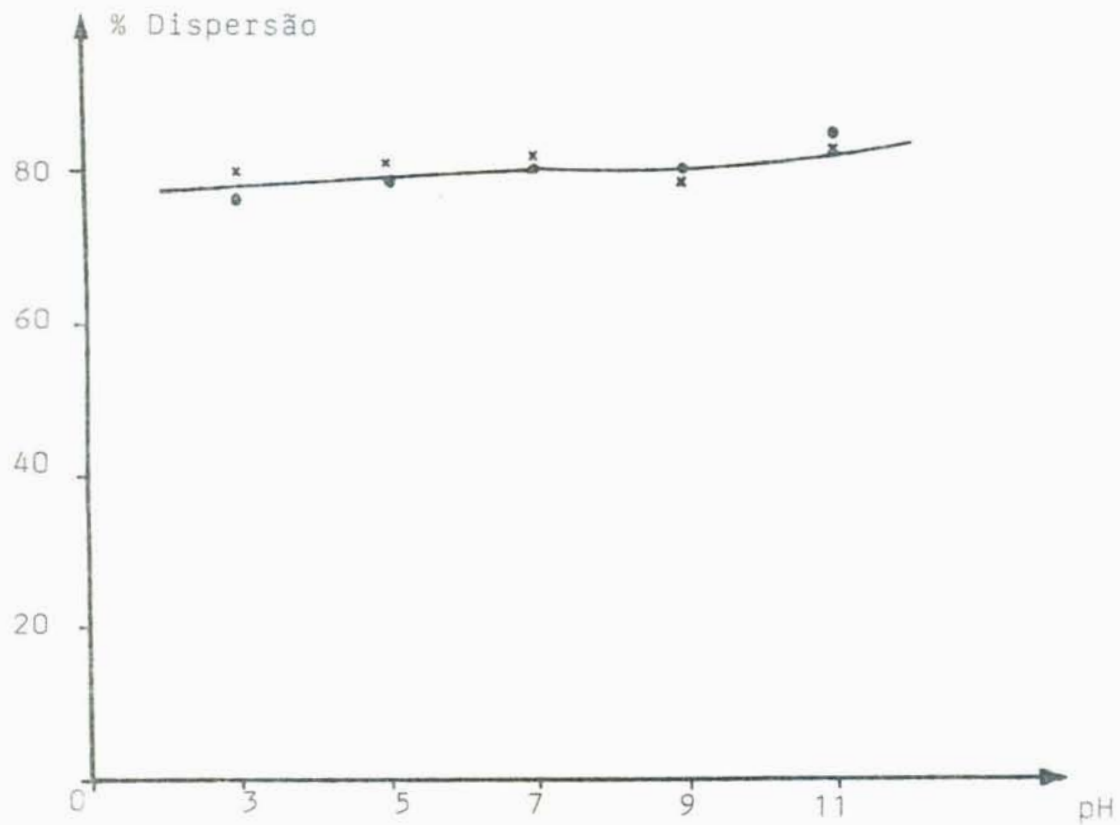
Costa, T.M.H. (61) encontrou para esta mesma amostra de quartzo uma porcentagem de dispersão de 88,6%, em pH 10,7 a 11,3% sólidos, $t_x = 1$ min, na presença de 1 kg/ton silicato de sólido. Estes resultados são importantes no estudo de floculação seletiva do sistema apatita-calcita-quartzo.

Van Lierde, A (62) nos seus estudos de dispersão da dolomita ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$) por poliacrilatos similares ao Cyquest, concluiu que a dispersão com polímeros de baixo peso molecular pode ocorrer por um baixo recobrimento da superfície mineral pelo polímero, e no caso de polímeros de alto peso molecular a dispersão está muito relacionada com o fenômeno de estabilização estérica. A ação dispersante ou floculante destes polímeros acrilatos nas suspensões de dolomita depende do pH do meio. Assim a suspensão passa do estado floculado para estado disperso dependendo do pH, da concentração do polímero e do peso molecular.

- Floculação

A Tabela 10 abaixo apresenta resultados de floculação da apatita, calcita e quartzo.

Os resultados mostram que a poliacrilamida aniônica (Superfloc 16 ou A100) é um excelente floculante para os compostos apatita e calcita, e um floculante ruim para o quartzo. Pradip (63) também verificou que polímeros do tipo poliacrilamida são bons floculantes para hidroxiapatita.



- 300 g/ton Cyquest
- x 600 g/ton Cyquest

Figura 28 - Dispersão do quartzo em função do pH, a 1% sólidos.

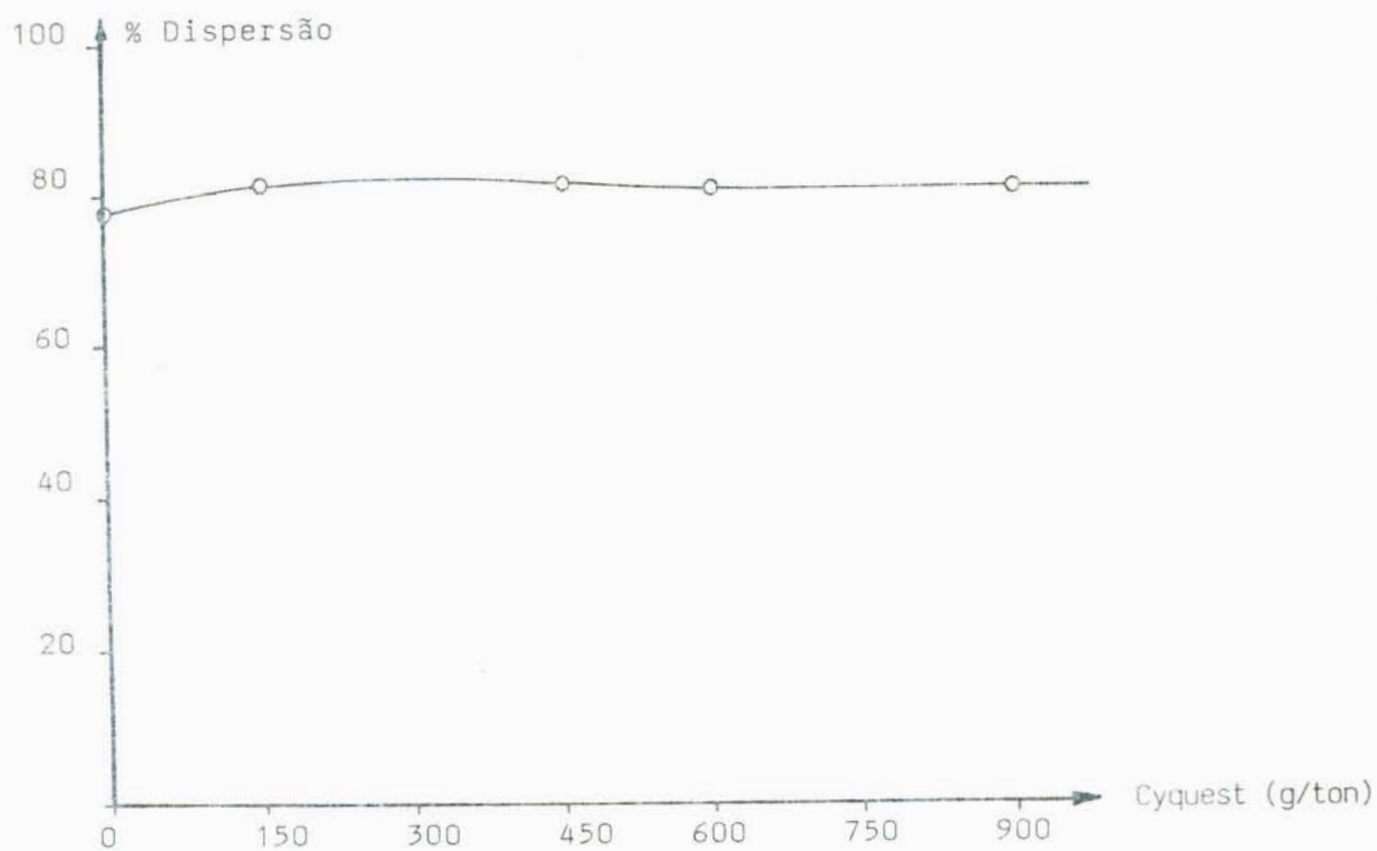


Figura 29 - Dispersão do quartzo (1% sólidos) em função da concentração de Cyquest, $ph = 10,0$; $t_x = 1$ min.

TABELA 10 - RESULTADOS DE FLOCULAÇÃO DOS MINÉRIOS ESTUDADOS, $h_x = 7,5$ cm, e $t_x = 1$ min.

MINERAL	REAGENTES (g/ton)	pH	%F
Calcita	Superfloc 16 ou A100, 80	6-11	98-95
Quartzo	Superfloc 16 ou A100, 80	10,5	0
Hidroxiapatita	Superfloc 16 ou A100, 80	10,5	94

No entanto, a Figura 30 mostra que estes valores mudam na presença do poliácrlato de sódio (Cyquest), o qual age como um depressante (dispersante) seletivo para a calcita. Esta depressão da floculação da calcita por polímeros do tipo poliácrlato já foi observada anteriormente por Friend e Kitchener (64), autores que postulam um mecanismo de adsorção química entre os íons Ca^{+2} e o poliácrlato de sódio, mais favorável que a adsorção do polímero floculante.

Já as características de floculação da hidroxiapatita não mudam no intervalo de concentração estudado, do mesmo modo que não foi afetada a sua dispersão.

- Mecanismos de adsorção envolvidos

De um modo geral, a adsorção de polímeros na interface mineral/solução ocorre através de diversos mecanismos de difícil identificação, fundamentalmente pela grande atividade interfacial dos polímeros, derivada de suas propriedades em solução e de sua estrutura química. Diversas técnicas têm sido utilizadas para cada caso em particular e para as apatitas, Pradip e outros (63) analisaram a adsorção de poliácrlamidas, concluindo que o mecanismo mais provável são os de pontes de hidrogênio entre os grupos OH^- da superfície da apatita e os grupos $-CONH_2$ das moléculas poliácrlamidas.

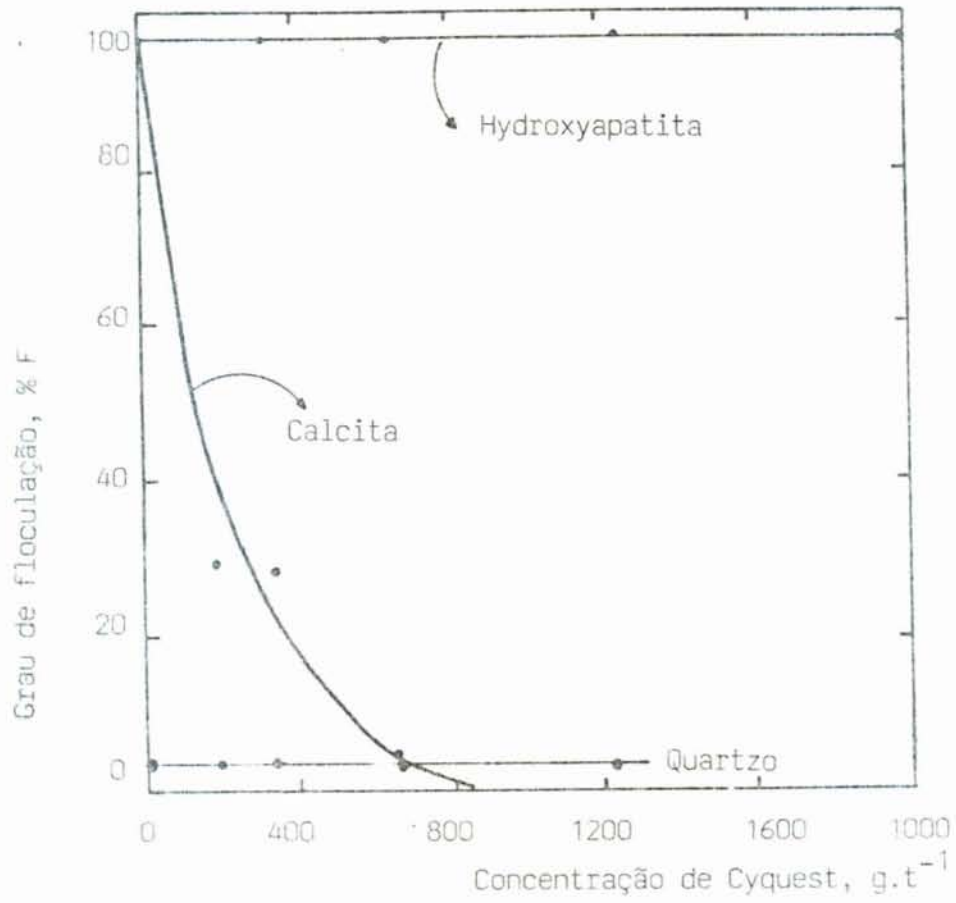


Figura 30 - Floculação dos diversos minerais pelo Superfloc 16 na presença de Cyquest. Condições similares as descritas na Tabela 10.

Neste trabalho, numa tentativa para verificar a adsorção dos polímeros (poliacrilato e poliacrilamida) na interface mineral/solução foram realizadas análises espectroscópicas por infravermelho das espécies adsorvidas no sistema mineral/polímeros.

Observando o espectro de adsorção apatita/poliacrilato (Figura 4 e 5 do Apêndice) verificamos que apresenta a mesma configuração do espectro da apatita. Isso não descaracteriza uma adsorção na interface mineral/polímero, pois a mesma é de fraca intensidade; de um modo geral, esta técnica parece não apresentar sempre uma boa resolução para estes sistemas (49).

Os picos que aparecem na Figura 5 do Apêndice em 720, 1375, 1460, 2850 e 2900 cm^{-1} , referem-se ao solvente Nujol (65), e também nas outras figuras referentes ao solvente Nujol.

No espectro de adsorção apatita/Superfloc, Figura 6 e 7 do Apêndice, observam-se picos correspondentes ao da apatita (Figura 22 e 23). Assim, não foi possível detectar adsorção de poliacrilamida na superfície da apatita.

Picos idênticos ao da apatita aparecem no espectro da apatita/Cyquest/Superfloc, Figura 8 e 9 do Apêndice, neste caso também não foi possível observar interação superficial apatita/polímeros.

Observando os espectros da calcita/Cyquest (Figura 10 e 11), da calcita/Superfloc (Figuras 12 e 13) e da calcita/Cyquest/Superfloc (Figuras 14 e 15), estes apresentam os mesmos picos do espectro da calcita (Figuras 16 e 17 do Apêndice). Também para esta situação não foi possível verificar a interação entre a superfície da calcita com os polímeros.

Similares resultados negativos foram observados com os sistemas envolvendo poliacrilatos e poliacrilamidas e minério de Tapira, e Araxá (vide Figuras 18 a 33 no Apêndice).

Estes resultados negativos, entretanto, reforçam a idéia de que a determinação de espécies poliméricas adsorvidas requer uma resolução muito mais ampla que a oferecida pelo espec

trofotometria de infravermelho, embora outros autores continuem a aplicar esta técnica (50)(66).

Costa, T.M.H. (61) no estudo da adsorção do flocculante (a milopectina) na interface hematita/solução através da mesma técnica e aparelho, observou uma forte interferência do mineral e uma resolução muito baixa, o que pode significar que a concentração do flocculante não era suficiente para a detecção de diferenças significativas em relação aos espectros iniciais.

5.1.3 Flocculação Seletiva de Hidroxiapatita

Os resultados de dispersão e flocculação mostraram que a flocculação seletiva seria possível em condições de pH básico na presença de Cyquest (concentração de 600 g/ton) e de Superfloc 16 como polímero flocculante para apatita.

Assim, foram realizados vários testes com misturas sintéticas, particularmente de hidroxiapatita-calcita e hidroxiapatita-calcita-quartzo. As diferenças encontradas entre esses sistemas em relação a flocculação seletiva de apatita não foram muito significativas em termos de recuperação. Os teores dos concentrados entretanto, mostraram um enriquecimento maior no sistema hidroxiapatita-calcita.

Todos esses sistemas foram favoráveis a obtenção de concentrados com altos teores de hidroxiapatita. Os flocos obtidos eram fortes e apresentaram tamanhos aproximados a 1 mm de diâmetro, e permitiram uma rápida separação da fase dispersa por sedimentação. As partículas de ganga ocluídas, aprisionadas ou adsorvidas na superfície dos flocos, foram eliminadas da fração flocculada através de intensa agitação e lavagem com água.

- Sistema hidroxiapatita-calcita

A caracterização do processo de flocculação seletiva de hidroxiapatita do sistema hidroxiapatita-calcita é feita através dos seguintes fatores:

1 - Fatores relativos a separação real da hidroxiapatita flocculada

1.1 - Flocculação seletiva estagiada

As Figuras 31 e 32 mostram a influência do número de etapas na taxa de enriquecimento (*) e recuperação de P_2O_5 , no percentual de deslamagem da ganga e as perdas de P_2O_5 , respectivamente. As condições experimentais são descritas na Tabela 11. Estas Figuras mostram que embora as perdas somem 15% após 5 etapas (Figura 32), o enriquecimento em termos de P_2O_5 da alimentação, seguindo uma relação quase linear com o número de etapas (Figura 31). Além disso, as perdas foram desprezíveis até a 3ª etapa para um enriquecimento de cerca de 1,8 vezes o teor inicial de apatita.

As perdas de material flocculado devem-se a fatores relacionados com reflocculação incompleta, bem como a redução do tamanho médio dos flocos, o que diminui a sua velocidade de sedimentação e conseqüentemente não atingem a fração flocculada, passando para fase dispersa.

TABELA 11 - FLOCULAÇÃO SELETIVA HIDROXIAPATITA-CALCITA.

Condições: pH 10,2, 4% sólidos em peso, 16 g/ton Superfloc 16, 625 g/ton Cyquest, 1.000 g/ton silicato de sódio, tx = 45"

PRODUTO	MASSA, g	TEOR, % P_2O_5	RECUPERAÇÃO, %
1ª sobrenadante	1,88	0,074	0,094
2ª sobrenadante	1,55	0,000	0,000
3ª sobrenadante	1,02	2,99	2,05
4ª sobrenadante	0,97	12,75	8,31
5ª sobrenadante	0,12	16,49	4,65
Concentrado	4,32	29,24	84,89
Alimentação	10,16	14,65	100,00

(*) Taxa de enriquecimento: razão entre teor de P_2O_5 no concentrado e o teor na alimentação.

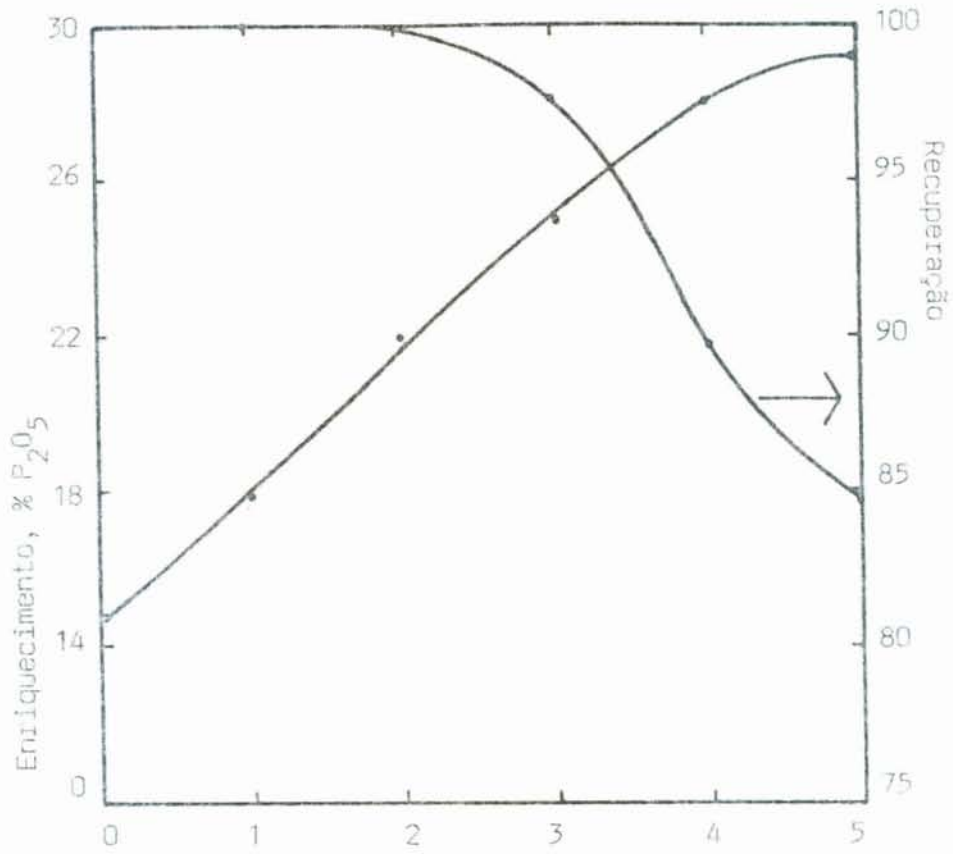


Figura 31 - Floculação seletiva estagiada. Influência do número de etapas nos parâmetros de separação. Condições similares as descritas na Tabela 11.

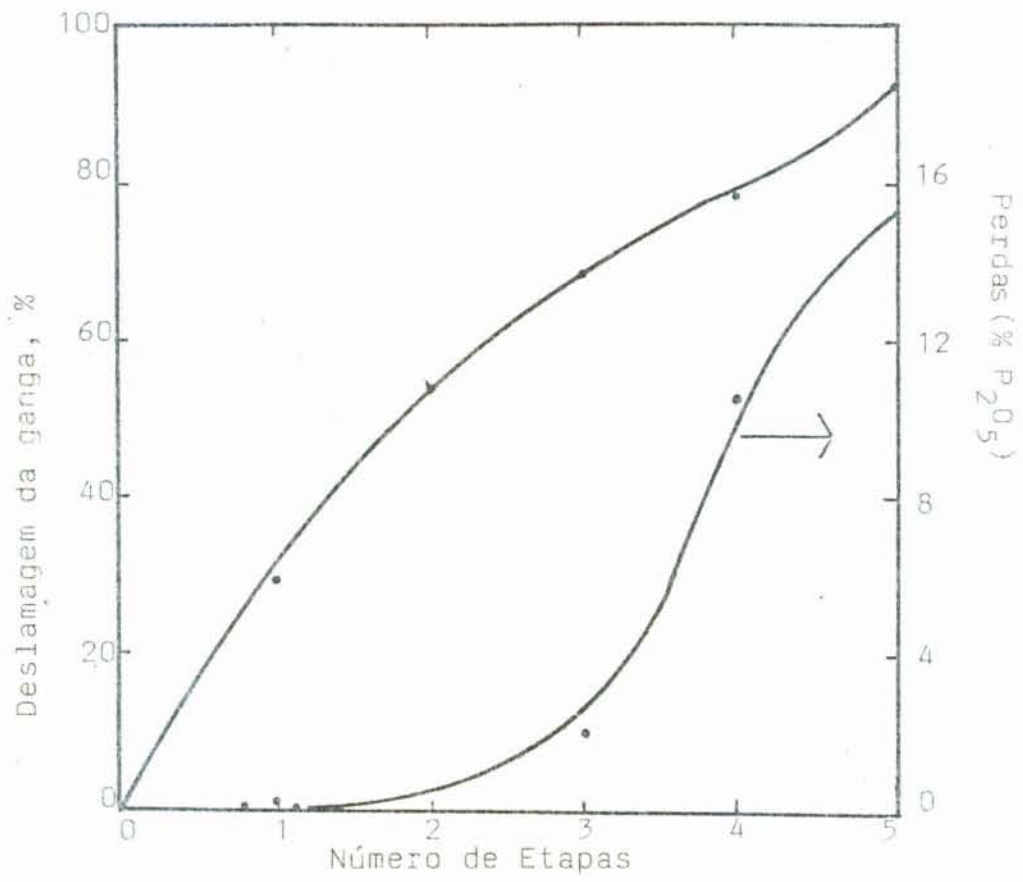


Figura 32 - Floculação seletiva estagiada. Influência do número de etapas na remoção da ganga e as perdas em P_2O_5 . Condições similares as descritas na Tabela 11.

Observa-se ainda pela Figura 32 que o aumento do teor de P_2O_5 no concentrado é diretamente proporcional ao processo de lavagem dos flocos e de eliminação do material de ganga associado aos flocos, pois ocorre a eliminação quase que linear da calcita após as etapas sucessivas de dispersão-floculação já descritas.

1.2 - Elutriação

A Tabela 12 mostra resultados obtidos utilizando o elutriador descrito anteriormente. Os dados mostram que embora os teores dos concentrados sejam razoáveis, as recuperações são muito menores às obtidas pelo processo de floculação estagiada. Provavelmente, ocorre neste caso uma elutriação não seletiva em função da redução gradativa do tamanho dos flocos como resultada da lavagem com a água (efeito de cisalhamento)

TABELA 12 - FLOCULAÇÃO SELETIVA DE HIDROXIAPATITA DE CALCITA EMPREGANDO ELUTRIAÇÃO NA LAVAGEM DOS FLOCOS. Condições da Tabela 11.

CONDICÕES EXPERIMENTAIS	PARÂMETROS DE SEPARAÇÃO		TEOR, % P_2O_5		RECUPERAÇÃO
	ALIMENTAÇÃO	CONCENTRADO	ALIMENTAÇÃO	CONCENTRADO	% P_2O_5
Fluxo (\emptyset) - 0,23 l/min tempo = 60 min	18	20			83
\emptyset = 0,31 l/min tempo = 60 min	18	24			63
\emptyset = 0,34 l/min tempo = 60 min	18	25			73
\emptyset = 0,34 l/min tempo = 120 min	18	27			37

Para valores menores do fluxo de água, os valores de recuperação são altos, mas o enriquecimento é praticamente nulo. Isto ocorre porque o fluxo laminar não é suficiente para assegurar a eliminação de partículas aprisionadas.

Esse processo de aprisionamento ocorre certamente na floculação da apatita, o qual no processo de sedimentação carrega no seu interior partículas de ganga. A deposição das partículas de

ganga na interface flocos/solução pode ser originada pelas forças atrativas de curto alcance, ou também por cofloculação não seletiva (heterofloculação) do material de valor e o material de ganga.

A Tabela 13 mostra para as 3 vazões em estudo, os diâmetros equivalentes das partículas elutriáveis calculados de acordo com a equação de Stokes para a parte superior do elutriador, e para duas densidades diferentes. Estes resultados mostram valores crescentes dos diâmetros para os valores de vazões entre 0,23 e 0,34 l/min, o que implica em recuperações menores para estas vazões. Deste modo, a degradação dos flocos até tamanhos da ordem de 0,07 mm resultará em perdas da fração floculada (os flocos medem inicialmente entre 0,5 e 1,5 mm). Estas perdas são obviamente função do tempo de elutriação e no caso em particular dos flocos de hidroxiapatita, após duas horas de elutriação com a maior vazão (0,34 l/min), a diferença das perdas foi da ordem de 40% em relação às outras vazões.

TABELA 13 - DIÂMETROS EQUIVALENTES DE PARTÍCULAS ELUTRIÁVEIS.

VAZÃO (l/min)	DIÂMETRO (mm) ($\rho = 3,18 \text{ g/cm}^3$)	DIÂMETRO (mm) ($\rho = 2,0 \text{ g/cm}^3$)	% P_2O_5 CONCENTRADO	% RECUPERAÇÃO
0,23	0,0397	0,0587	20	83
0,31	0,0462	0,0682	24	63
0,34	0,0483	0,0714	25	73
(*)0,34	0,0483	0,0714	27	37

(*) tempo de elutriação = 120 minutos, enquanto que nas outras 3 vazões o tempo foi de 60 minutos.

O processo de redispersão-floculação que simula operações de limpeza tal como na flotação, parece ser uma solução viável.

Resultados similares foram encontrados por Rubio (67)(68), para sistemas com minérios oxidados de cobre, na floculação seletiva de hematita por Lien (69) e Read (70).

2 - Efeito do teor da alimentação

Os resultados da Figura 33 considera um grande número de ensaios com diversas combinações dos minerais descritos anteriormente. Esta Figura mostra que independente das condições da solução, o teor da alimentação é fator determinante para o valor do teor do concentrado, para um número constante de etapas de floculação-dispersão e de concentração de reagentes.

Pelo gráfico observa-se ainda que para obter um teor de interesse comercial ao redor de 28% de P_2O_5 com recuperação razoavelmente alta, a alimentação deveria ter pelo menos 13% em P_2O_5 .

Desta maneira, a floculação de um componente mineral numa menor proporção em relação à ganga, diminui muito devido ao menor número de colisões efetivas entre as partículas a serem floculadas com polímero adsorvido, isto decorre do impedimento estérico causado pelo maior número de partículas não floculáveis. Os flocos formados nestas condições normalmente estão com partículas de ganga, obtendo-se concentrados com teores baixos. Este fato será evidenciado nos resultados dos testes com minério real.

- Sistema hidroxiapatita-calcita-quartzo

Para o sistema hidroxiapatita-calcita-quartzo os resultados experimentais são analisados através dos seguintes fatores:

1 - Efeito das características de moagem

O efeito de moagem nos parâmetros de separação por floculação seletiva no sistema hidroxiapatita-calcita-quartzo (20/20/60%) foi estudado sob três diferentes tipos de moagem:

a) Moagem a seco;

b) Moagem a úmido;

c) Moagem a úmido na presença de agentes dispersantes e depressantes.

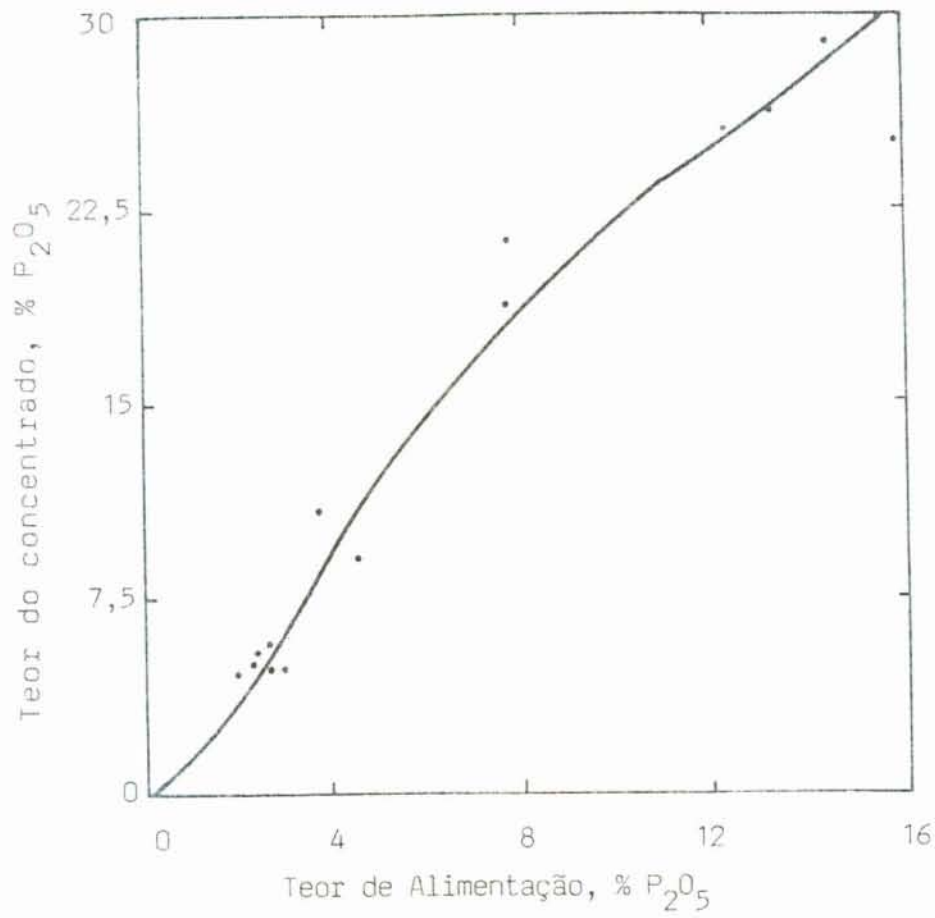


Figura 33 - Efeito do teor da alimentação no teor de hidroxiapatita no concentrado. Condições similares as descritas na Tabela 11.

A Tabela 14 mostra os resultados de floculação seletiva da hidroxiapatita moída nestas três formas diferentes.

TABELA 14 - INFLUÊNCIA DO TIPO DE MOAGEM NOS PARÂMETROS DE SEPARAÇÃO. Condições similares da Tabela 11.

TIPOS DE MOAGEM	TEOR, % P_2O_5		RECUPERAÇÃO %
	ALIMENTAÇÃO	CONCENTRADO	
A seco (30 min)	13 - Floculação completa (não seletiva)		
A úmido (60% sólidos durante 30 min)	13,3	20,5	89,4
A úmido (com Cyquest e silicato de sódio, 60% de sólidos durante 30 min)	12,3	25,5	86,4

Esta tabela mostra que quando o sistema é moído a seco, ocorre floculação total como resultado da contaminação superficial (ativação) das partículas de ganga. Isto é, ocorre a formação de pontos de contato sólido-sólido devido a alta energia de colisão entre as partículas. Desta forma, uma fração de ganga "ativada" ou partículas mistas são facilmente floculadas pelo polímero.

Ainda, esta "ativação" pela moagem teve também um caráter irreversível quando a polpa foi tratada com ultra-som ou adição de concentrações elevadas de agentes depressantes da floculação.

Por outro lado, já na moagem a úmido, houve enriquecimento do teor de P_2O_5 mas em níveis inferiores aos encontrados nas condições da Tabela 11.

Costa, T.M.H. (61) observou que para os sistemas hematita-quartzo, há diminuição do teor de Fe_2O_3 no concentrado e da recuperação, quando foi usada moagem a seco e a úmido.

2 - Efeito do teor de alimentação

A Figura 34 mostra o efeito do teor da alimentação no teor de P_2O_5 no concentrado e na recuperação, nas condições descritas nesta Figura.

Os resultados mostram que o teor de concentrado é diretamente relacionado com o teor da alimentação, da mesma forma que no sistema hidroxiapatita-calcita. A recuperação aumenta com o teor da alimentação, tendendo a uma estabilização nos valores mais elevados de P_2O_5 na alimentação.

Observando o gráfico, a obtenção de um teor de interesse comercial ao redor de 28% de P_2O_5 com recuperação razoável, a concentração de P_2O_5 na alimentação deveria ser superior a 20% de P_2O_5 .

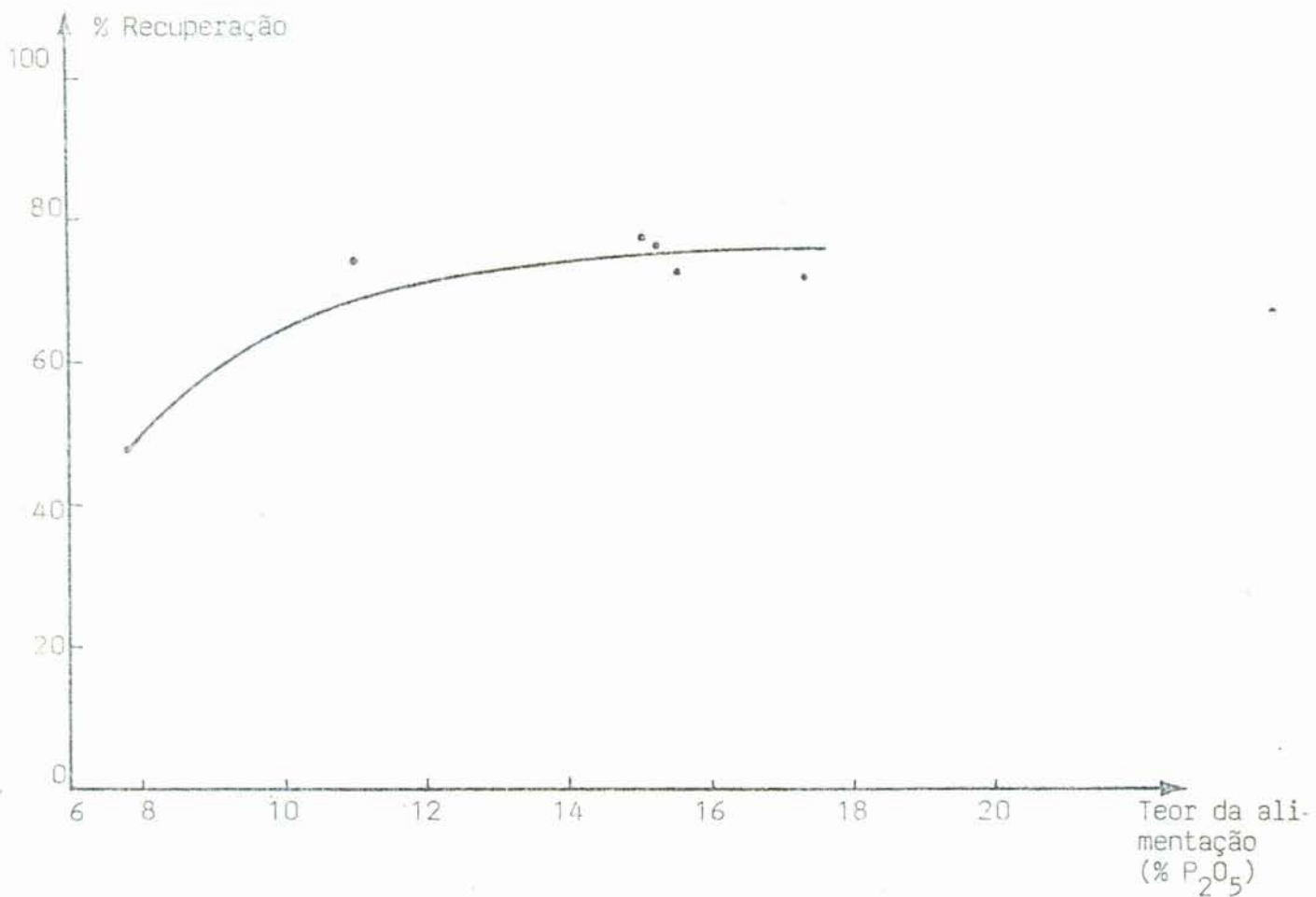
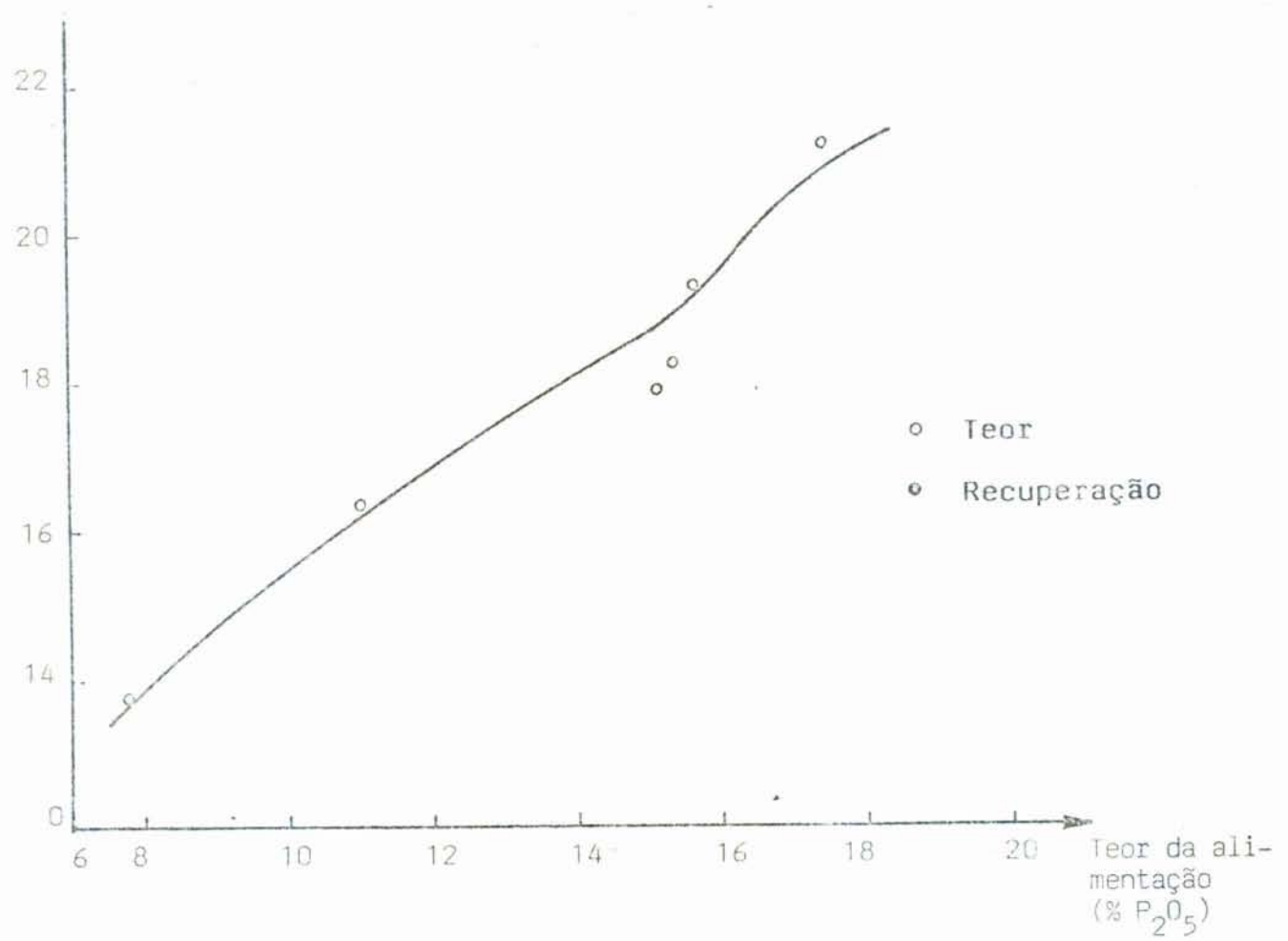


Figura 34 - Efeito do teor da alimentação no teor de P_2O_5 no concentrado e na recuperação, no processo de floculação seletiva do sistema hidroxiapatita-calcita-quartzo.

Condições: 625 g/ton Cyquest, 1000 g/ton metasilicato de sódio, 16 g/ton de Superfloc 16, 4 etapas, pH 11,0 e 4% de sólidos.

5.1.4 Estudos de Microflotação

Foi utilizado o tubo de Hallimond modificado (Figura 20) para testar as condições de flotação do sistema sintético, hidroxiapatita e hidroxiapatita-quartzo.

A Figura 35 mostra o efeito da concentração de "tall oil" na flotação de hidroxiapatita em pH 10,0.

Estes resultados mostram que quanto maior a concentração de "tall oil" maior é a porcentagem de hidroxiapatita flotada, atingindo 98% para uma concentração de 300 ppm de "tall oil". Esse fato caracteriza o efeito de "tall oil" como eficiente coletor da hidroxiapatita nestas condições.

O arraste mecânico ou transferência não específica de hidroxiapatita foi de 1,83% ao concentrado, na ausência do coletor "tall oil".

A Figura 36 mostra resultados de flotação da hidroxiapatita em função do pH do meio, para uma concentração de 300 ppm de "tall oil".

Nesta Figura 36 observa-se que a melhor faixa para flotação da hidroxiapatita situa-se entre os valores de pH 9,5 e 10,5 onde o "tall oil" encontra-se altamente ionizado.

Foram testados também a influência da concentração de "tall oil" na flotação da hidroxiapatita em misturas apatita/quartzo - (30%/70%) (Figura 37) com e sem o emprego de dispersante do quartzo (metasilicato de sódio a 400 g/ton), pH 10,0 e similares condições às descritas na Figura 35. Os valores de percentual de flotação com metasilicato de sódio são valores médios de dois testes, com variação máxima de 10%.

Os resultados mostram que a porcentagem de flotação do sistema diminui com o uso do metasilicato de sódio, em toda a faixa de concentração estudada de "tall oil". Este fato provavelmente deve-se a formação de espécies adsorvidas do tipo CaSiO_3 (71).

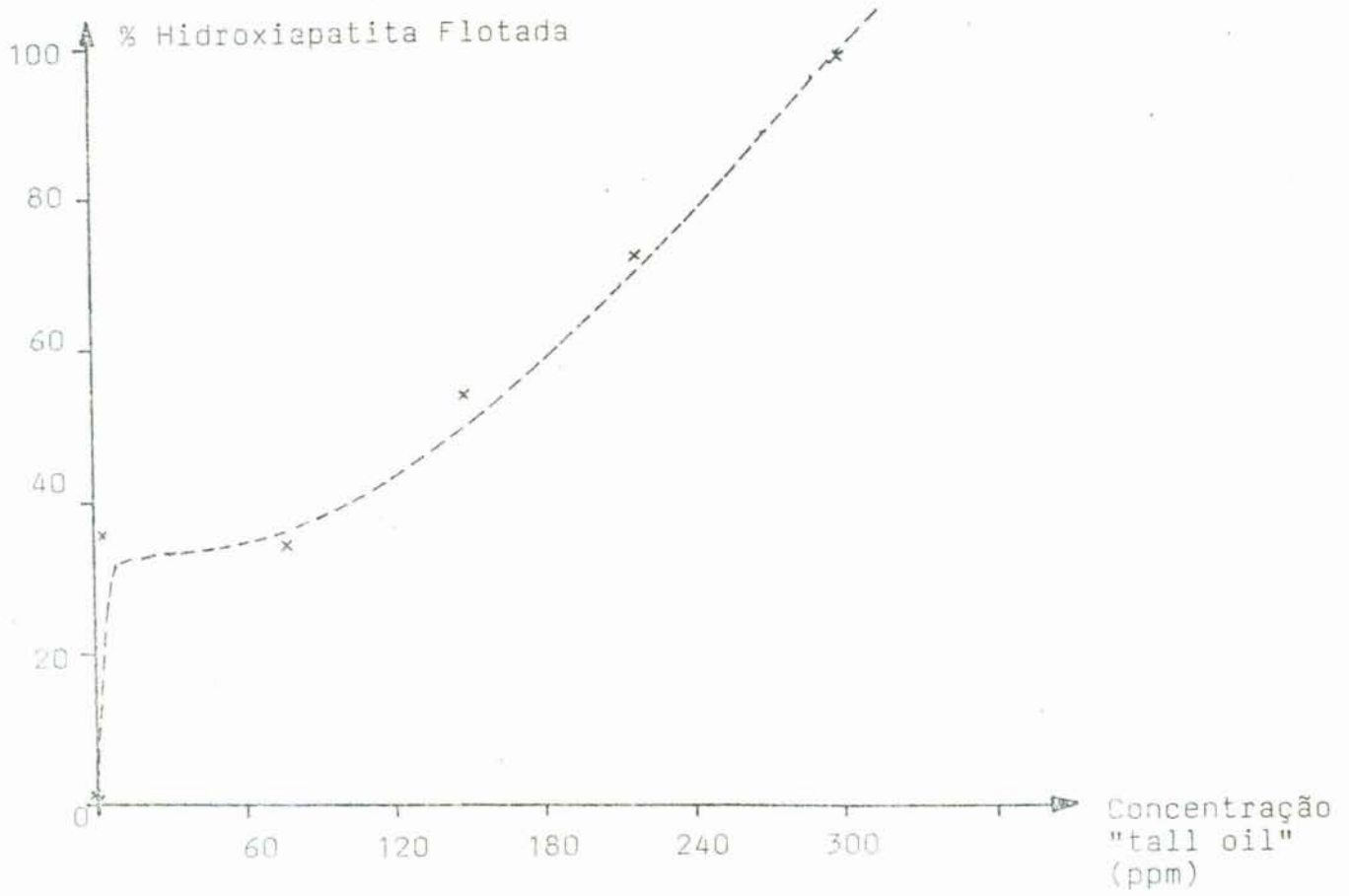


Figura 35 - Efeito da concentração de "tall oil" na flotação da hidroxiapatita, pH 10,0, t flotação = 2 min, fluxo ar = 100 ml/min e 1 g apatita.

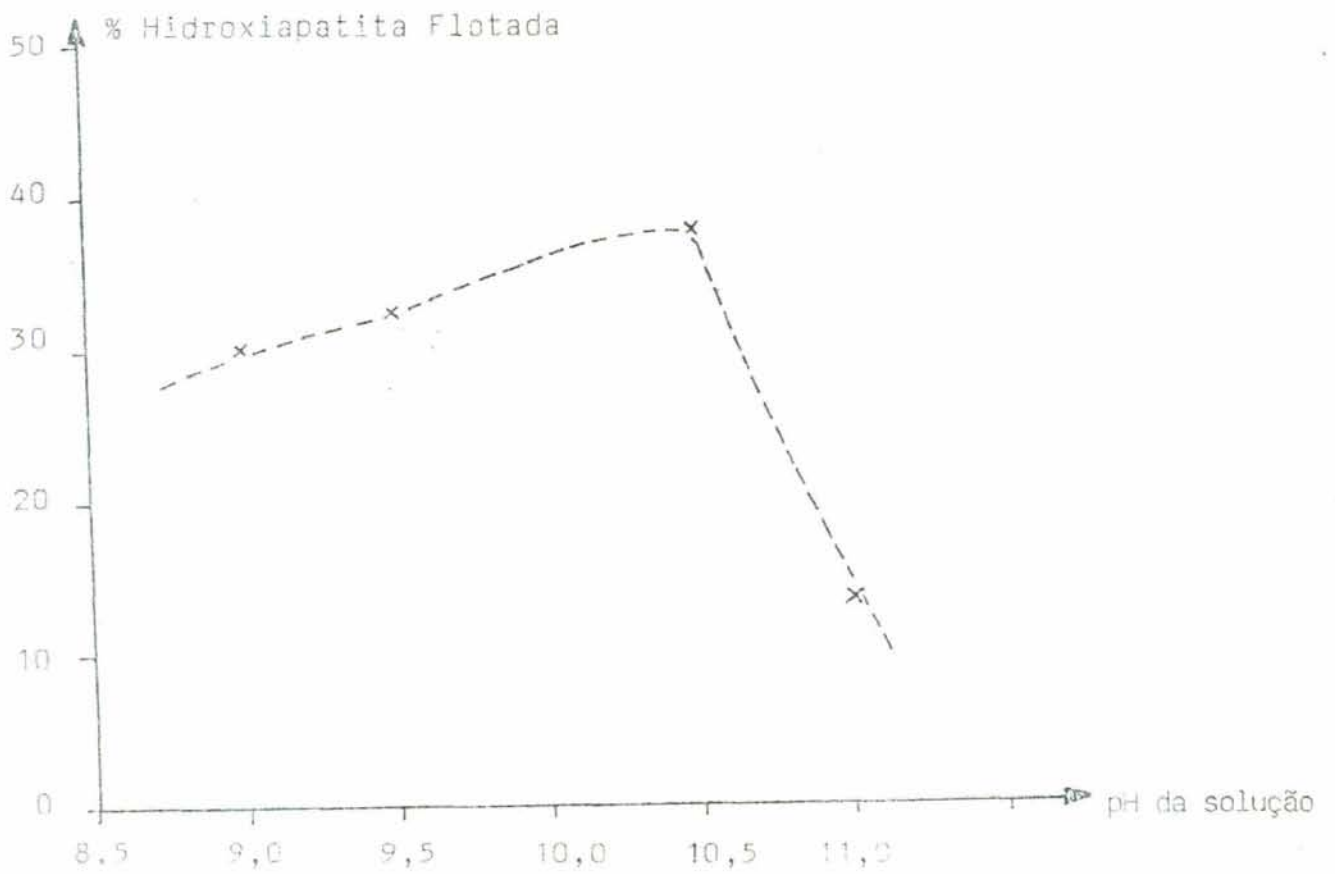


Figura 36 - Efeito do pH na flotação da hidroxiapatita, 300 ppm "tail oil", 1 g apatita, t flotação = 2 min e fluxo ar = 100 ml/min.

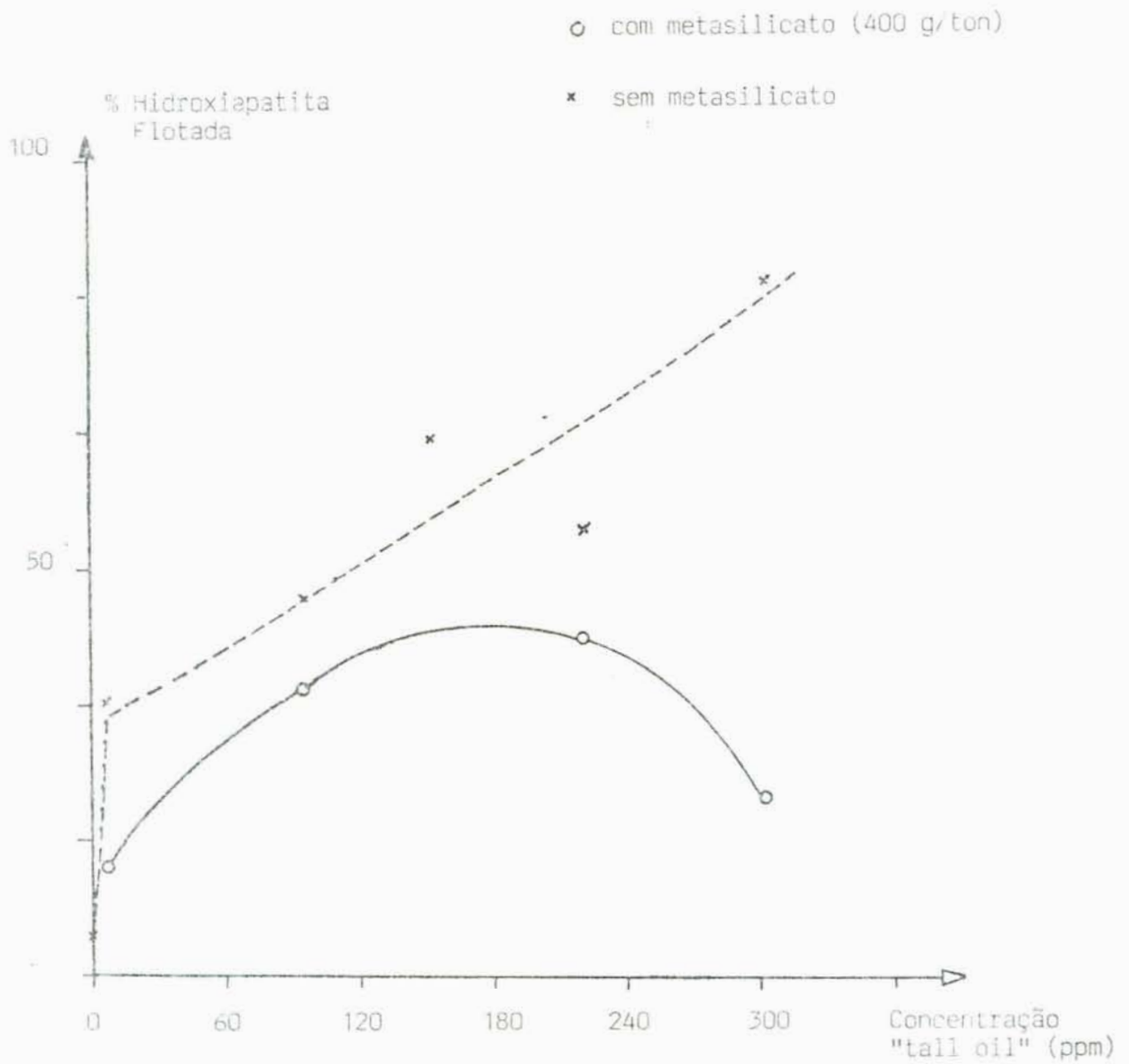


Figura 37 - Efeito da concentração de "tall oil" na flotação da hidroxiapatita no sistema hidroxiapatita (30%) /quartzo (70%), pH=10, 1 g minério, t flotação = 2 min, e fluxo de ar = 100 ml/min.

No sistema hidroxiapatita-quartzo sem dispersante atinge-se 90,2% de hidroxiapatita flotada para 300 ppm de "tall oil", enquanto que o percentual baixa para 22,0% (valor médio) quando foi utilizado dispersante.

Comparando os resultados de percentual de flotação da hidroxiapatita (Figura 35) e sistema hidroxiapatita (30%)/quartzo(70%) (Figura 37) sem metasilicato de sódio, os valores de recuperação foram menores no caso do sistema hidroxiapatita/quartzo. Este resultado se deve a presença da ganga no sistema, correspondendo mais à situação real de flotação dos minérios de fosfatos constantes neste trabalho.

A maior diferença na porcentagem de hidroxiapatita flotada ocorre na concentração de "tall oil" de 300 ppm, pois pela Figura 35, observa-se uma flotação quase total da apatita nesta concentração.

Foi testado também o efeito do polímero floculante (16 g/ton de Superfloc 16) na porcentagem de hidroxiapatita flotada, nas condições de 1 g de hidroxiapatita, pH 10,0, na presença de 300 ppm de "tall oil", tempo de flotação de 2 minutos e vazão de 100 ml/min. Obteve-se uma porcentagem de hidroxiapatita flotada de 82,1%. Esse valor é menor que o obtido sem floculante, que foi de 98,0% (Figura 35). Esse fato ocorreu provavelmente porque no teste com floculante os flocos formados, embora menos densos, são maiores que as partículas unitárias do mineral original, dificultando a flotação nesta condições experimentais. Por outro lado, as características de adsorção do "tall oil" devem ter sido modificadas.

5.2 Estudos em Sistemas Reais

5.2.1 Estudos de Floculação Seletiva

- Finos de minérios de Tapira

Pela análise do difratograma de Raio-X da amostra de Tapira foi possível identificar os seguintes minerais: apatita, magnetita, vermiculita e goetita. Por causa da falta de resolução do difratograma alguns picos de sobrepõem, não sendo possível uma identificação completa de cada pico correspondente a cada mineral. Ver Figura 2 do Apêndice.

Os resultados da Tabela 15 resumem um considerável número de ensaios realizados com o minério de Tapira na proporção de 4% sólidos e 2 e 3 etapas.

Observa-se que praticamente não ocorreu enriquecimento do teor de P_2O_5 , nas diversas condições de concentração dos reagentes, e a recuperação foi muito baixa. Quando teor da alimentação estava na faixa de 3,2 a 6,1% de P_2O_5 , estes teores se mantiveram no concentrado.

TABELA 15 - RESULTADOS DA FLOCULAÇÃO SELETIVA DO MINÉRIO DE TAPIRA. Condições: 1.000 g/ton metasilicato de sódio, pH: 11,1 a 11,2 e 4% de sólidos.

Nº TESTE	CYQUEST g/ton	SUPERFLOC 16 g/ton	Nº ETAPAS	% P ₂ O ₅ ALIMENTAÇÃO CONCENTRADO		% RECUP.
1	625	24	2	5,56	4,90	16,52
2	625	24	3	3,17	4,10	17,39
3	625	33	2	5,16	4,53	21,39
4	780	33	3	5,11	5,20	21,85
5	312	32	3	5,79	5,50	28,95
6	625	48	3	5,20	5,12	34,50
7	780	32	3	6,06	4,63	16,05

Dois fatos contribuíram para este resultado. Primeiramente o teor de alimentação era muito baixo (de 3,2 a 6,1% P₂O₅), e assim a floculação deveria ocorrer com componente em menor proporção em relação a ganga. Isto fez com que as colisões entre as partículas floculáveis e o polímero fossem diminuídas e ainda, os flocos formados estivessem contaminados com partículas de ganga.

Outro fato é o revelado pela análise mineralógica do minério de Tapira, ou seja, que os minerais de apatita, embora com superfícies "limpas", se encontram mergulhados nas argilas que por sua vez aparecem impregnadas de óxidos de ferro. Ainda, o concentrado por floculação seletiva apresenta configuração semelhante ao minério de alimentação.

Como forma alternativa de separação e lavagem dos flocos, empregou-se a flotação. Os resultados obtidos, descritos na Tabela 16, mostram que as recuperações obtidas não foram satisfatórias, porém os teores foram bem melhores que os obtidos com a floculação seletiva e com a flotação. O principal problema continua a ser a baixa seletividade deste sistema, que possui a maioria das partículas na forma de mistos.

Quando a moagem prévia foi utilizada na alimentação, não ocorreu benefícios em termos de seletividade mostrando uma boa

recuperação e um baixo enriquecimento.

Diminuindo a concentração de flocculante, e sem moagem, a flotação foi comparativamente menor que no primeiro caso, porém o enriquecimento foi significativamente alto, atingindo teores de 11,48% de P_2O_5 , teor este que poderia ser aumentado com outras etapas cleaner.

TABELA 16 - RESULTADOS DOS TESTES DE LIMPEZA DOS FLOCOS COM FLOTAÇÃO NO MINÉRIO DE TAPIRA.

Nº TESTE	pH	SUPERFLOC 16 g/ton	% P_2O_5 ALIM. CONC.	TAXA DE ENRIQ.	RECUPERAÇÃO (ET.FLOTAÇÃO) (%)	RECUPERAÇÃO TOTAL (%)
1	10,5	48	5,00 6,62	1,32	78,87	32,10 (*)
2	8,5	16	4,66 11,48	2,46	48,23	22,79

Condições: tempo flotação: 5 minutos, 1.000 g/ton metasilicato de sódio, 2.600 g/ton "tall oil", 3.400 g/ton óleo diesel, 20% sólidos, fluxo de ar de 4.000 ml/min.

(*) Moagem a úmido por 15 minutos, em moinho de bolas, pH 13,00 e 1.000 g/ton metasilicato de sódio.

Os estudos de caracterização mineralógica do minério de Tapira revelam que na fração mais grosseira (> 62 μm) predominam quartzo e opacos representados por magnetita, dado seu hábito cristalino e por comparação com a análise mineralógica por difratometria de Raio-X. Estes minerais se encontram, na maior parte dos casos, em associações com apatita.

Na fração 62-44 μm , os grãos de apatita se encontram mais liberados do que na fração anterior, caracterizando-se por associações menos freqüentes com magnetita. Ocorre, entretanto, uma relação mineralógica típica que é a impregnação das apatitas por películas de óxido de ferro em duas texturas distintas (ver Figura 34 do Apêndice):

i) Óxido de ferro recobrindo parte dos grãos minerais, dando aparência de tintura superficial, e

ii) óxido de ferro cimentando os minerais entre si, em especial, formando grumos ou aglomerados onde a matriz são minerais argilosos, nos quais se encontram "mergulhados" os grãos de apatita, quartzo, micas e minerais de ferro de segunda geração: goetita/limonita. Ainda, essa fração é rica em minerais de ferro, tanto primário(magnetita) como secundário (goetita/limonita).

Quanto a fração $< 44 \mu\text{m}$ foi de difícil observação devido a grande quantidade de material argiloso. A textura mais típica dos grãos de apatita são as impregnações com óxidos de ferro. As associações com opacos são bem mais raras, bem como as associações com minerais de segunda geração. Ver Figura 35 do Apêndice.

Definir o grau de liberação dos grãos de apatita que não se enquadram nos tipos texturais anteriores é difícil, uma vez que os minerais, embora apresentando superfícies "limpas" se encontram "mergulhados" nas argilas que, em geral, aparecem impregnadas de óxido de ferro, e com abundante concentração de micas.

O concentrado por floculação apresenta-se muito semelhante ao minério da alimentação. Ver Figura 36 do Apêndice.

Assim, a não liberação das partículas de apatita aliada ao fato de baixos teores de P_2O_5 na alimentação contribuem para que o processo de floculação seletiva não obtivesse o resultado desejado.

- Finos de minérios de Araxá

Na amostra dos finos de minério de Araxá, foram identificados, através do difratograma de Raio-X, os seguintes minerais: apatita, magnetita, barita, goetita e vermiculita. Também pela falta de resolução do difratograma (Figura 3 do Apêndice) alguns picos de diferentes minerais se sobrepõem e ocorre ao mesmo tempo falta de alguns picos para identificação completa do mineral.

Foram realizados estudos de floculação seletiva adotando o esquema ótimo de reagentes e concentração descrito no sistema sintético, ou seja, 625 g/ton de Cyquest, 1.000 g/ton metasil

cato de sódio e de 16 a 48 g/ton de Superfloc 16. Os resultados obtidos não foram satisfatórios em termos de enriquecimento, apresentando em média valores da ordem de 19,3% em P_2O_5 (com taxa de enriquecimento de 1,1) e recuperações da ordem de 86%. Estes valores considerados não satisfatórios, comprovam uma vez mais as diferenças existentes entre ambos os sistemas (sintético e real), e que limitam a aplicação do processo de floculação seletiva. A principal coadjuvante desta diferença é a adsorção de polímeros em partículas mistas arrastando consigo outras partículas não floculáveis e tornando o processo não seletivo.

A caracterização mineralógica dos finos de minérios de Araxá revela uma granulometria extremamente fina e grande complexidade mineralógica. Ocorre impregnações dos grãos minerais por óxido de ferro, o que dificulta bastante sua resolução.

As apatitas deste minério ocorrem em três texturas distintas:

1º) Apatitas associadas a outros minerais: 30-40% (*)

i) associação com magnetita - concentra-se nos tamanhos maiores e, em geral, as magnetitas encontram-se com início de oxidação ou em estado médio de oxidação; este é o tipo mais comum de associação (Ver Figura 37 do Apêndice).

ii) associação com óxidos de ferro secundários (goetita/limonita) - concentra-se nos menores diâmetros (Ver Figura 38 do Apêndice), e

iii) associação com outros minerais, em especial com argilas, micas, quartzo e óxidos de ferro secundários, através de "cimentação" por óxidos de ferro liberados da oxidação das magnéticas, ocorre também, mais raramente, aglomerados de microcristais de apatita, às vezes com incipiente cimentação por FeO , e associação com pequenos cristais de limonita/goetita (Ver Figura 39 do Apêndice).

(*) Esse percentual se refere a contagem do número de grãos numa determinada região analisada.

2º) Apatitas "manchadas" superficialmente - 8-10% (*)

Estas concentram-se nos tamanhos menores, embora ocorra recobrimento também de grãos maiores. Estas manchas são devidas a impregnações por películas de óxidos de ferro e, em termos de cobertura da superfície mineral varia de 10-90%. Ver Figura 40 do Apêndice.

3º) Apatitas livres - 45-55% (*) dos grãos minerais concentrando-se nos menores diâmetros. Ver Figuras 39 e 40 do Apêndice.

Numa tentativa de melhorar a performance da floculação seletiva a amostra inicial foi moída por via úmida na presença de metasilicato de sódio de 10 a 30 minutos (Figura 38).

A análise do minério moído com silicato apresenta uma maior liberação dos grãos de apatita, embora este valor não supere a 10%. Nesta amostra observa-se, em geral, menor associação com a magnetita, embora não seja este um dado conclusivo.

Entretanto, os concentrados (por floculação seletiva) obtidos tanto do minério sem tratamento prévio, como do minério moído, não apresentam diferenças significativas do material original. Inclusive os parâmetros de separação foram menores com a amostra moída, diminuindo a recuperação (provavelmente dos mistos) e obtendo uma taxa de enriquecimento da ordem de 1,04 somente. Ver Figura 38 do Apêndice.

De um modo geral, portanto, a perda da seletividade está ligada aos mistos (partículas não liberadas) que perfazem cerca de 50% do minério, e além disso a constatação que o minério moído não apresentava uma liberação superior a 10% em relação ao minério sem tratamento prévio. Conclui-se que a moagem a úmido não conseguiu liberar muito mais as partículas de apatita associadas a outros minerais, e ainda possibilitou a contaminação "cruzada" que ocorre pelo atrito durante a moagem.

(*) Esse percentual se refere a contagem do número de grãos numa determinada região analisada.

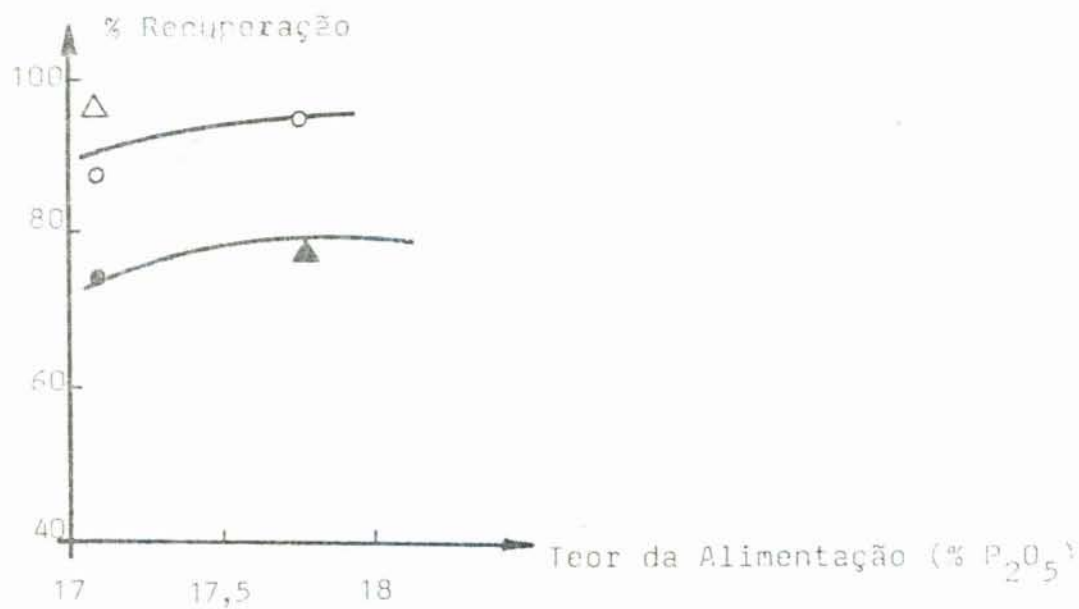
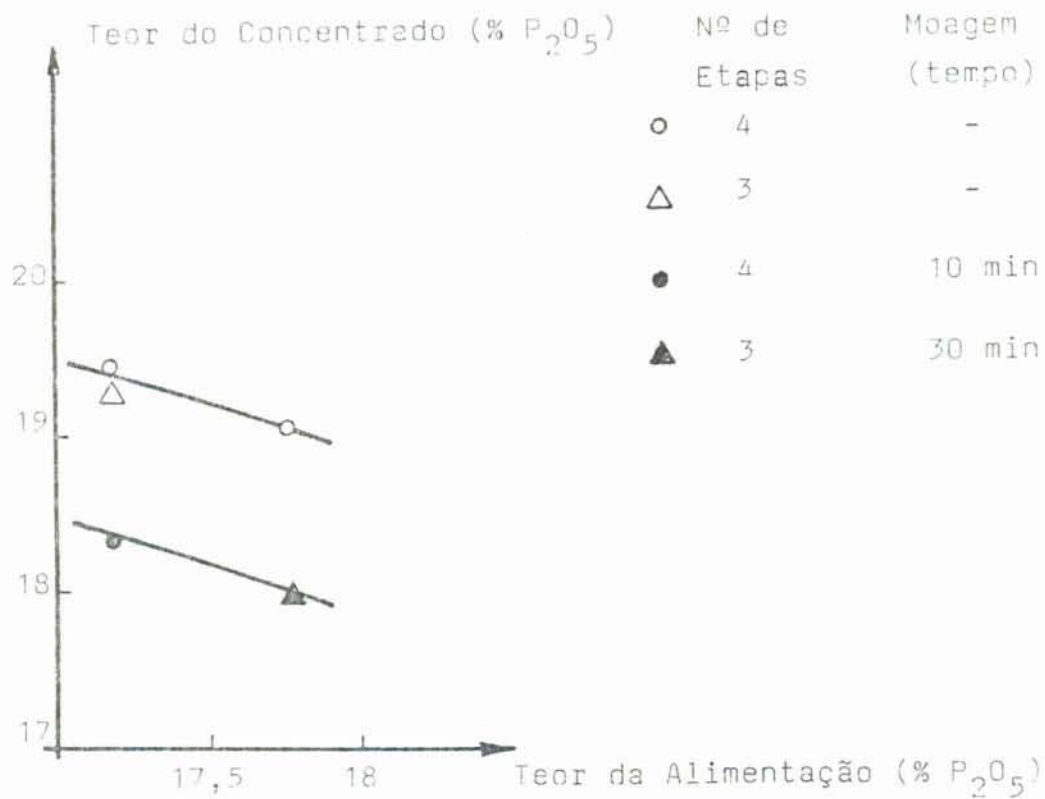


Figura 38 - Efeito da moagem a úmido no teor de P_2O_5 no concentrado e na recuperação, no processo de floculação seletiva do minério de Araxá, 4% de sólidos, pH 11,0 a 11,2, 625 g/ton Cyquest, 32 g/ton Superfloc 16, e 1000 g/ton metasilicato de sódio.

Quando a elutriação foi utilizada como método de separação e lavagem dos flocos "concentrados" da floculação seletiva do minério de Araxá, o teor e a recuperação de P_2O_5 no concentrado foram de 18,6% e 88,8%, respectivamente, para uma lavagem de 60 min a uma vazão de 300 ml/min.

Ao compararmos o resultado da lavagem através da elutriação com os melhores resultados obtidos nas mesmas condições de floculação através da separação estagiada, vemos que os valores de teor e recuperação são levemente superiores no caso da separação estagiada (19,3% e 97,6% de teor e recuperação, respectivamente).

Neste caso a elutriação mostrou-se significativamente menos seletiva, como no sistema sintético.

5.2.2 Estudos de Flotação e Floco-Flotação em Célula de Bancada

Nesta etapa são apresentados para efeitos de comparação, os resultados obtidos com outros processos de beneficiamento de finos; a flotação em escala de bancada com e sem a floculação prévia. Esta última definida como floco-flotação.

- Finos de Fosfatos de Tapira

Os resultados de flotação aniônica sem floculação empregando "tall oil" como coletor são apresentados na Tabela 17. Esta Tabela mostra que a flotação não foi um processo bem seletivo obtendo-se taxas de enriquecimento da ordem de 1,39 para os teores de alimentação da ordem de 5,0% de P_2O_5 . Estas taxas são levemente crescentes com o aumento do teor e ocorrem com significativas diminuições das recuperações (da ordem de 20%). O melhor resultado em termos de recuperação da apatita por flotação foi obtido em pH 11,0 e sem óleo diesel. Considerando o fato que o minério de Tapira apresenta problemas de liberação e, portanto, a concentração do mineral apatítico torna-se uma operação muito onerosa, a elevação do teor de P_2O_5 em 2% e a rejeição de massa da ordem de 29,0% permitem concluir que a flotação é certamente um processo bem mais seletivo que a floculação seletiva.

TABELA 17 - RESULTADOS DE FLOTAÇÃO DO MINÉRIO DE TAPIRA.

Condições: 800 g/ton metasilicato de sódio.

Nº TESTE	"TALL OIL" g/ton	ÓLEO DIESEL g/ton	pH	% SÓLIDOS	TEMPO DE FLOTAÇÃO (min)	% P ₂ O ₅ ALIM. CON	% REC.	TAXA ENR.	
1	2.600	3.400	8,5	50	4	5,14	7,45	44,90	1,45
2	2.600	3.400	8,5	50	4	4,03	6,13	65,98	1,52
3	2.600	3.400	9,0	50	4	4,47	5,47	63,39	1,22
4	400	-	11,0	25	3	5,34	7,45	99,18	1,39

Por outro lado, os teores dos distintos concentrados revelam que esse resultados apontam para uma significativa transferência não específica das partículas ultrafinas de ganga para o concentrado, e de um provável fenômeno de recobrimento por lammas. Estes dois fenômenos ocorrem exclusivamente por causa da finura deste minério.

Por outro lado, Silva (13) nos seus estudos de flotação do minério de Tapira em granulometrias apropriadas, verificou que nesta jazida havia zonas silicatadas que não apresentavam seletividade nas condições usuais de flotação aniônica (pH 8 - 10,5, ácidos graxos como coletor, amido ou silicato como depressor). Este fato inviabilizou a obtenção de concentrados comerciais.

- Finos de Fosfatos de Araxá

A Figura 39 mostra resultados de flotação dos finos de fosfatos de Araxá relacionando os teores de alimentação com os teores e recuperações dos concentrados sob diversas condições de flotação primária e de limpeza. Estes resultados mostram que independentemente das condições experimentais (como reagentes, nº de flotações, etc) os valores obtidos apresentaram uma relação quase linear entre os teores de alimentação e concentrado, com taxas de enriquecimento variando entre 1,05 e 1,30. Entretanto, as recuperações obtidas mostram um leve decréscimo nas flotações primárias, e uma significativa diminuição para as flotações de limpeza. Esta última deve-se às condições hidrodinâmicas impostas nos concentrados e a possível desorção parcial do coletor após a diluição do sistema.

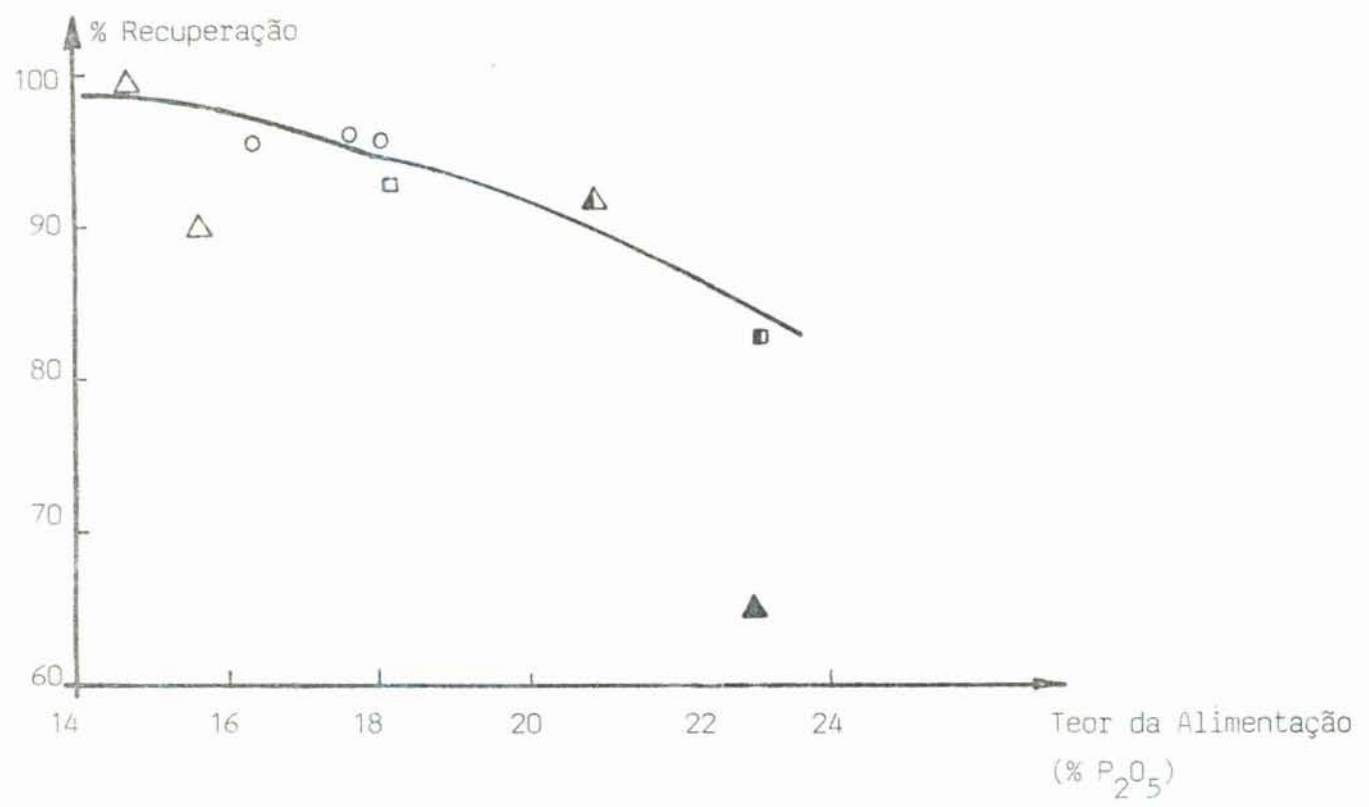
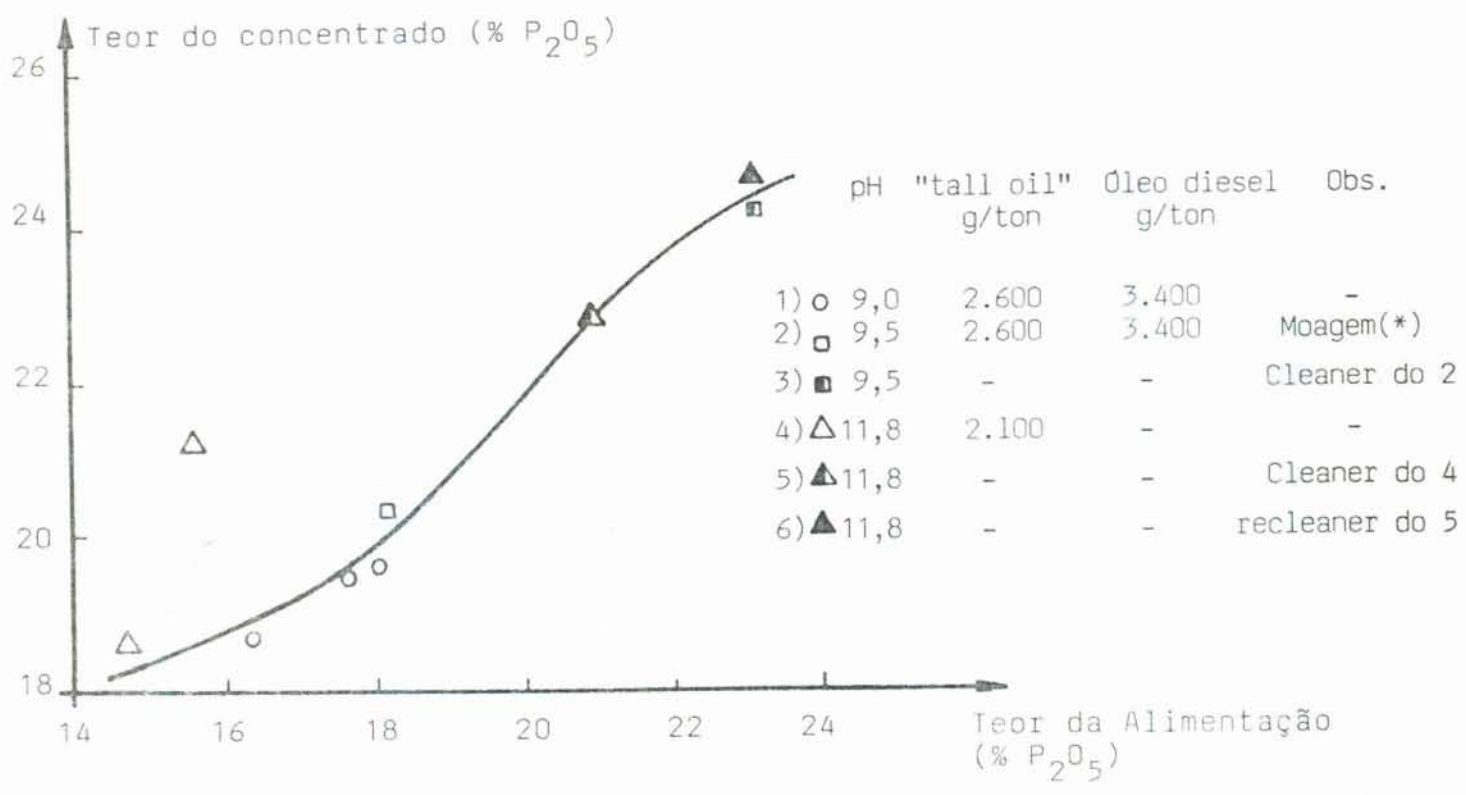


Figura 39 - Efeito do teor de alimentação no teor de P_2O_5 do concentrado, e na recuperação, no processo de flotação do minério de Araxá, com 800 g/ton metasilicato de sódio, 20% sólidos, t flotação: 3 minutos,

(*) Moagem a úmido, pH 9,5, por 30 min e com metasilicato de sódio.

Os resultados de flotação mostram, de um modo geral, que o processo de flotação dos finos de Araxá é um processo muito mais seletivo que a floculação seletiva, obtendo-se em etapas de flotação primária e de limpeza, concentrados com teores elevados de apatita. Estes concentrados apresentam significativo aumento dos grãos minerais livres de apatita. Os minerais com associação e mesmo alguns de superfície impregnada também ocorrem, mas em teores bem menores quando comparados com o material da alimentação (Figuras 39 e 41 do Apêndice).

Ainda, o processo de moagem com o objetivo de aumentar uma possível liberação das partículas não teve resultados muito satisfatórios para este fosfato de Araxá. A liberação nestas condições além de ser onerosa, parece requerer de condições mais intensas que as realizadas neste trabalho. Assim, os concentrados obtidos foram levemente superiores aos correspondentes sem a etapa de moagem (24,13% em P_2O_5 e 82,3% de recuperação).

A Figura 40 mostra o efeito do teor da alimentação no teor de P_2O_5 do concentrado e na recuperação, no processo de floculação do minério de Araxá.

Da mesma forma que nos testes de flotação anteriores, os resultados mostram que a medida que aumenta o teor na alimentação aumenta o teor de P_2O_5 no concentrado, e a recuperação tende levemente a valores menores. Porém a taxa média de enriquecimento nas flotações primárias foram superiores (1,26) às obtidas com simples flotação (1,18). Os valores obtidos nas flotações de limpeza são semelhantes aos do processo de simples flotação.

Entretanto, as etapas de limpeza do processo de floculação concentram um pouco mais a apatita presente (23,96% de P_2O_5 no concentrado e 81,66% de recuperação), mostrando que nestas condições fica mais difícil a possível desorção do coletor após a diluição do concentrado.

- Finos de Fosfatos de Itataia

A Tabela 18 mostra resultados de flotação e floculação dos finos de minério de Itataia.

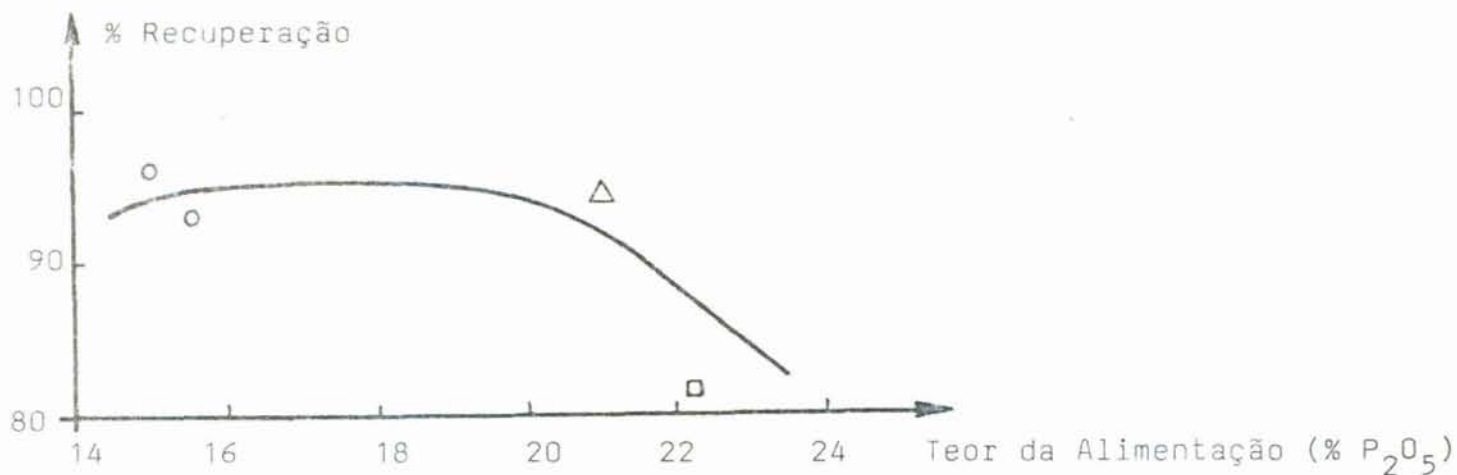
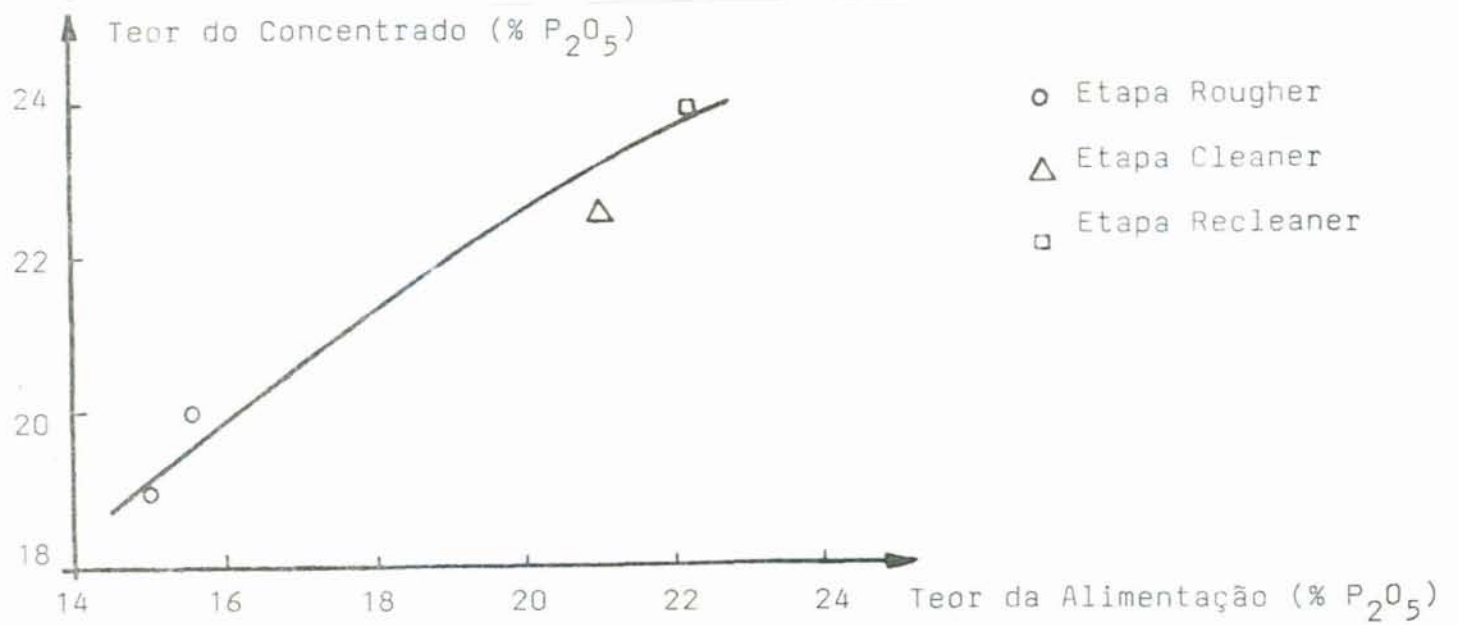


Figura 40 - Efeito do teor de alimentação no teor de P_2O_5 do concentrado e na recuperação, no processo de floco-flotação do minério de Araxá.

Condições: Etapa rougher: 800 g/ton metasilicato de sódio, 32 g/ton Superfloc 16, pH 11,8, 2100 g/ton tall oil, 20% sólidos. t flotação = 3 min, fluxo de ar = 4000 ml/min. Etapa Cleaner e recleaner: 20% sólidos, t flotação = 1 min - 2 min.

Examinando os resultados do processo de flotação primária (etapa rougher) nota-se uma taxa de enriquecimento de 1,87, obtendo-se um concentrado com teor de P_2O_5 de até 16,47% partindo de uma alimentação com teor de 8,79% para recuperações da ordem de 59%.

Uma etapa de flotação de limpeza não conseguiu concentrar satisfatoriamente o P_2O_5 presente, porém a recuperação foi bastante alta.

Os resultados de floco-flotação mostram altas recuperações para baixas taxas de enriquecimento, o que prova que para o minério de Itataia, esse processo não teve o êxito esperado na concentração de P_2O_5 . Entretanto, ambos os processos conseguem uma boa rejeição da massa, além de concentrar a alimentação a níveis que na prática poderiam ser empregados em misturas com o circuito de flotação convencional de grãos. Neste caso estes processos serviriam como processos preconcentradores.

O processo de floculação seletiva adotado no minério de Itataia não teve qualquer efeito concentrador da apatita, mostrando de novo a baixa eficiência deste processo em sistemas com altas proporções de partículas mistas.

Furtado (7) nos seus estudos do minério fósforo-uranífero de Itataia, na fração abaixo de 10 μm , também não obteve resultados na concentração do minério satisfatoriamente, tanto na coluna de flotação como em célula de bancada. A razão se deve a granulometria muito fina (50% abaixo de 3,2 μm) e baixo teor - (8,9% de P_2O_5), que conduz a alto consumo de reagentes, formando espuma volumosa e consistente, e resultando em concentrados de baixo teor e baixa recuperação.

TABELA 18 - RESULTADOS DE FLOTAÇÃO E FLOCO-FLOTAÇÃO DO MINÉRIO DE ITATAIA

		% P ₂ O ₅ ALIMENTAÇÃO CONCENTRADO	% RECUPERAÇÃO	TAXA DE ENRIQUECIMENTO	REJEIÇÃO DA MASSA, %	
Flotação Rougher	1	8,79	16,47	59,22	1,87	31,60
	2	8,83	13,61	76,3	1,54	50,53
Cleaner	3	13,88	15,84	84,01	1,14	26,61
Floco-Flotação	4	8,90	11,28	96,64	1,27	23,76

Condições: Rougher - 800 g/ton metasilicato de sódio, 400 g/ton de "tall oil", pH 11,0, 15% sólidos, t flotação = 4 min. 117

Cleaner - 20% sólidos, t flotação = 1 min.

Floco-flotação - idem a rougher, 20% sólidos, e 48 g/ton Superfloc 16.

5.3 Discussão Geral

Os resultados descritos na Tabela 19 permitem estabelecer as seguintes considerações, no processamento de finos de fosfatos:

1 - Os ultrafinos de Itataia são refratários à floculação seletiva provavelmente devido ao baixo teor de P_2O_5 na alimentação. Os processos de flotação e floco-flotação foram bem mais eficientes em termos de recuperação e taxa de enriquecimento. A principal diferença entre os dois processos de flotação, está relacionada com a maior recuperação no caso da floco-flotação (quase completa) em detrimento da sua menor taxa de enriquecimento. Este último fato é importante face a possibilidade de incluir o concentrado desta flotação primária num eventual circuito de grossos.

Por outro lado, o fato de que os flocos flodem com uma boa eficiência, reflete uma situação de alta hidrofobicidade das partículas. Assim, estes microflocos, difíceis de serem observados visualmente, são de um tamanho ideal para a flotação, conseguindo-se desta forma recuperações maiores que a simples flotação.

A formação de microflocos é de certa maneira, explicativa da ineficiência da floculação seletiva como forma de obtenção de frações floculada e dispersa, derivadas das características de sedimentação diferenciada. Neste sistema não existiriam condições hidrodinâmicas que permitam o crescimento dos flocos na presença de um grande número de partículas não floculáveis.

2 - Todos os processos testados com os ultrafinos de Araxá reportaram quase todo o conteúdo de P_2O_5 ao concentrado com vantagem para a flotação em termos de taxa de enriquecimento e percentual de massa rejeitada. Os valores obtidos com a flotação e a floco-flotação são, de um modo geral, satisfatórios e os concentrados poderiam eventualmente servir como parte da alimentação de um circuito de flotação de grossos primário, em função dos altos teores dos concentrados, da ordem de 20% em P_2O_5 .

TABELA 19 - RESULTADOS DOS PROCESSOS DE BENEFICIAMENTO DOS MINÉRIOS DE TAPIRA, ARAXÁ E ITATAIA.

	FLOCULAÇÃO SELETIVA			FLOTAÇÃO			FLOCO-FLOTAÇÃO	
	Tapira	Araxá	Itataia	Tapira	Araxá	Itataia	Araxá	Itataia
Taxa de Enriquecimento	2,46(*)	1,07	0,77	1,39	1,36	1,87	1,28	1,27
Teor de Alimentação	4,66	17,76	9,25	5,34	15,64	8,79	15,54	8,90
Teor do concentrado	11,48	19,03	7,15	7,45	21,23	16,47	19,96	11,28
% Recuperação	22,79	94,91	10,00	99,18	90,02	59,22	93,44	96,64
% Rejeição de massa	56,95	11,41	89,90	29,14	22,46	68,40	18,50	23,76

(*) Limpeza dos flocos por flotação.

É necessário destacar neste ponto que, na prática, o enriquecimento no teor de P_2O_5 numa proporção de 2% em qualquer processo é uma tarefa difícil, ainda mais tratando-se de partículas muito finas.

3 - Considerando o fato de que os ultrafinos rejeitados de Tapira possuem um teor muito baixo, da ordem de 5% de P_2O_5 , o processo de floculação seletiva embora apresente uma recuperação baixa, pelas mesmas razões que no caso dos ultrafinos de Itataia, ela fornece concentrados com teores relativamente altos, que podem servir de alimentação a um possível circuito de grossos. Entretanto, deve ser esclarecido que este alto teor foi obtido através de flotação da fração floculada, como método de separação da fração dispersa por sedimentação. Neste caso a floco-flotação serviu como forma de "lavagem" dos flocos em condições mais vantajosas, já que 57% da massa inicial foi removida facilitando assim as interações bolha/partícula e também diminuindo a transferência de lamas de ganga ao concentrado floculado. Como estes ultrafinos são rejeitados, este processo pode servir para recuperar o fosfato contido no rejeito.

5.4 Processamento de Ultrafinos de Fosfatos. Principais Considerações e Conclusões

Os diversos resultados obtidos neste trabalho permitem a análise de alguns elementos conclusivos no beneficiamento de partículas ultrafinas de fosfatos, considerações que também são extensivas ao beneficiamento de finos em geral.

1 - A aplicação de floculação seletiva como processo de concentração.

A floculação de partículas em suspensão de forma seletiva foi objeto de intensa pesquisa, a partir de 1970, quando foram analisados e publicados os seus princípios fundamentais. O número de publicações aumentou consideravelmente quando nos Estados Unidos foi estabelecida a primeira usina industrial a incorporar o processo como unidade de concentração, e utilizando a flotação como forma de "lavagem" do material cofloculado. Talvez a principal contribuição em termos de potencialidade prática do processo foi

a de Read e Hollick, os quais foram os primeiros a caracterizar a floculação seletiva.

A floculação seletiva como método de preconcentração, associada a um segundo processo de tratamento de finos, como por exemplo a flotação, teria como principal objetivo, nesta combinação de processos, a deslamagem prévia a flotação reversa ou a floculação reversa seguida da flotação do mineral de valor.

Entretanto, os estudos básicos continuaram e novos ênfques tentando otimizar o processo em misturas sintéticas foram publicados. Estes estudos abordaram principalmente os seguintes pontos:

1 - Desenvolvimento de polímeros seletivos via incorporação de grupos complexantes na cadeia do floculante.

2 - Aumento da especificidade na adsorção dos floculantes via dispersão seletiva ou através do uso de coletores associados com os polímeros,

3 - A análise de fatores operacionais como teor de sólidos, floculação estagiada, elutriação das partículas dispersas, moagem, etc.

Os principais fatos constatados após 16 anos do artigo clássico de Yarar e Kitchener são:

1 - Relativo insucesso na aplicação do processo como concentração unitária a nível industrial devido a extrema sensibilidade deste à interação floculante/partículas mistas.

2 - O principal problema na baixa eficiência da floculação seletiva está relacionado com o teor e não com a recuperação dos concentrados.

O presente trabalho constata claramente estes fatos:

i) Quando a concentração de partículas não liberadas é baixa, a floculação é altamente não seletiva em função da agregação das partículas mistas. Se a concentração de polímero é míni

ma, a seletividade das partículas liberadas deveria ser, em princípio, maior que a das partículas mistas levando em conta a relação reatividade/área disponível. Entretanto, observa-se que devido a efeitos estéricos (baixa proporção partículas liberadas/restos), o número de colisões efetivas necessárias para o crescimento dos flocos é baixo. A recuperação na forma de concentração do floculado é, neste casos, mínima;

ii) A máxima eficiência de separação (fração floculada e dispersa) ocorre em sistemas sintéticos, onde a liberação das partículas é completa, diminuindo com a taxa partículas floculáveis/número total de partículas. Quando o sistema sintético é moído em conjunto, geram-se partículas mistas e, por conseguinte, a taxa de enriquecimento diminui;

iii) A baixa liberação da apatita contida nos mimérios reais estudados acarretou problemas de baixa eficiência tanto na floculação seletiva como nos exemplos de flotação. Ainda, uma moagem extra não propiciou um significativo aumento na proporção de partículas liberadas e, por conseguinte, não foi suficiente para elevar os parâmetros de separação.

2 - A flotação de ultrafinos com e sem a adição de polímeros floculantes.

Existem diversas publicações sobre a ineficiência da flotação nas frações finas e ultrafinas (29)(30). As principais razões para esta ineficiência são derivadas da pequena massa das partículas diminuindo consideravelmente a frequência de colisões efetivas bolha/partícula. Entretanto, em relação a flotação, a probabilidade de captação de uma partícula por uma bolha e a levitação desta até a superfície é maior que a probabilidade de formação de flocos entre partículas em fase de floculação. Neste caso, a colisão entre várias partículas é fundamental para o processo ocorrer, condição que não é necessária no caso da flotação. Esta diferença fundamental explica os melhores resultados da flotação obtidos neste estudo. Ainda, quando o teor do mineral é muito baixo a eficiência da flotação relativa à floculação é marcadamente maior.

O fator tamanho continua, entretanto, a ser o fator limitante da flotação. Por este motivo, várias pesquisas tem sido desenvolvidas utilizando reagentes aglomerantes seletivos dentro da polpa mineral. O exemplo clássico para este caso é o do uso de poliacrilamidas na flotação de um minério de hematita (72). A floculação de ultrafinos de hematita aumentou a recuperação por flotação dos flocos de 75 para 83,7%, e o teor de 63,9 para 65,1% de ferro. Entretanto, este sistema pode ser considerado favorável a floculação, em função do teor elevado das partículas floculáveis na alimentação (3,5% de ferro).

Ainda, Khavski et alii (73) utilizaram polímeros floculantes como poliacrilamidas, álcool polivinílico e polióxidos de etileno como verdadeiros "coletores" no sentido de hidrofobizar as partículas para posteriormente serem separadas por flotação. Ambos os casos são exemplos típicos do processo de floco-flotação.

No presente trabalho este processo de floco-flotação foi ineficiente no enriquecimento da apatita contida, o que reflete a ineficiência da floculação seletiva.

VI - CONCLUSÕES E SUGESTÕES

Os diversos resultados obtidos neste estudo permitem estabelecer as seguintes conclusões:

1. A hidroxiapatita (determinada por Raio X) foi flocculada seletivamente por uma poliacrilamida aniônica de alto peso molecular, em sistemas contendo calcita e/ou quartzo como componentes da ganga. A seletividade foi atingida através do uso de depressantes e dispersantes para a calcita (poliacrilato de sódio).

2. Operações múltiplas de dispersão e flocculação favorecem a flocculação seletiva de hidroxiapatita. O teor do concentrado e a remoção da ganga aumentam linearmente com o número de etapas, enquanto as perdas de P_2O_5 são insignificantes nas primeiras três etapas.

A elutriação das partículas dispersas como forma de separação do concentrado não foi eficiente em termos de "lavagem" e recuperação da apatita.

3. A taxa de enriquecimento é quase constante com a variação de teor de alimentação, alcançando valores da ordem de 1,35 a 2,10 nos sistemas hidroxiapatita/calcita/quartzo hidroxiapatita/calcita, respectivamente.

4. Com os ultrafinos de Itataia não foi possível obter flocculação seletiva, devido ao baixo teor de P_2O_5 (90%) e granulometria muito fina ($10 \mu m$) que conduz a formação de microflocos. Os processos de flotação e floco-flotação foram eficientes em termos de taxa de enriquecimento (1,87) e recuperação (90%), respectivamente, sendo que o teor de ferro total do concentrado do processo de flotação é de 3,5%.

No caso de floco-flotação obteve-se recuperações maiores que a simples flotação, já que os microflocos formados apresentam tamanho e hidrofobicidade favoráveis a flotação.

5. A flotação dos ultrafinos de Araxá foi eficiente quanto a taxa de enriquecimento (1,36) e da rejeição da massa (22,46%). Já o processo de floco-flotação trouxe maior percentual de recuperação de P_2O_5 (90%), e o teor de ferro total no concentrado é de 12%.

6. Com os ultrafinos de Tapira obteve-se concentrados com teores relativamente altos (11,4% de P_2O_5), através de flotação de fração seletivamente floculada, de acordo com o esquema desenvolvido no sistema sintético.

7. Através da caracterização mineralógica foi possível a identificação de texturas típicas nos minérios de Tapira e Araxá. Ambos apresentam associações entre a apatita com óxidos de ferro e argila. Dessa forma, já uma diminuição das partículas livres de apatita no sistema, acarretando menos associações entre a apatita e os agentes de floculação e flotação.

Sugestões:

1. Os concentrados obtidos por flotação, floco-flotação ou através da flotação da fração floculada das lamas industriais, poderiam ser aproveitados como alimentação de um circuito de flotação dos finos, pois os teores obtidos (maior que 15%) são relativamente altos, e compatíveis com esses circuitos. Um circuito alternativo é proposto na Figura 41.

2. No processo de flotação de fração floculada, incluindo etapa cleaner, permitira concentrar ainda mais o P_2O_5 contido no concentrado.

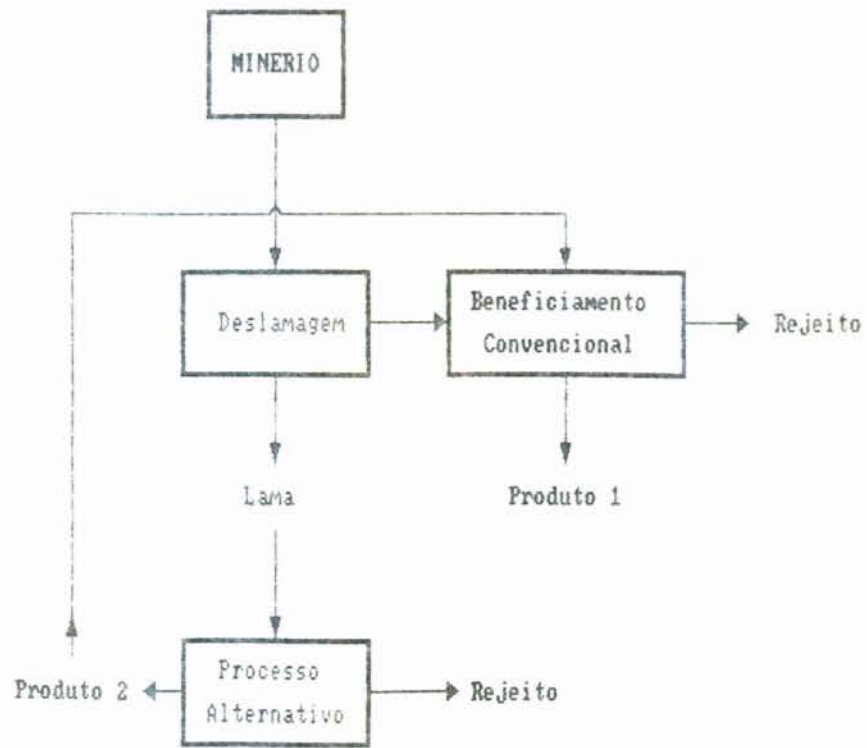


Figura 41 - Circuito Alternativo.

VII - BIBLIOGRAFIA

1. BALANÇO MINERAL BRASILEIRO. Brasília, Departamento Nacional de Produção Mineral, v.1, 1984.
2. SUMÁRIO MINERAL. Brasília, Departamento Nacional de Produção Mineral, v.5, 1985.
3. ALBUQUERQUE, G. de A.S.C. & GIANNERINI, J.F. Aspectos da indústria de rocha fosfática no Brasil. Mineração Metalúrgica, Rio de Janeiro, 43(416): 10-5, dez.1979.
4. SANZ ESTEBAN, F. Tecnologia brasileira para fosfato; situação atual e possibilidades de exportação. In: ENCONTRO NACIONAL DE ROCHAS FOSFÁTICA, 2., Brasília, Ibrafos, 1981. p.243-58.
5. LIMA, B.B. Estudo para concentração do minério fosfático de Rocinha - Patos de Minas. Belo Horizonte, Universidade Federal de Minas Gerais, 1979. Diss. Mestr.
6. TAKATA, L.A. & ASSIS, J.M.N. Caracterização tecnológica de fosfatos aplicada ao planejamento de lavra da Arafertil. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 1., Brasília, set. 1985. v.2, p.78-95.
7. FURTADO, J.R.V. & PERES, A.E.C. Flotação em coluna aplicada aos finos do minério fósforo-uranífero de Itataia - CE. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 11., Natal, out. 1985. Anais... Natal, CERN, 1985. V.1, p.13-27.
8. SIEBAN, F. & SINTONI, A. Beneficiamento de rochas fosfáticas nacionais. In: ENCONTRO NACIONAL DE ROCHAS FOSFÁTICAS, 1., Brasília, Ibrafos, 1979. p.180-94.
9. ALBUQUERQUE, G. de A.S.C. & GIANNERINI, J.F. Novas áreas de pesquisa de fosfato no Brasil. Mineração Metalúrgica, Rio de Janeiro, 45(429): 8-12, jul./ago. 1981.
10. CORREA, M.A.A. O fosfato no mundo. In: ENCONTRO NACIONAL DE ROCHAS FOSFÁTICAS, 2., Brasília, Ibrafos, 1981. p.128-41.
11. ARAUJO, A.C.; COELHO, E.M.; POLING, G.W. Selective desliming of sedimentary phosphate ores: principles and applications. Trabalho apresentado no 87th C.I.M.M. Annual General Meeting, Vancouver, B.C., Apr. 1985. 9p.
12. SANZ STEBAN, F.F. Fosfato: auto-suficiência já é uma realidade. Minérios: Extração e Processamento, São Paulo, 3(32): 16-26, out. 1979.

13. SILVA, J.M. Influência da composição mineralógica na semelhança da flotação aniônica de rochas fosfáticas de origem ígnea com ganga silicatada. Belo Horizonte, Universidade Federal de Minas Gerais, 1982. Proposta de tese.
14. HOUOT, R. Beneficiation of phosphatic ores through flotation: review of industrial applications and potential developments. International Journal of Mineral Processing, Amsterdam, 9(4): 353-84, Oct. 1982.
15. LOVELL, V.M. Froth characteristics in phosphate flotation. In: A.M.GAUDIN MEMORIAL FLOTATION SYMPOSIUM, Rapid City, 1976. Flotation. New York, AIME, 1976. V.1, p.597-621.
16. SMITH Jr., P.R. Phosphate flotation. In: A.M.GAUDIN MEMORIAL FLOTATION SYMPOSIUM, Rapid City, 1976. Flotation. New York, AIME, 1976. V.2, p.1265-84.
17. MAY, A. & SMELLEY, A.G. Effects of electrolytes on the electrophoretic mobilities of Florida phosphatic clay Wastes. Washington, Bureau of Mines, 1979. (RI, 8378).
18. DUARTEP, C.A. & NIÑO JAIME, F. Flotacion de minerales no-metalicos (roca fosfórica Colombiana). In: SEMINÁRIO DE QUÍMICA DE SUPERFÍCIE Y FLOTACIÓN, 3., Concepción, Junio 1977. Avances en flotacion. Concepción, Escuela de Ingeniería da Universidad de Concepción, 1977. p.175-92.
19. PETROFERTIL. Petrobrás Fertilizantes S.A. Evolução das indústrias brasileiras de rocha fosfática e de ácido fosfórico. s.n.t. 9p.
20. AS MAIORES empresas do setor mineral. Brasil Mineral, São Paulo, 4(29): 11-105, abr. 1986.
21. BETZ, E.W. Beneficiation of Brazilian phosphates. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 13., Warsaw, 1979. p.475-508.
22. ARAFÉRTIL aproveita 100 mil t de finos. Brasil Mineral, São Paulo, 4(30): 22, maio 1986.
23. GOMES, J.I.A. & OLIVEIRA, J.F. Floculação seletiva de fosfato. Rio de Janeiro, CETEM, 1981. (Relatório de projeto, 15).
24. HUGUET, L.A.S. et alii. Aplicação do computador na supervisão e controle de beneficiamento de fosfato. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 1., Brasília, set. 1985. v.3.
25. LIMA, A. GOIASFÉRTIL recupera finos dos rejeitos. Brasil Mineral, São Paulo, 4(30): 20-1, maio 1986.
26. SERRANA S/A DE MINERAÇÃO. Tecnologia de ponta em mineração e cimento. São Paulo, s.d.

27. _____. Operação da Serrana S/A de Mineração. São Paulo, s. d.
28. ESTEBAN, F. et alii. Um promissor desenvolvimento em equipamento para flotação. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 1., Brasília, set. 1985. v.2.
29. FUERSTENAU, D.W.; CHANDER, S.; ABOUZEID, A.W. The recovery of fine particles by physical separation methods. In: WORKSHOP ON BENEFICIATION OF MINERAL FINES, PROBLEMS AND RESEARCH NEEDS, Sterling Forest, N.Y., Aug. 1978. Report... Ann Arbor, AIME, 1979. Cap. 1, p.3-59.
30. SOMASUNDARAN, P. Principles of selective aggregation. In: WORKSHOP ON BENEFICIATION OF MINERAL FINES, PROBLEMS AND RESEARCH NEEDS, Sterling Forest, N.Y., Aug. 1978. Report... Ann Arbor, AIME, 1979. Cap. 14, p.183-96.
31. BERGMAN, C.P. Beneficiamento de finos de carvão por aglomeração oleosa. Porto Alegre, PPGEEMM/UFRGS, 1982. 214 p. Diss. maestr.
32. GUERRA, E.A. Estudos de beneficiamento de ultrafinos de carvão de Santa Catarina. Porto Alegre, PPGEEMM/UFRGS, 1985. 189 p. Diss. maestr.
33. SOLARI, J.A. Selective dissolved air flotation of fine mineral particles. London, Department of Mineral Resources Engineering of Imperial College, 1980. 292 p. Tese dout.
34. WARREN, L.J. Slime coating and shear-flocculation in the scheelite-sodium oleate system. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, London, 84(823): 99-104, June 1975.
35. SMELLEY, A.G. & FELD, I.L. Flocculation dewatering of Florida phosphatic clay wastes. Washington, Bureau of Mines, 1979. (RI, 8349).
36. UNITED STATES. Bureau of Mines. The Florida phosphate slime problems: a review and a bibliography. Tuscaloosa, Ala., 1975. 41p. (Information circular, 8668).
37. DAVENPORT, J.E. et alii. Beneficiation of Florida hard rock phosphate - selective flocculation. Industrial and Engineering Chemistry Process Design and Development, Washington, 8(4): 527-33, out. 1969.
38. RUBIO, J. & FUERSTENAU, D.W. Estudo da floculação seletiva de um sistema hematita/quartzo. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 6., Rio de Janeiro, set. 1979.
39. US PATENT OFFICE n.2, 660, 303. Selective flocculation of colloidal phosphate ore in the presence of clay, by Joseph F. Haseman. Nov. 24, 1953, 4p.
40. COELHO, E.M. Projeto: Beneficiamento do fosfato de Lagamar. Relatório de atividades, período 17/07 a 16/08/79. Belo Horizonte, 1979. 19p.
41. COELHO, E.M. & SILVA, J.M. da. Projeto: Beneficiamento do fosfato de Lagamar. Relatório de atividades, período 23/11/79 a 23/01/80. Belo Horizonte, 1980. 15p.

42. MINERAÇÃO VALE DO PARNAÍBA S/A - VALEP. Coagulação e floculação de lamas produzidas nas operações de beneficiamento do minério de fosfato de Tapira - MG. Belo Horizonte, 1979.
43. OHLWEILER, O.A. Química analítica quantitativa. 2.ed. Rio de Janeiro, Livros Técnicos e Científicos, 1980. V.3.
44. FUNDAÇÃO INSTITUTO TECNOLÓGICO DO ESTADO DE PERNAMBUCO - ITEP. Tratamento de minério e hidrometalurgia. Recife, 1980. 399p.
45. BUBLANC, E.A. Comparative study of experimental methods for p.z.c. determination of hematite. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 8., Porto Alegre, nov. 1981.
46. RUBIO, J. The flocculation properties of poly (ethylene oxide). Colloids and Surfaces, Amsterdam, 3(1): 79-97, July 1981.
47. MACHADO, J.R.P. Manual de controle de qualidade de Abudos Trevo S.A. Porto Alegre, 1981.
48. BELLAMY, L.J. The infra-red spectra of complex molecules. New York, John Wiley, 1954.
49. COLTHUP, N.B. & LAWRENCE, H. Introduction to infra-red and Raman spectroscopy. New York, Academic Press, 1975.
50. JOHNSTON, D.J. & LEJA, J. Flotation behaviour of calcium phosphate and carbonates in orthophosphate solution. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Sect. C: Mineral Processing and Extractive Metallurgy, London, 87:237-42, Dec. 1978.
51. BADDIEL, C.B. & BERRY, E.E. Spectra structure correlations in hydroxy and fluorapatite. Spectrochimica Acta, London, 22:1407-10, 1966.
52. STUTMAN, J.M.; TERMINE, J.D.; POSNER, A.S. Vibrational spectra and structure of the phosphate ion in some calcium phosphates. Transactions of the New York Academy of Sciences, New York, 28:669-75, 1965.
53. BELL, L.C.; POSNER, A.M.; QUIRK, J.P. The point of zero charge of Hidroxiapatite and Fluorapatite in aqueous solutions. Journal of Colloid and Interface Science, New York, 42(2): 250-63, 1973.
54. SMANI, M.S.; BLAZY, P.; CASES, J.M. Beneficiation of sedimentary Moroccan phosphate ores. Parte 1: Electrochemical properties of some minerals of the apatite group. Transactions of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, AIME, New York, 258(2): 168-82, June 1975.
55. AMANKONAH, J.O. & SOMASUNDARAN, P. Effects of dissolved mineral species on the electrokinetic behavior of calcite and apatite. Colloids and Surfaces, Amsterdam, 15(3/4):335-53, Aug. 1985.

56. BELL, L.C. et alii. Surface charge characteristics of hydroxyapatite and fluorapatite. Nature, London, 239: 515-7, out. 1972.
57. MISHRA, S.K. The electrokinetics of apatite and calcite in inorganic electrolyte environment. International Journal of Mineral Processing, Amsterdam, 5:69-83, 1978.
58. SOMASUNDARAN, P. Zeta potential of apatite in aqueous solutions and its change during equilibration. Journal of Colloid and Interface Science, New York, 27(4):659-66, 1968.
59. SOLARI, J.A. Medição do ponto de carga zero da alumina. Por Alegre, 1982. 6p. Relatório.
60. CHANDER, S. & FUERSTENAU, D.W. Interfacial properties and equilibria in the apatite-aqueous solutions system. Journal of Colloid and Interface Science, New York, 70(3): 506-16, July 1979.
61. COSTA, T.M.H. Estudo de floculação seletiva em um sistema amilopectina hematita/quartzo. Porto Alegre, PPGCEMM/UFRGS, 1985. Diss. mest.
62. VAN LIERDE, A. Flocculation and dispersion of dolomite by acrylate polymers. International Journal of Mineral Processing, Amsterdam, 1(1): 81-100, Mar. 1974.
63. PRADIP; FUERSTENAU, D.W.; ATTIA, Y.A. The adsorption of polyacrylamide flocculants on apatites. Colloid and Polymer Science, Darmstadt, 258(12): 1343-53, Dec. 1980.
64. FRIEND, J.P. & KITCHENER, J.A. Some physicochemical aspects of the selective flocculation. Chem. Engng. Sc.: 28: 1071-80, 1973.
65. SILVERSTEIN, R.M.; BASSLER, G.C.; MORRIL, T.C. Identificação espectrométrica de compostos orgânicos. 3.ed. Rio de Janeiro, Guanabara Dois, 1979.
66. GIESEKKE, E.W. A review of spectroscopic techniques applied to the study of interactions between minerals and reagents in flotation systems. International Journal of Mineral Processing, Amsterdam, 11(1): 19-56, July 1983.
67. RUBIO, J. & KITCHENER, J.A. New basis for selective flocculation of mineral slimes. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section C: Mineral Processing and Extractive Metallurgy, London, 86: 97-100, Sept. 1977.
68. RUBIO, J. Separation of chrysocolla from quartz by selective flocculation with polyacrylate - type flocculants. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Sect. C: Mineral Processing and Extractive Metallurgy, London, 84: 123-7, 1977.
69. LIEN, H.O. & MORROW, J.G. Beneficiation of lean iron ores solely by selective flocculation and desliming. Vancouver, Canadian Institute of Mining, 1978.

70. READ, A.D. Selective flocculation separations involving hematite. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section C: Mineral Processing and Extractive Metallurgy, London, 80: 1-24, 1971.
71. KING, R.P. Principles of flotation. Johannesburg, South African Institute of Mining and Metallurgy, 1982.
72. USONI, L. et alii. Selective properties of flocculants and possibilities of their use in flotation of fine minerals. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 8., Leningrad, 1968, Paper D-13.
73. KHAVSKI, N.N. et alii. Clarification of water and aqueous solutions by the floco-flocculation method. In: INTERNACIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 11., Cagliari, 1975, p. 1345.

VII - APÉNDICE

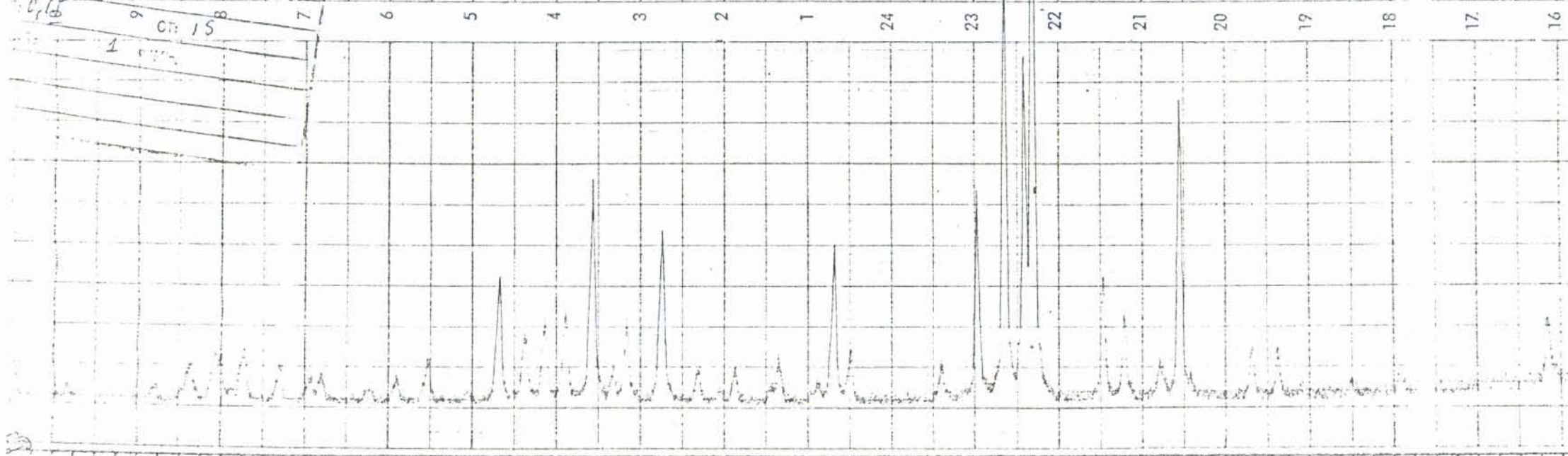
Figura 1 APATITA

(Radiação Co)

Instituto de Física

DIFRATOGRAFIA
Estrutura Cristalina

DATA:	
10,5	FILTRO: Fe
10 ³	
0,15	20 15
1	7



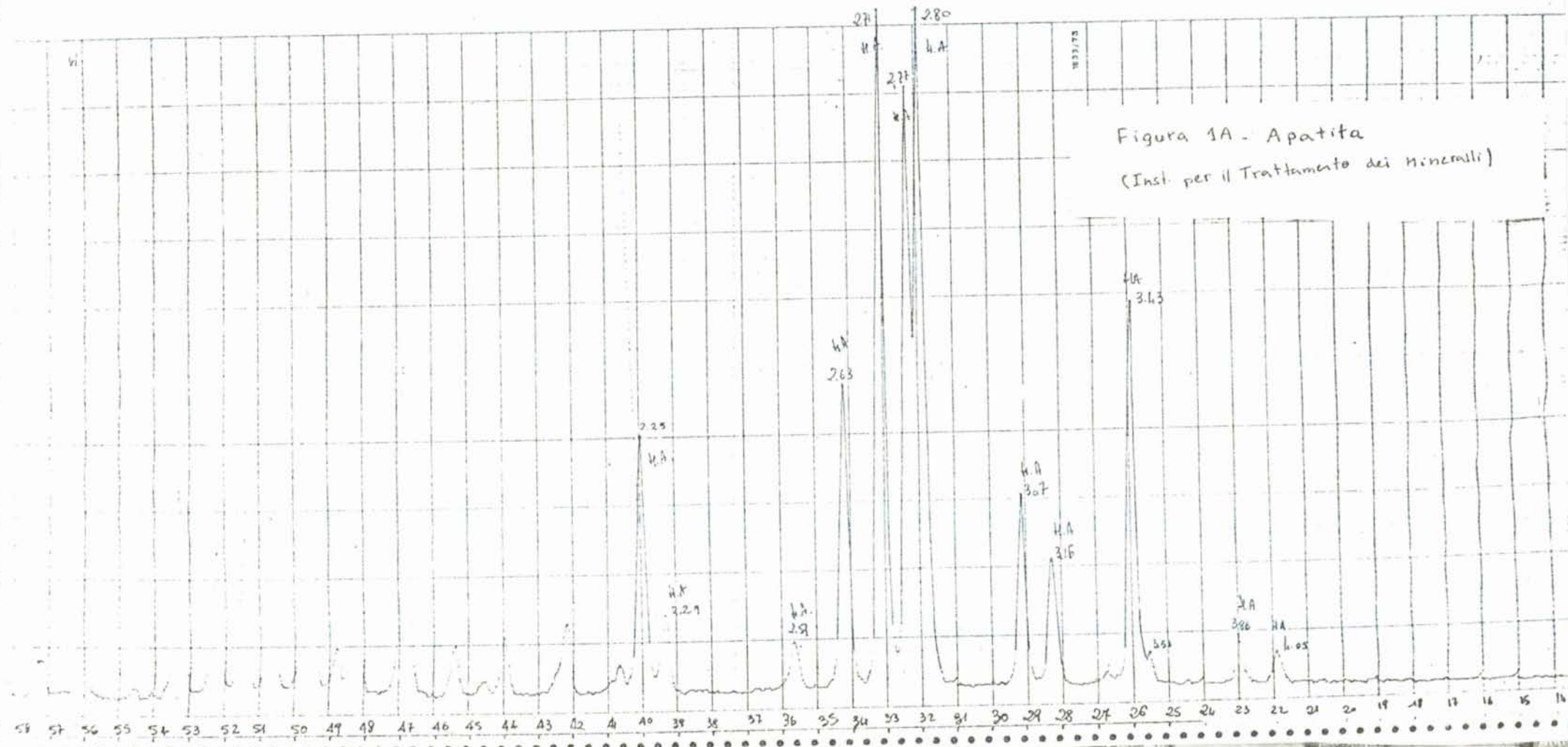


Figura 2. TAPIRA 4^oD

(Radiação Cobalto)

Instituto de Física

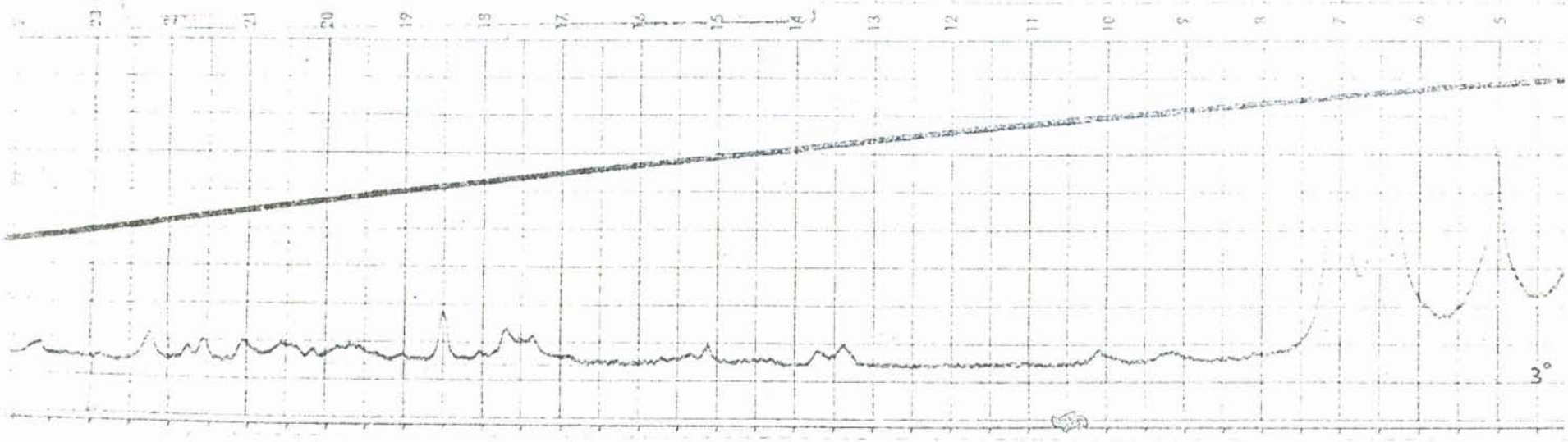


Figura 3 - ARAXÁ (U.F.)

(Cobalto: Radiação)

Instituto de Física -



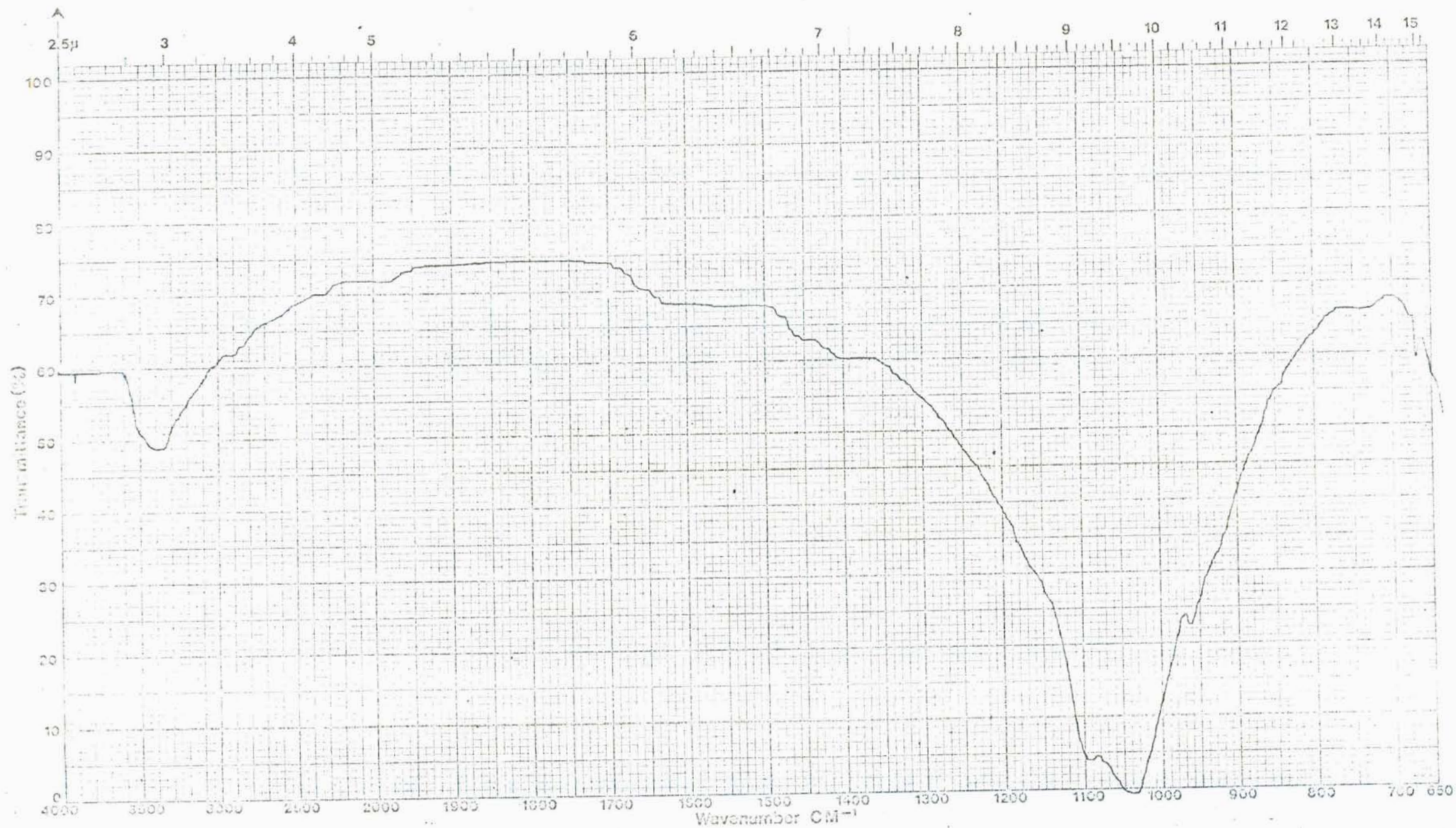


Figura 4 - Espectro da apatita/poliacrilato. Pastilha KBr, a 1%.

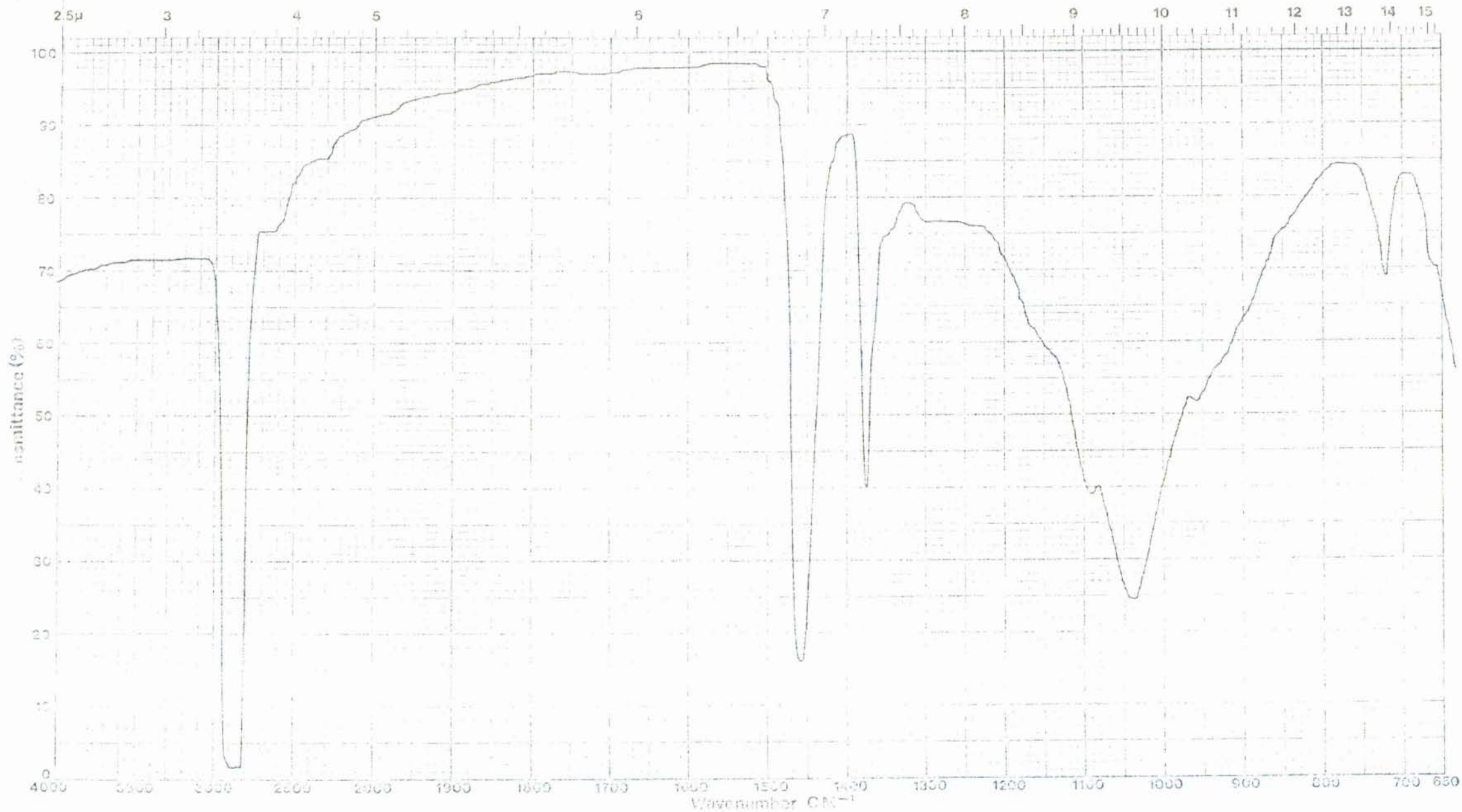


Figura 5 - Espectro da apatita/poliacrilato. Solvente Nujol; filme sem NaCl.

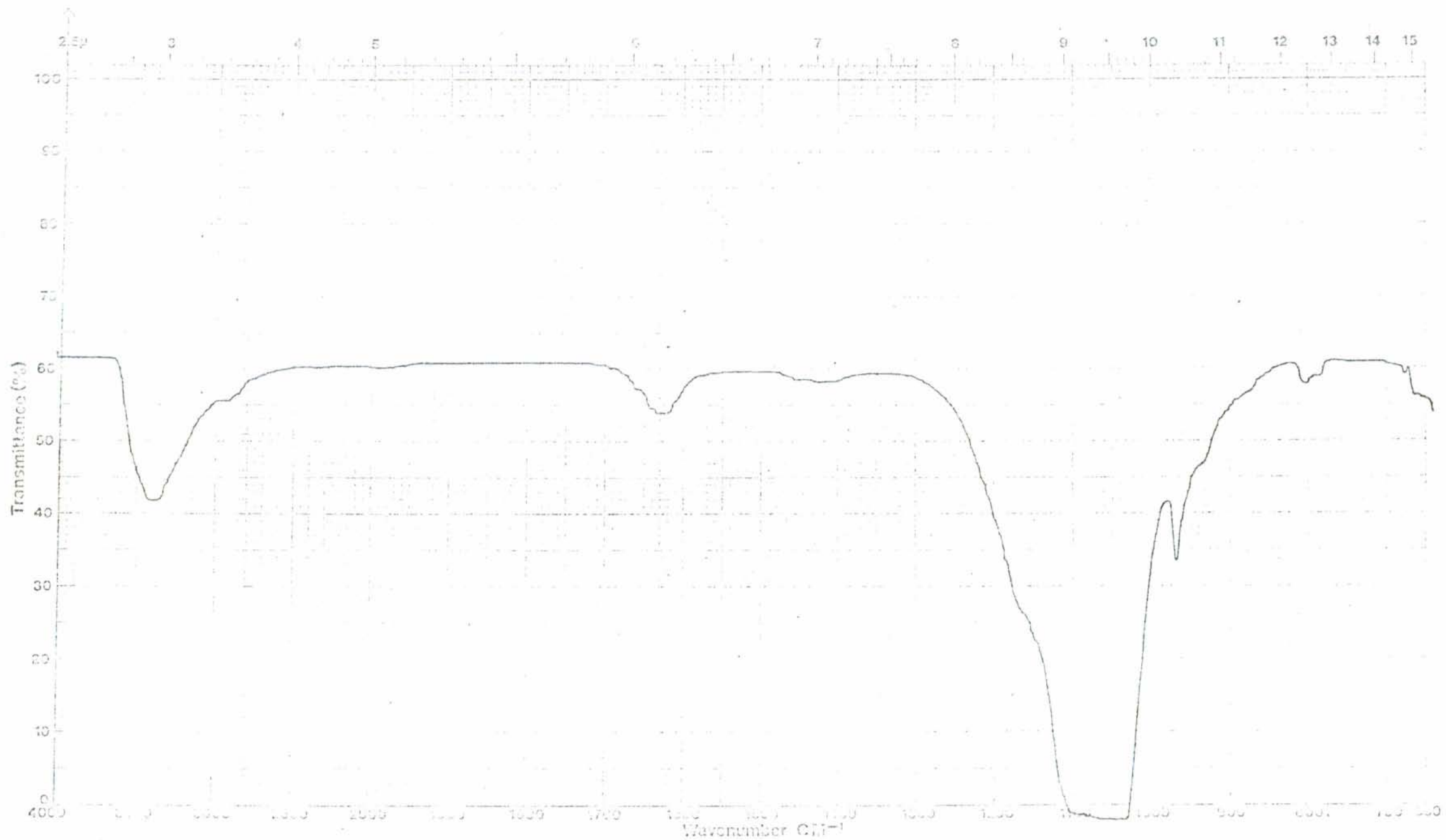


Figura 6 - Espectro da apatita/Superfloc 16. Pastilha KBr, a 1%.



Figura 7 - Espectro da apatita/Superfloc 16. Solvente Nujol; filme sem NaCl.

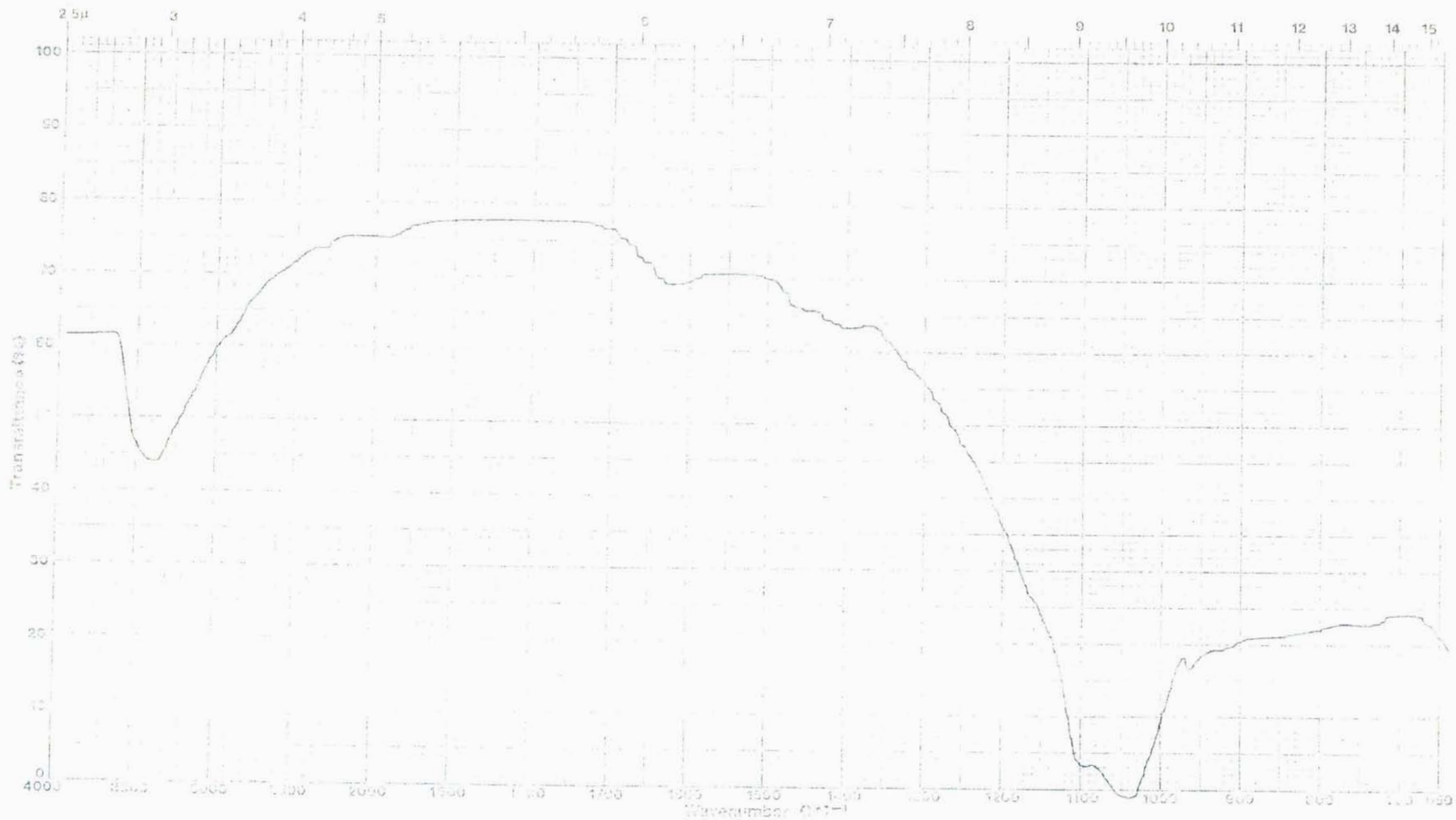


Figura 8 - Espectro da apatita/Cyquest/Superfloc 16. Pastilha KBr, a 1%.



Figura 9 - Espectro da apatita/Cyquest/Superfloc 16. Solvente Nujol, filme sem NaCl.



Figura 10 - Espectro da Calcita/Cyquest. Pastilha KBr, a 1%.

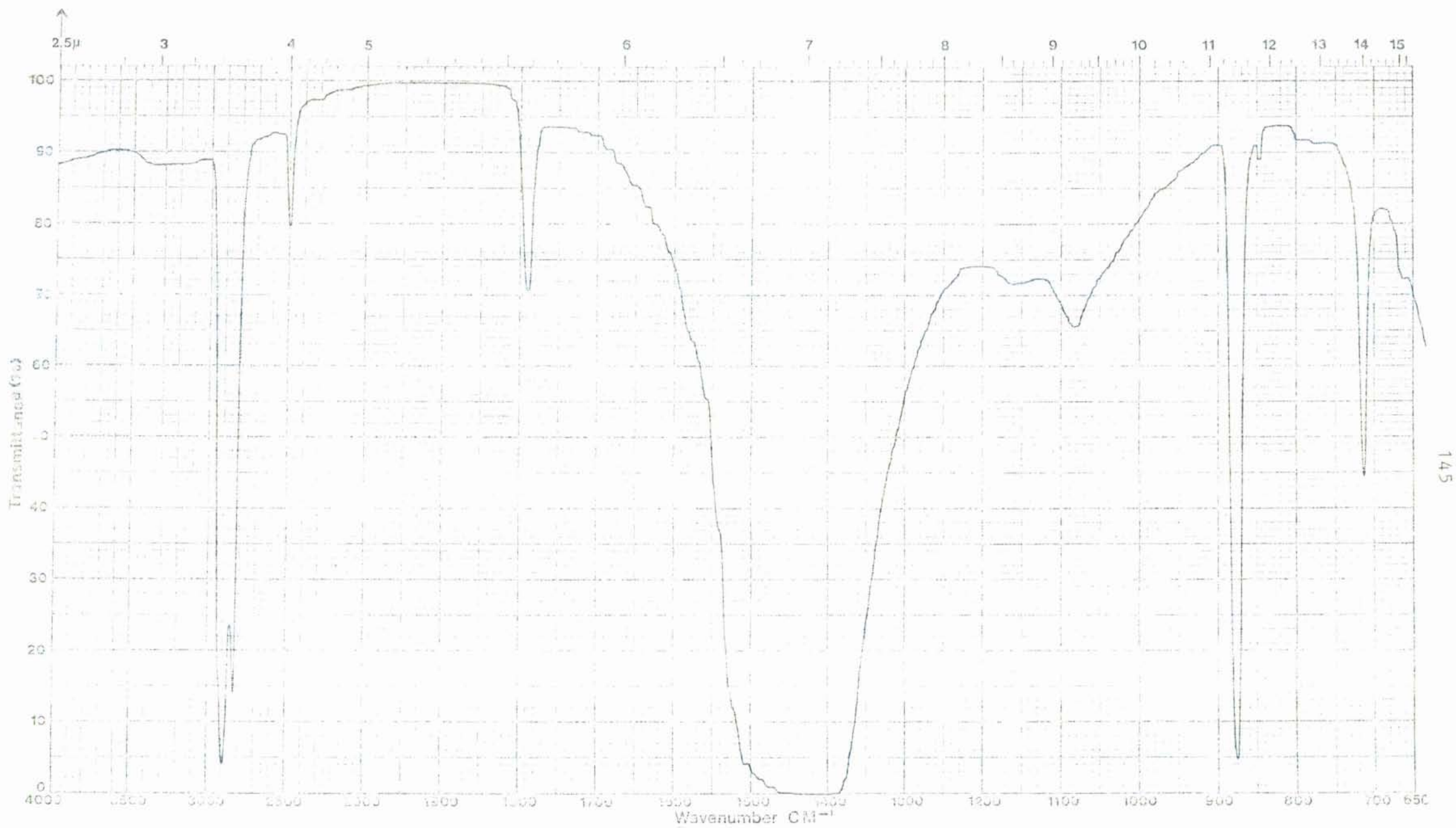


Figura 11 - Espectro da Calcita/Cyquest. Solvente Nujol, filme sem NaCl.



Figura 12 - Espectro da Calcita/Superfloc - Pastilha KBr, a 1%.

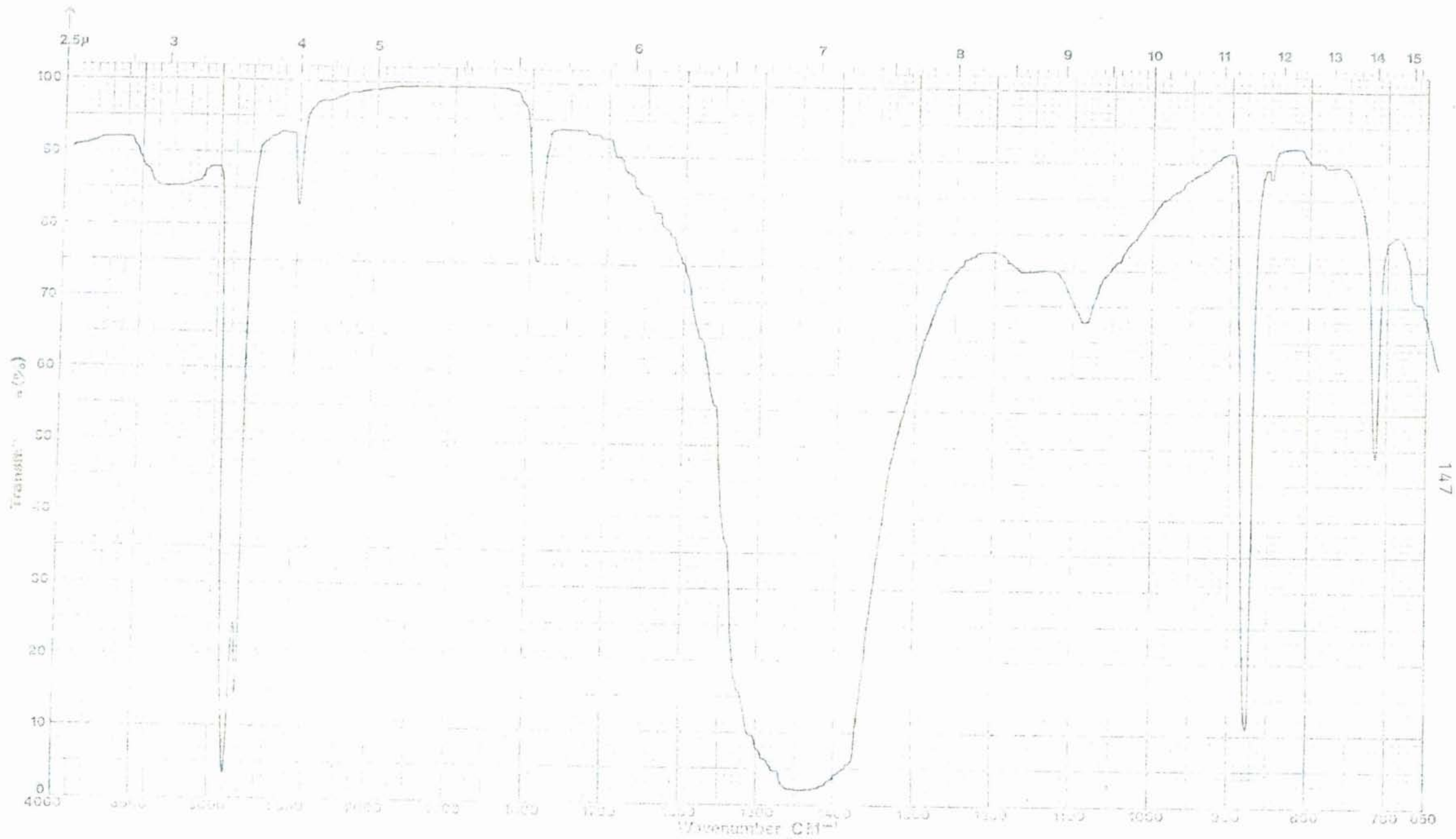


Figura 13 - Espectro da Calcita/Superfloc. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

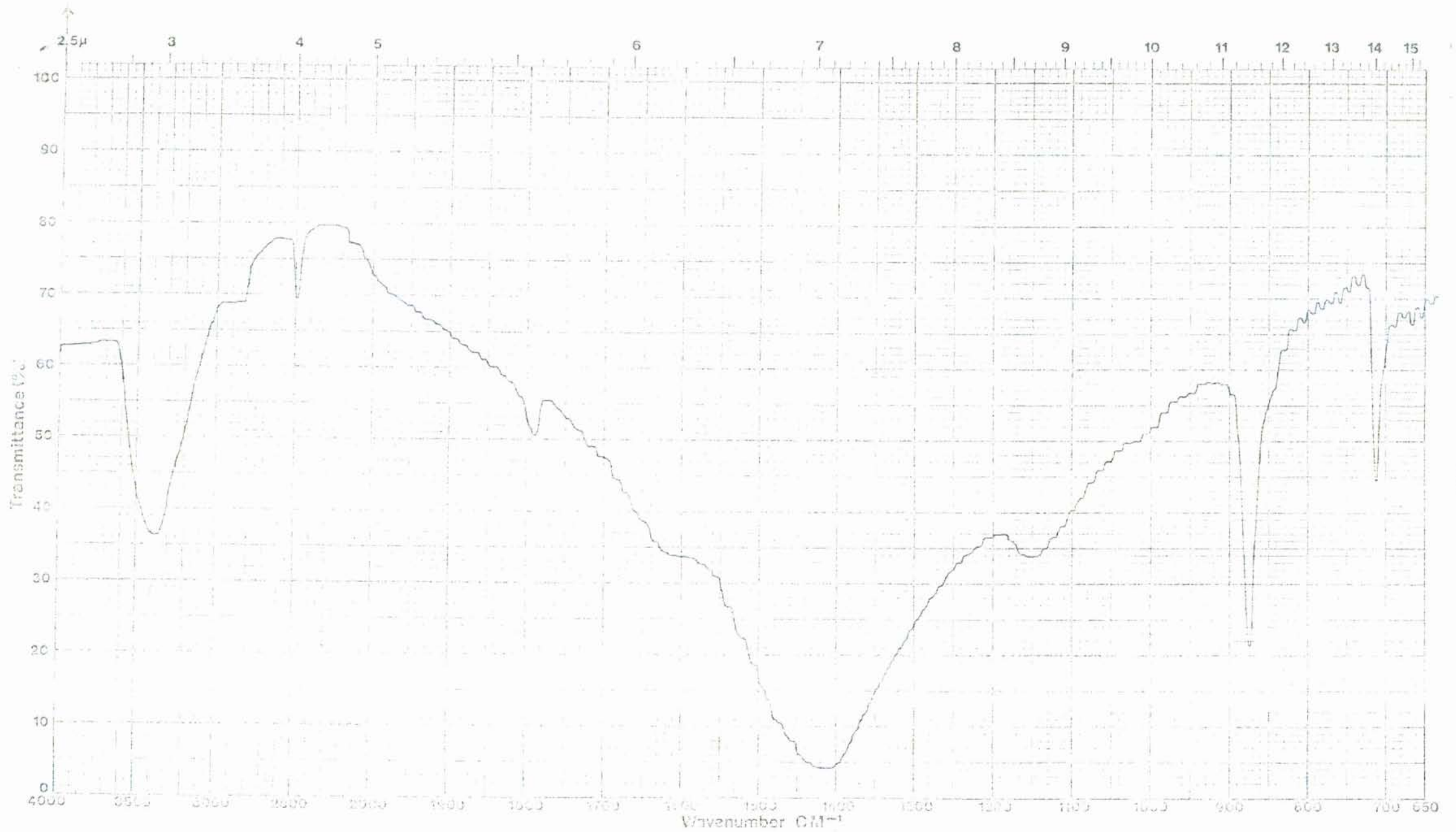


Figura 14 - Espectro Calcita/Cyquest/Superfloc 16. Pastilha KBr, a 1%.

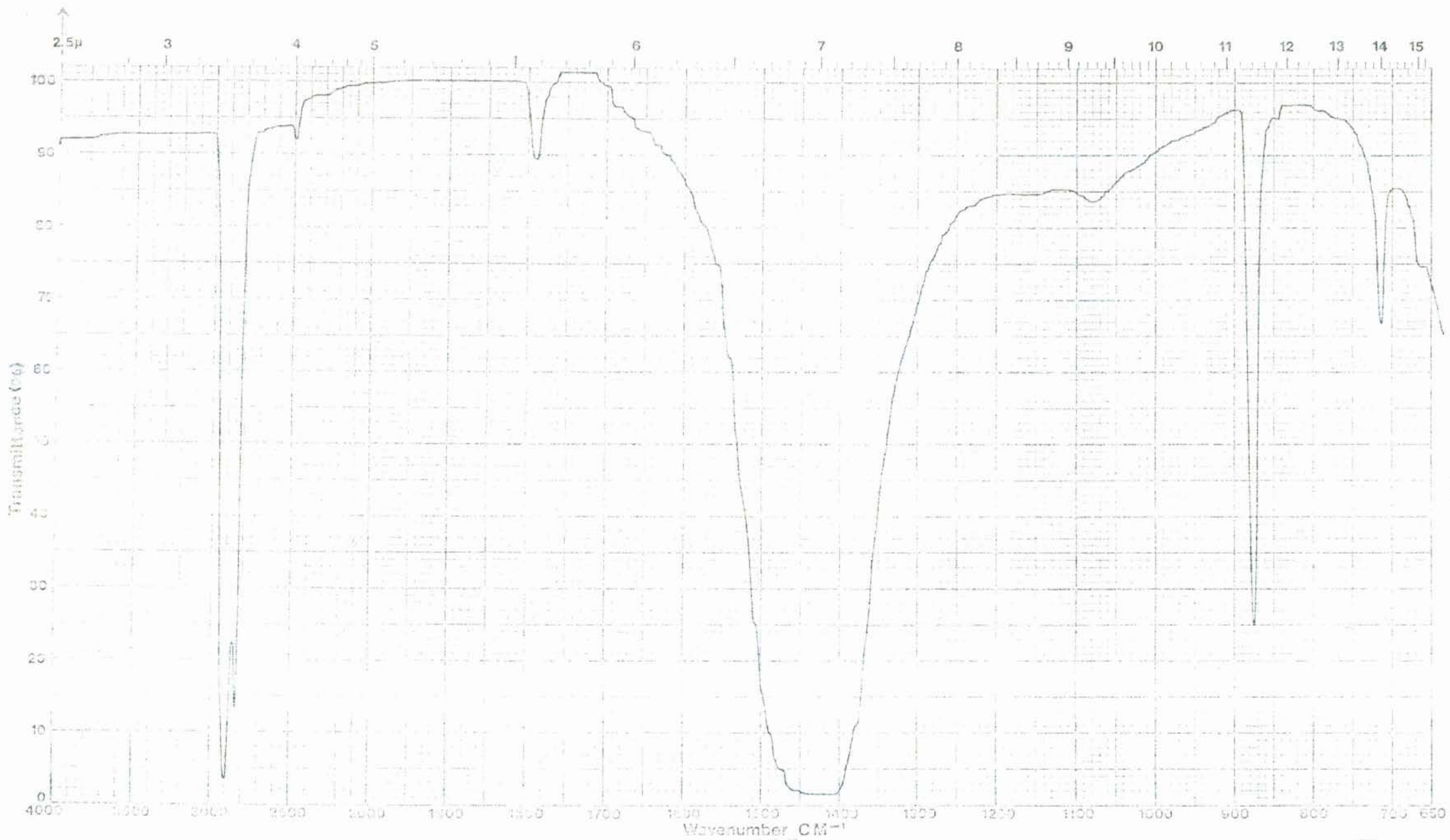
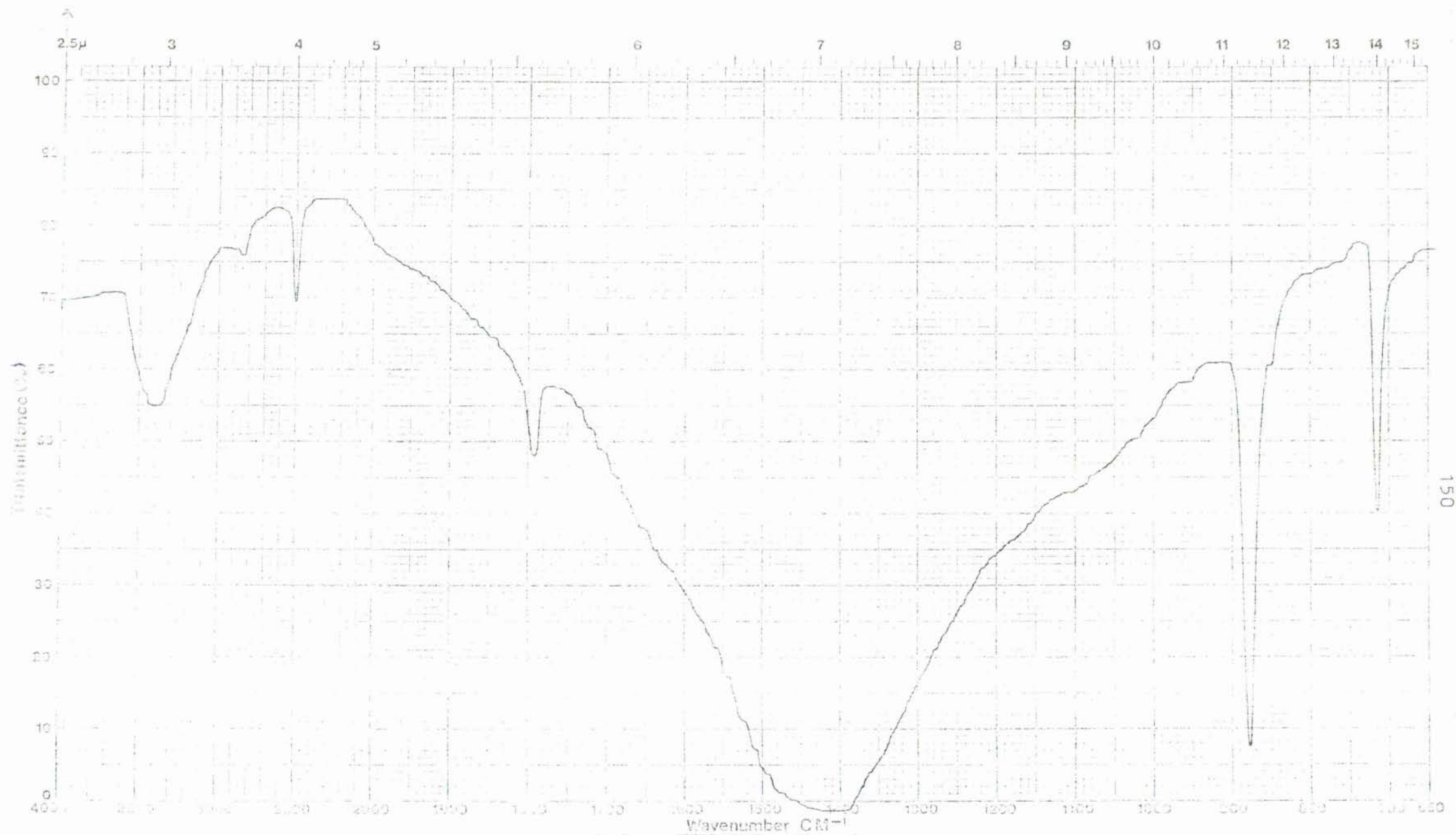


Figura 15 - Espectro da Calcita/Cyquest/Suplerfloc 16. Solvente Nujol, filme sem NaCl.



150

Figura 16 - Espectro da Calcita. Pastilha KBr, a 1%.



Figura 17 - Espectro da Calcita. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

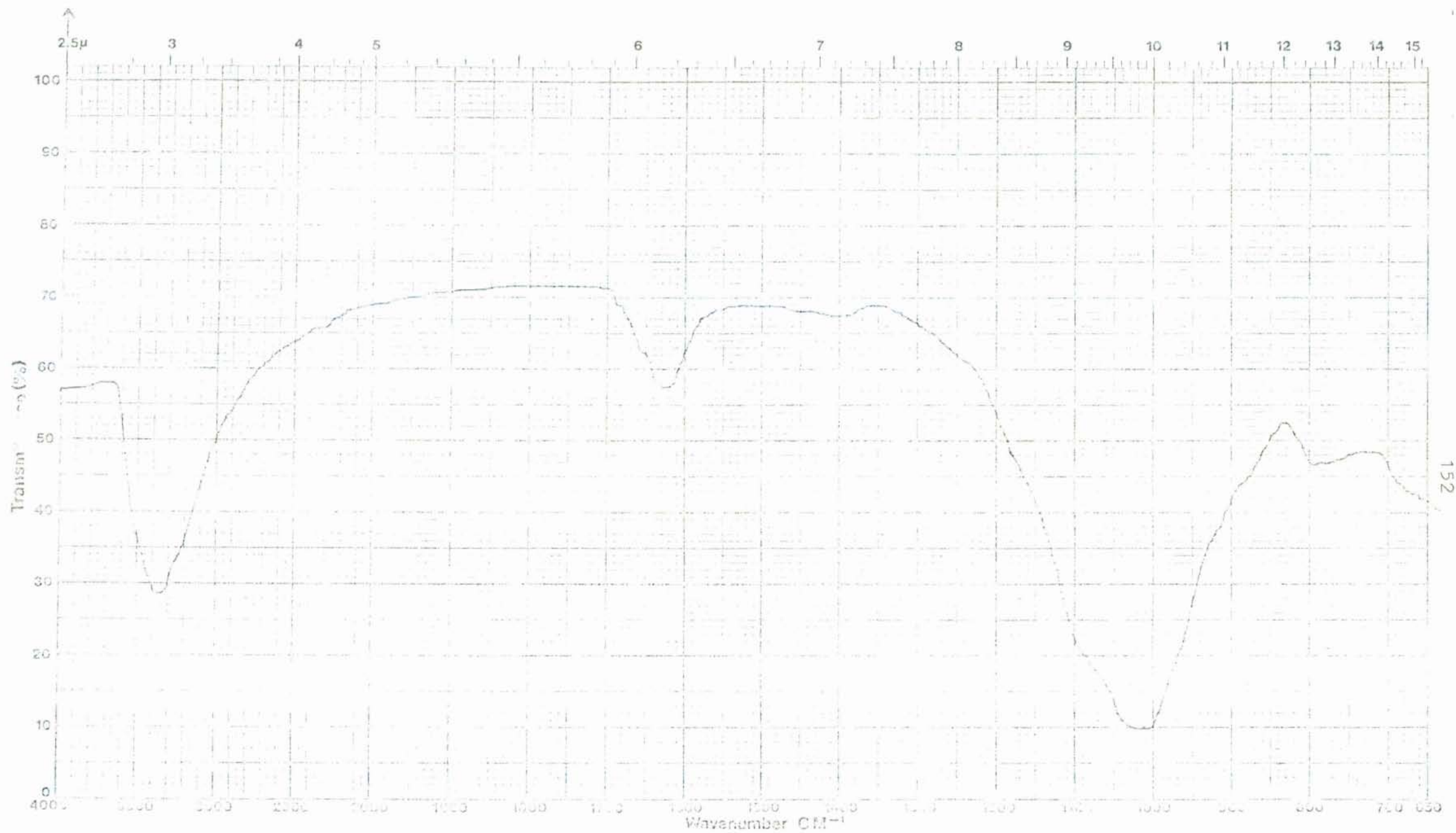


Figura 18 - Espectro do minério de Tapira. Pastilha KBr, a 1%.

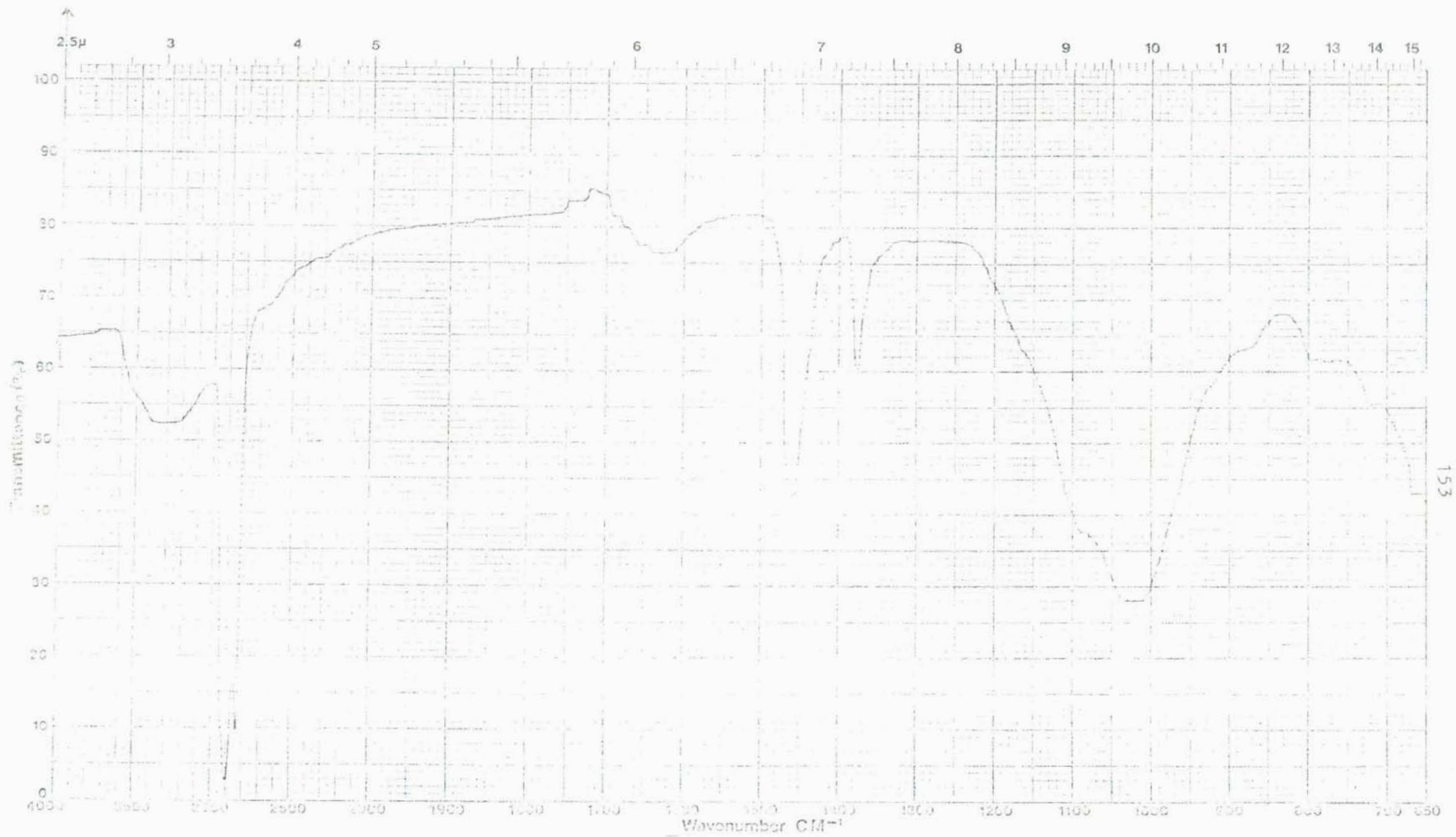


Figura 19 - Espectro do minério de Tapira. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

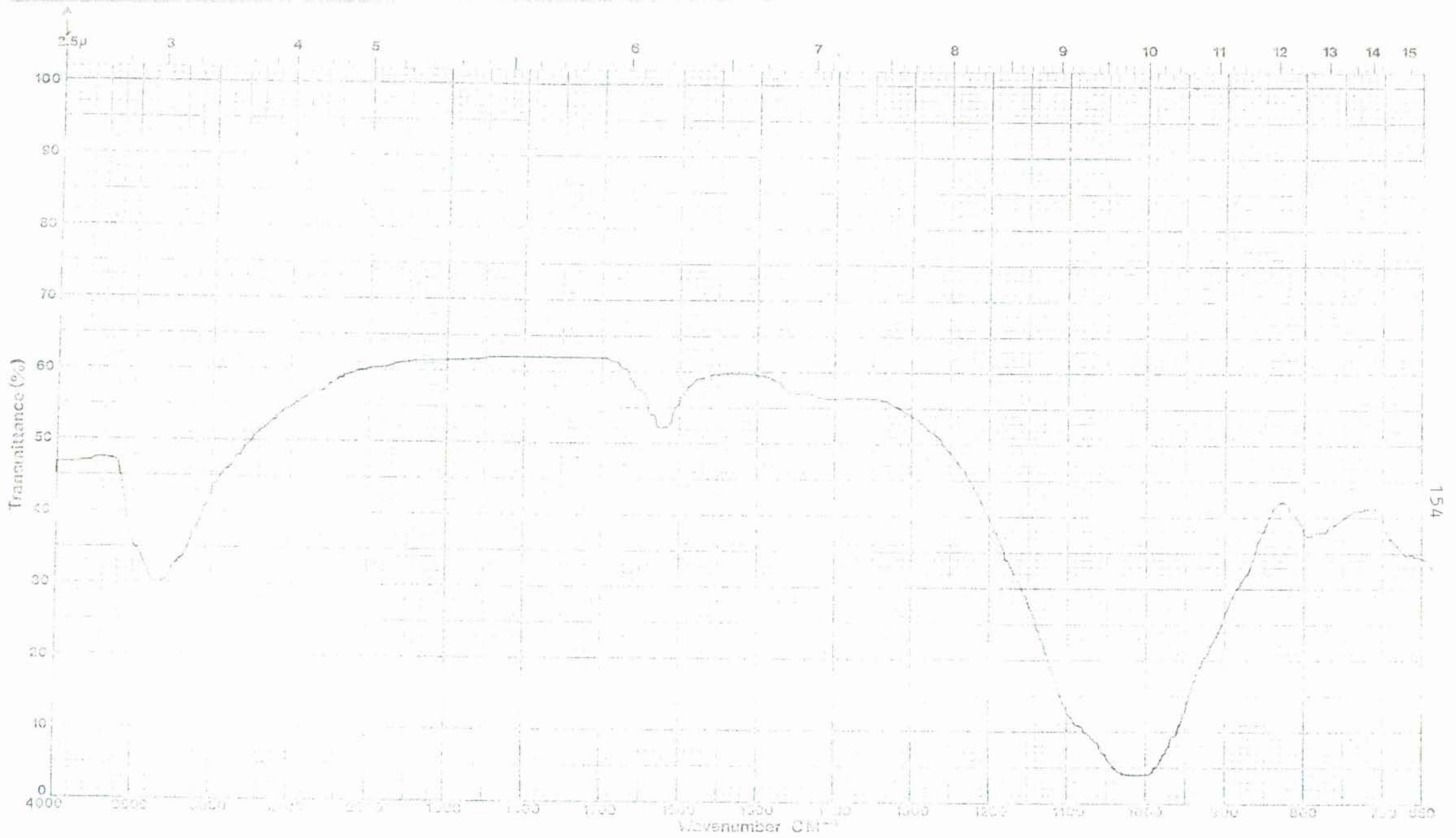


Figura 20 - Espectro do minério de Tapira/Cyquest. Pastilha KBr, a 1%.

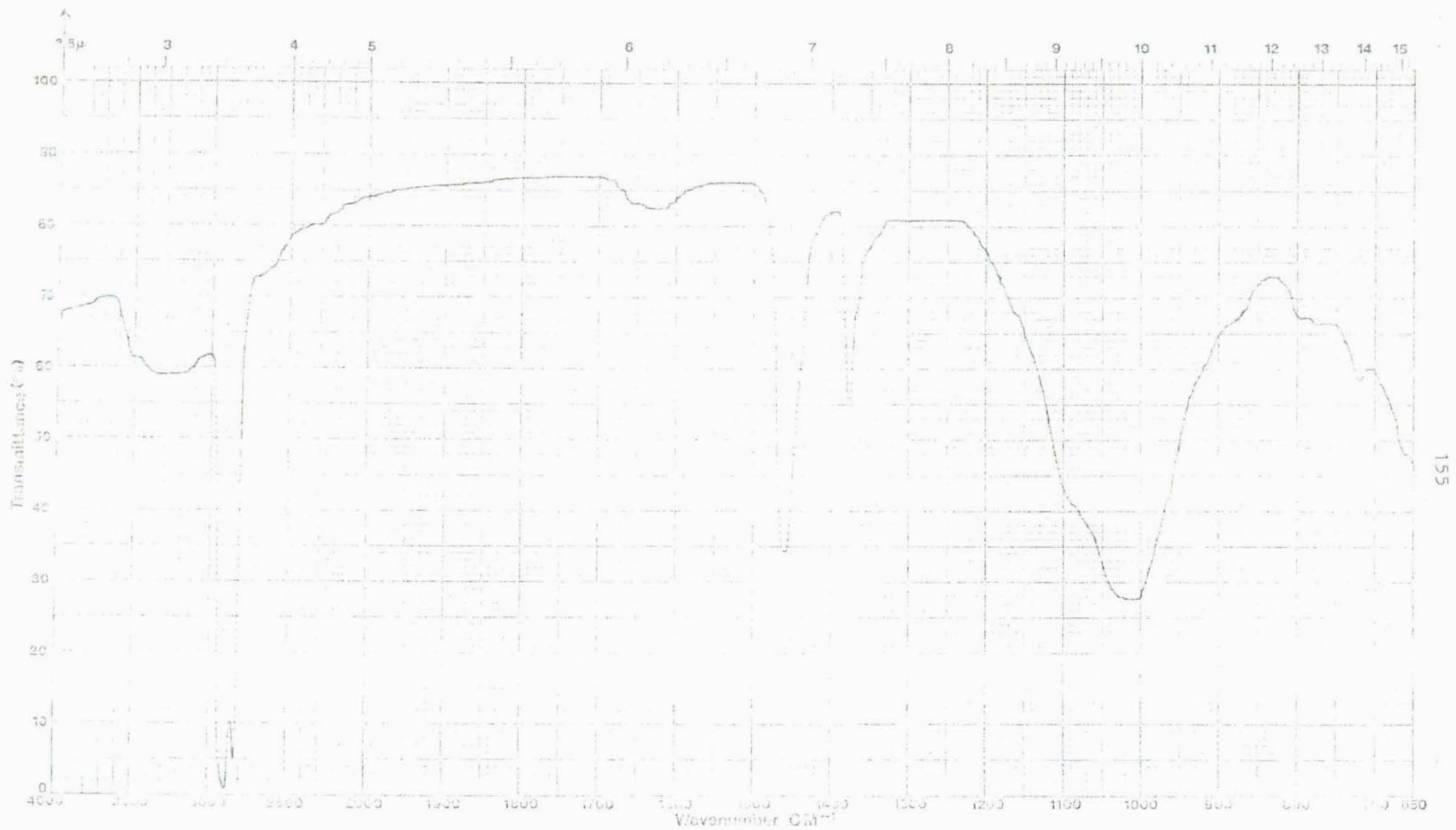


Figura 21 - Espectro do minério de Tapira/Cyquest. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

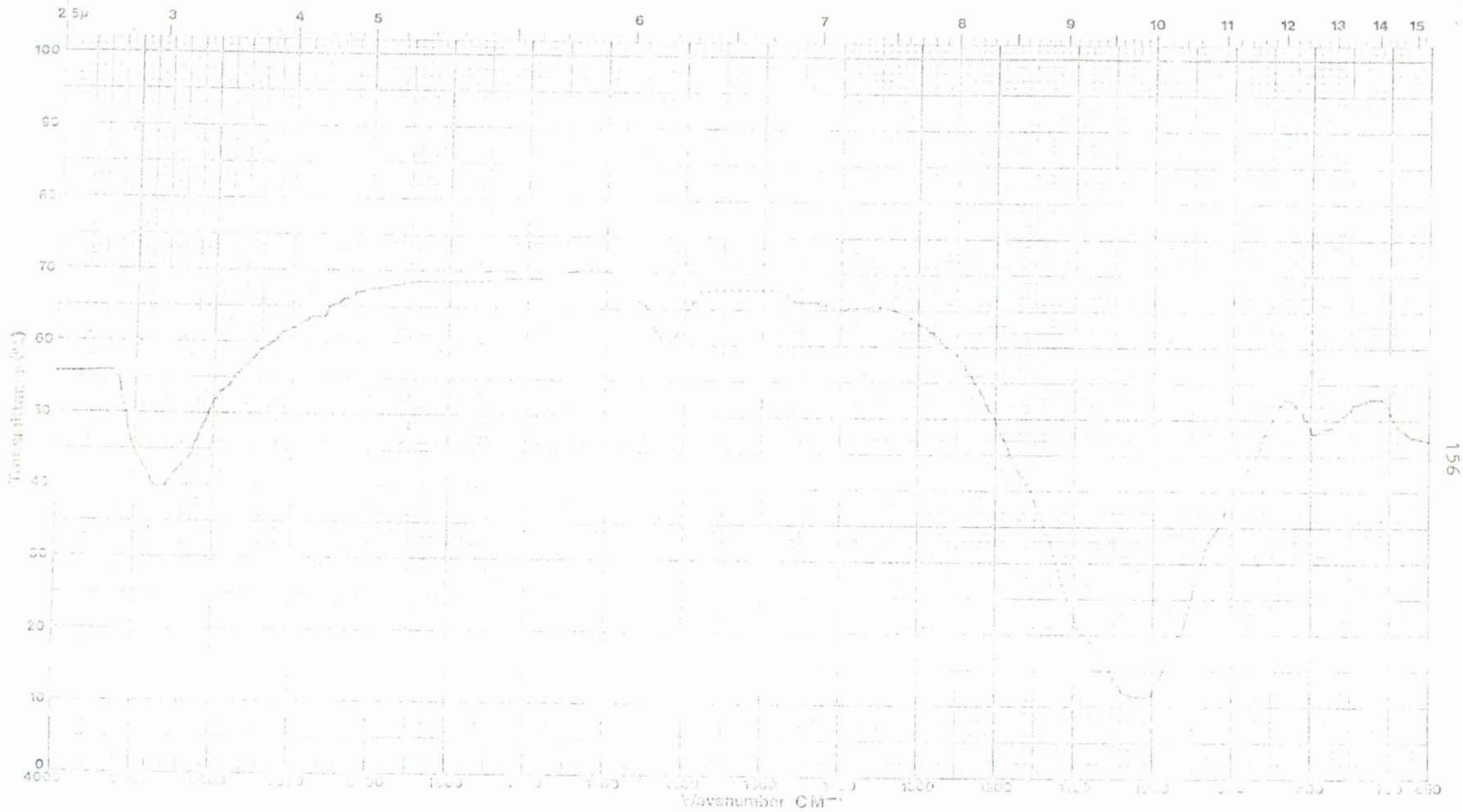


Figura 22 - Espectro do minério de Tapira/Superfloc 16. Pastilha KBr, a 1%.

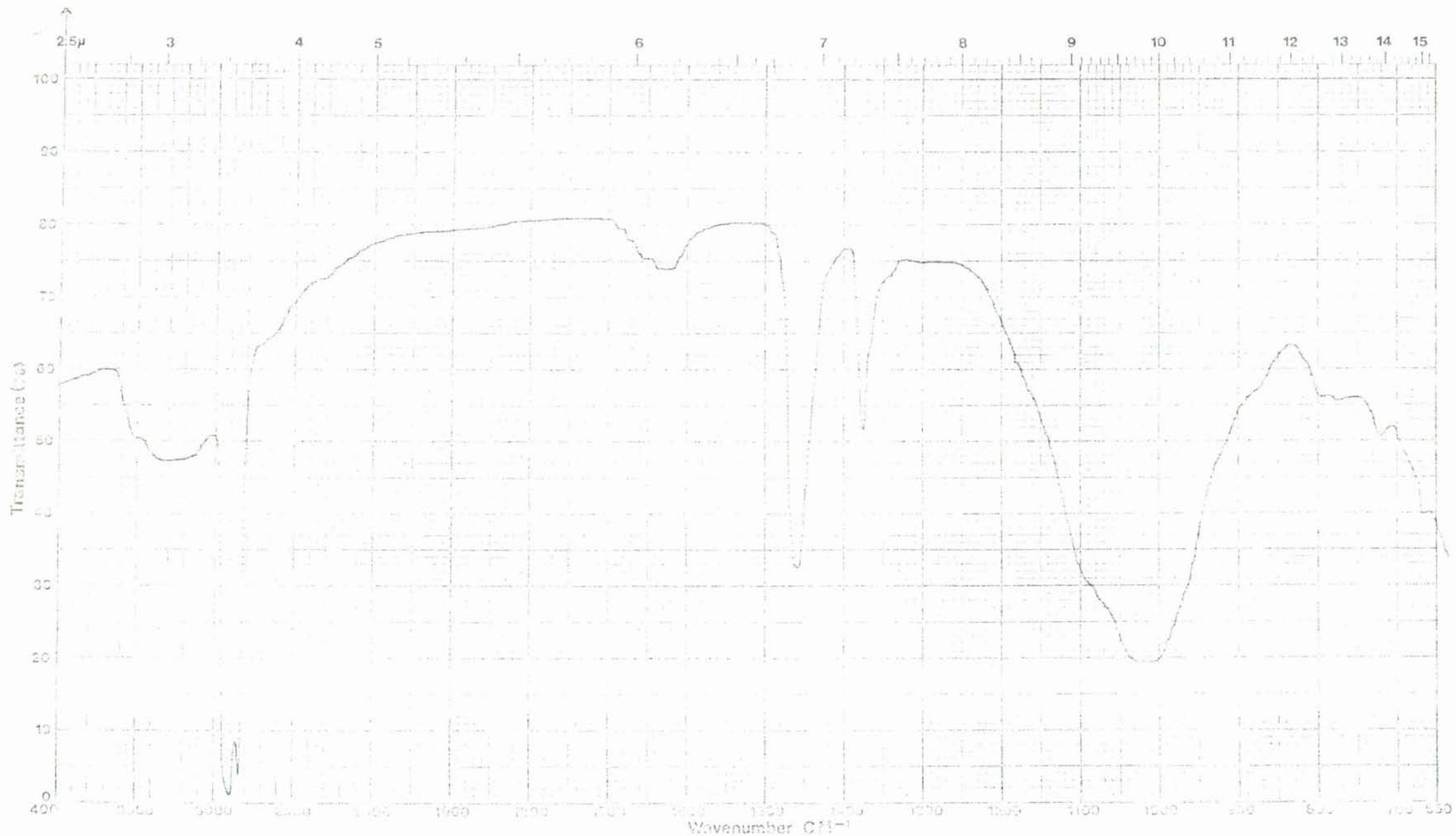


Figura 23 - Espectro do minério de Tapira/Superfloc 16. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

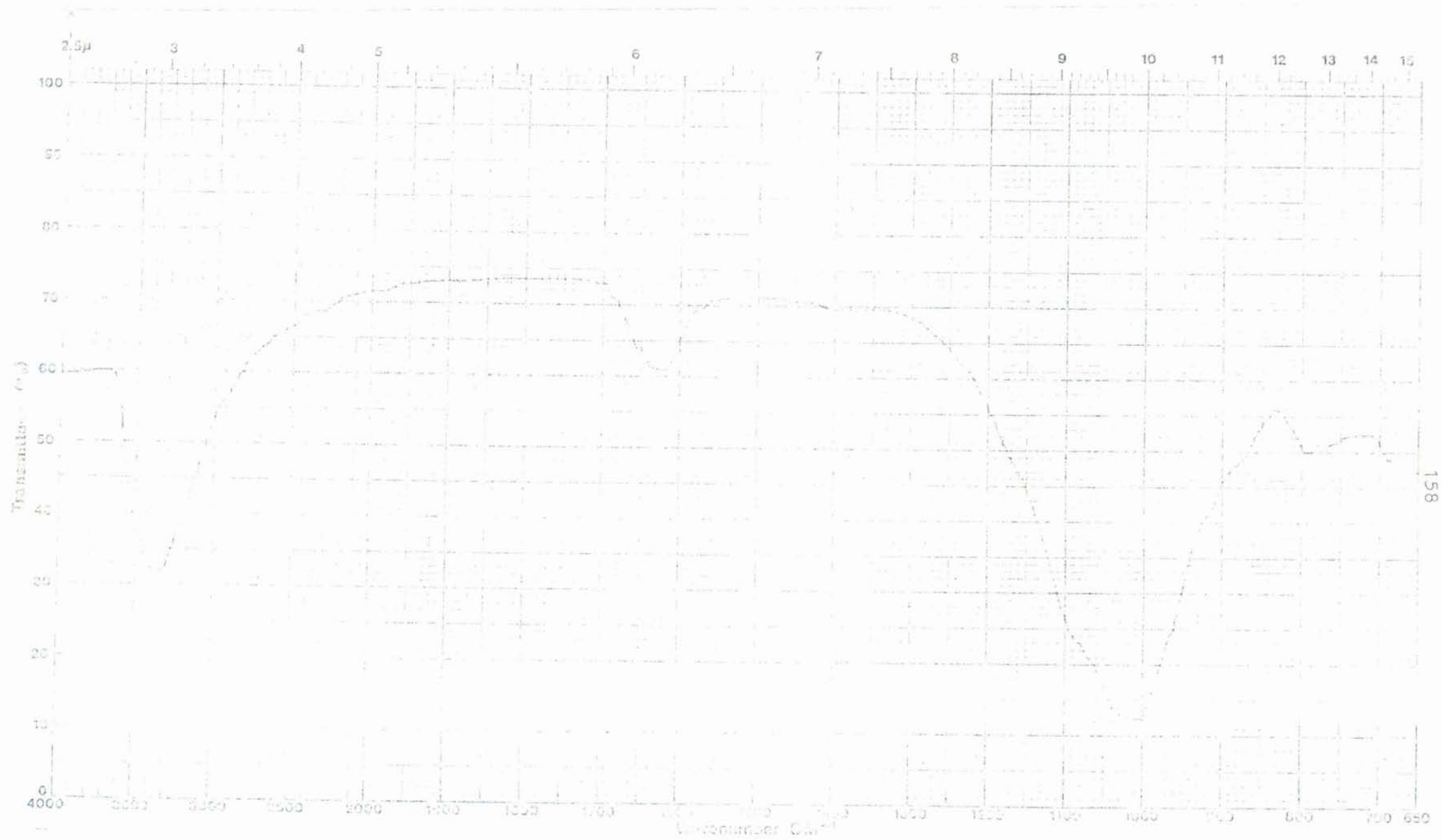


Figura 24 - Espectro do minério de Tapira/Cyquest/Superfloc 16. Pastilha KBr, a 1%.

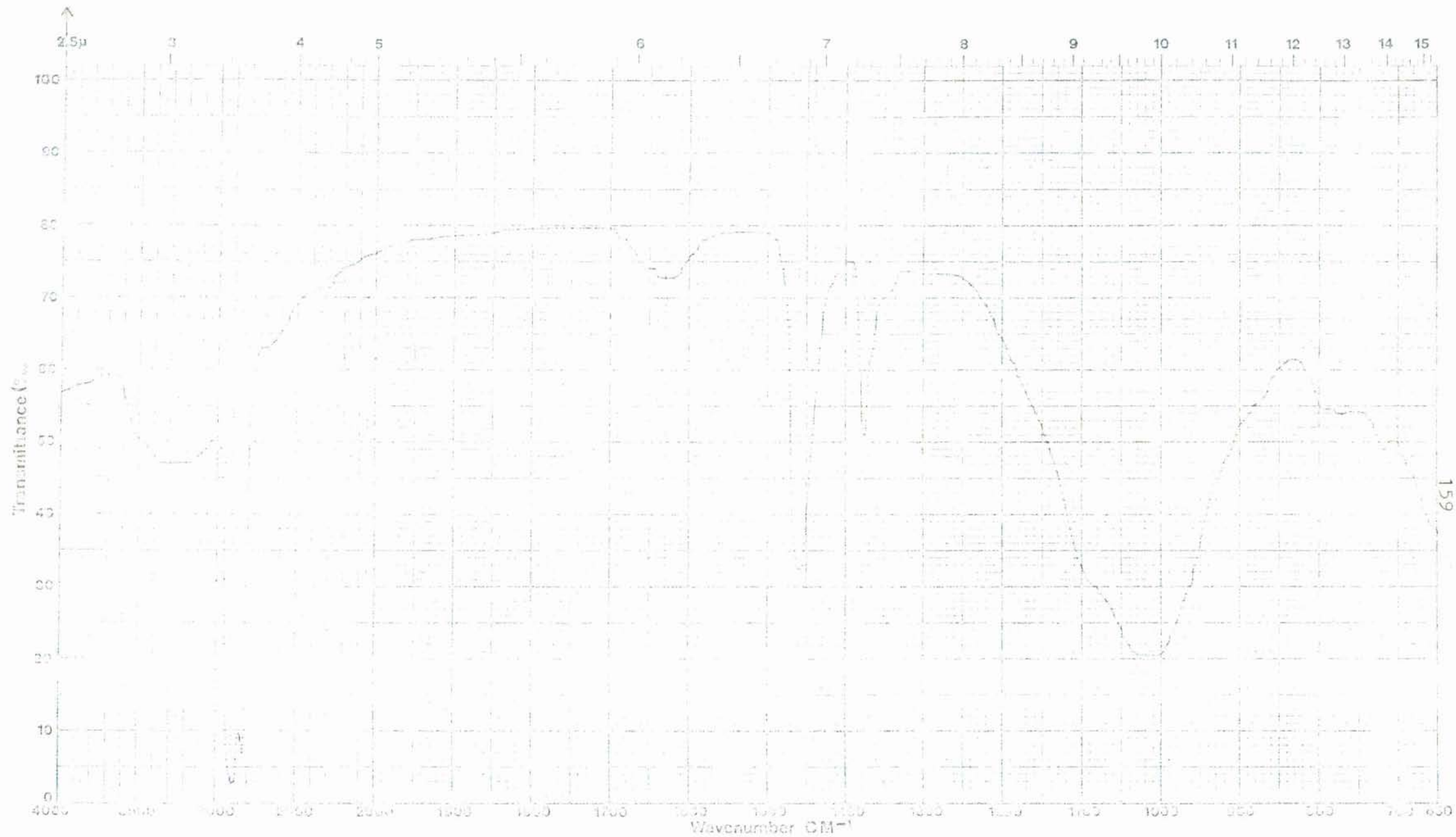


Figura 25 - Espectro do minério de Tapira/Cyquest/Superfloc 16. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

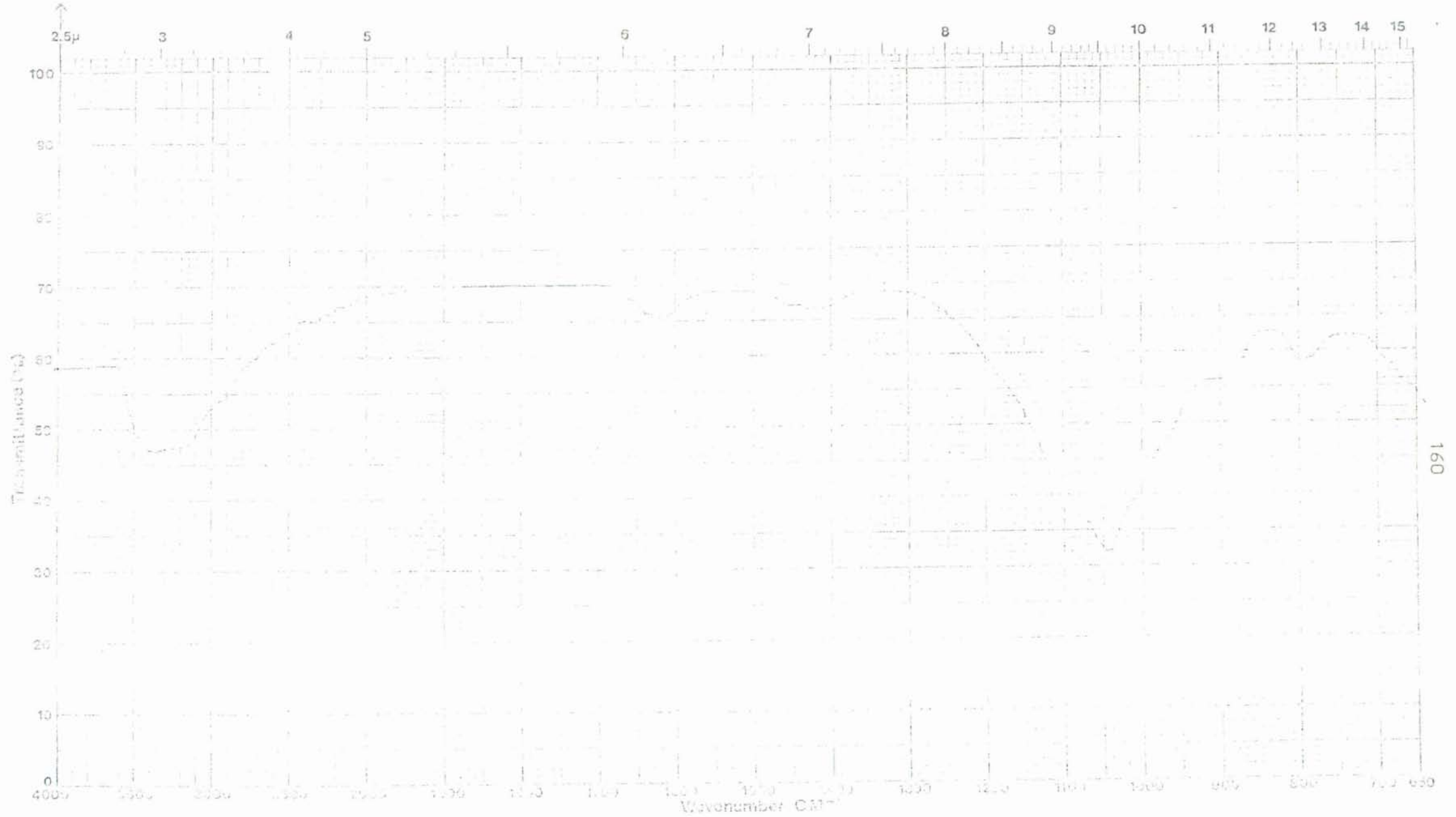


Figura 26 - Espectro do minério Araxá/Cyquest. Pastilha KBr, a 7%.

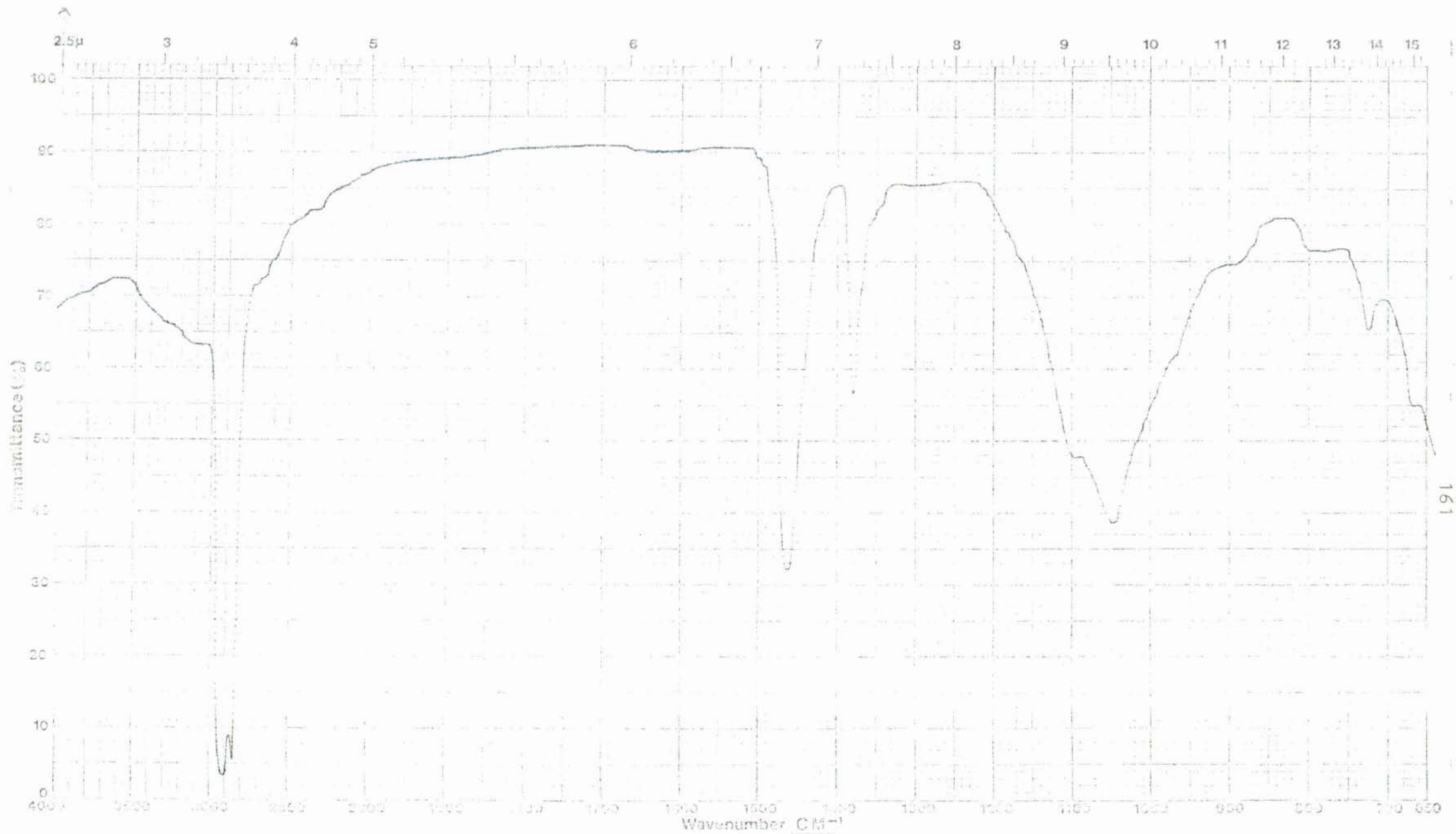


Figura 27 - Espectro do minério Araxá/Cyquest. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

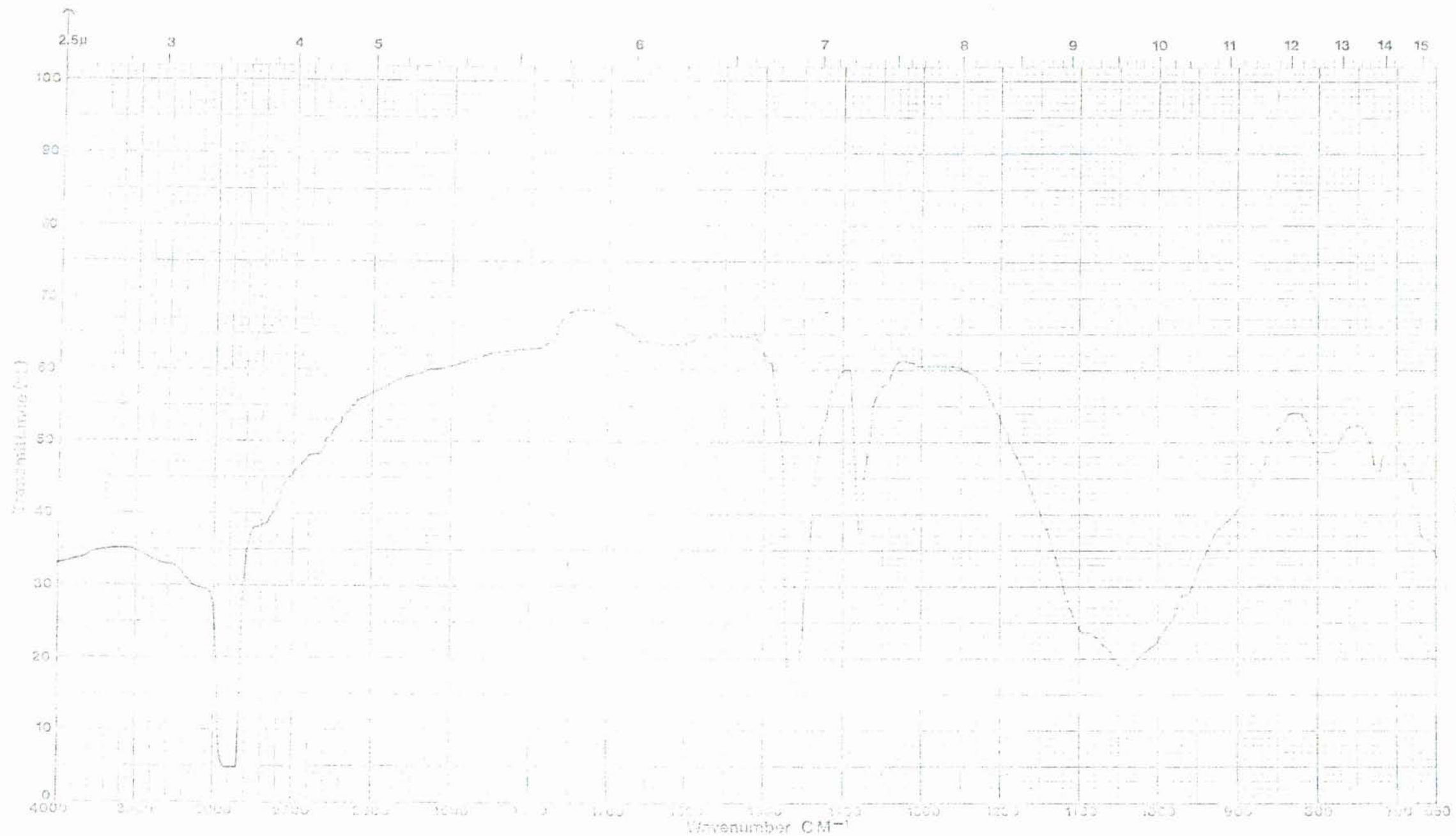


Figura 28 - Espectro do minério Araxá/Superfloc 16. Pastilha KBr, a 1%.

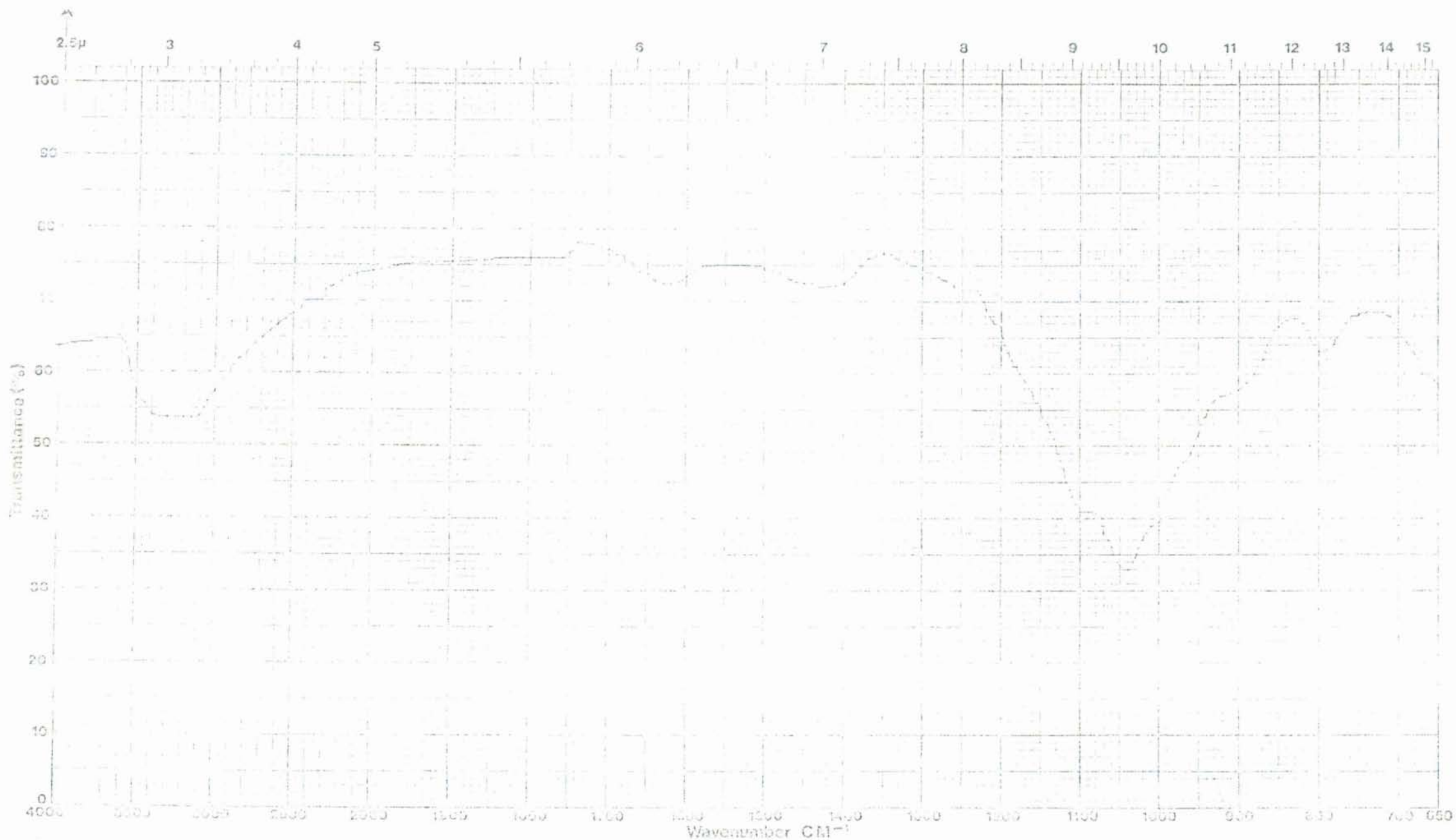


Figura 29 - Espectro do minério Araxá/Superfloc 16. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

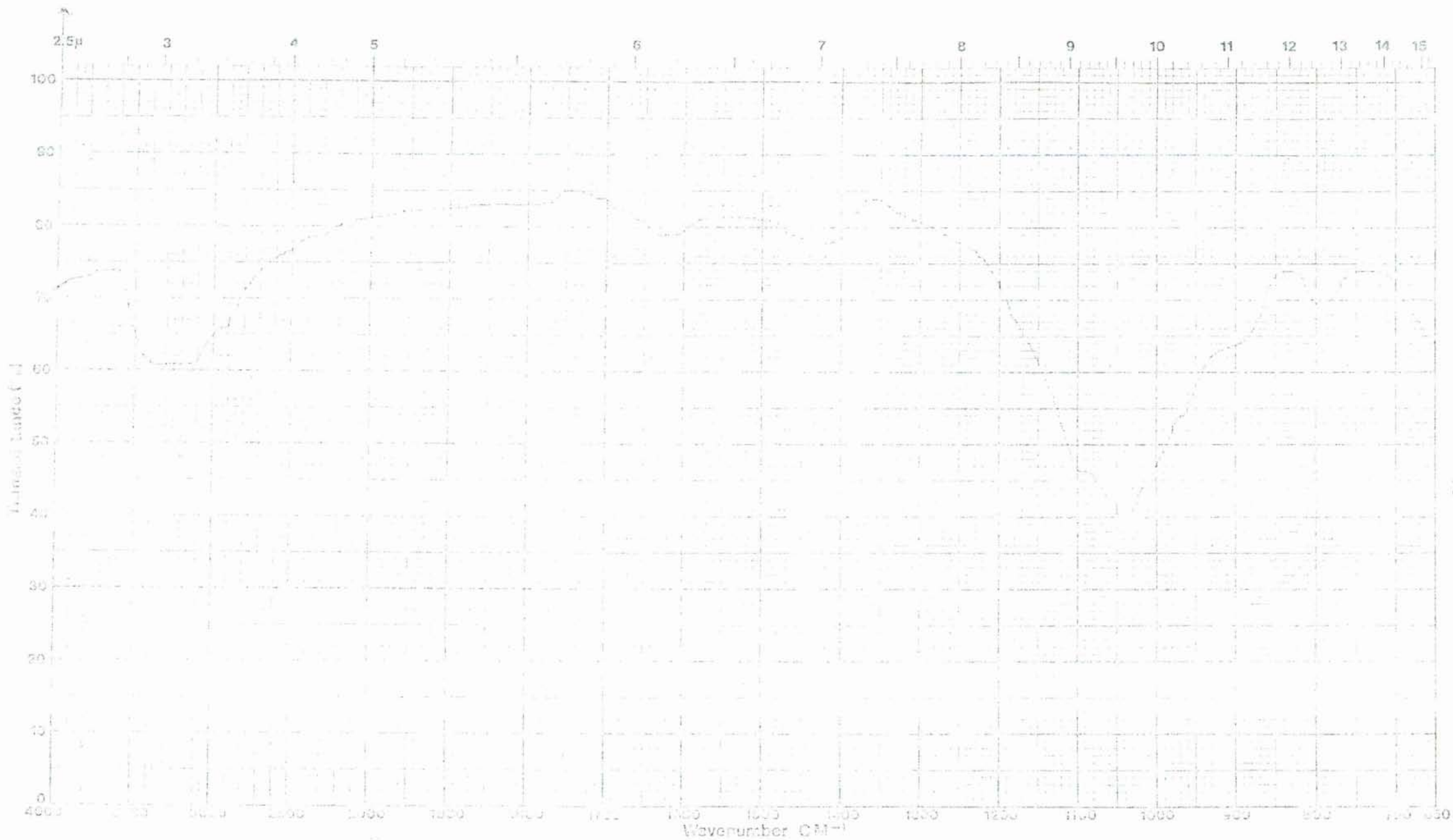


Figura 30 - Espectro do minério Araxá/Cyquest/Superfloc 16. Pastilha KBr, a 1%.

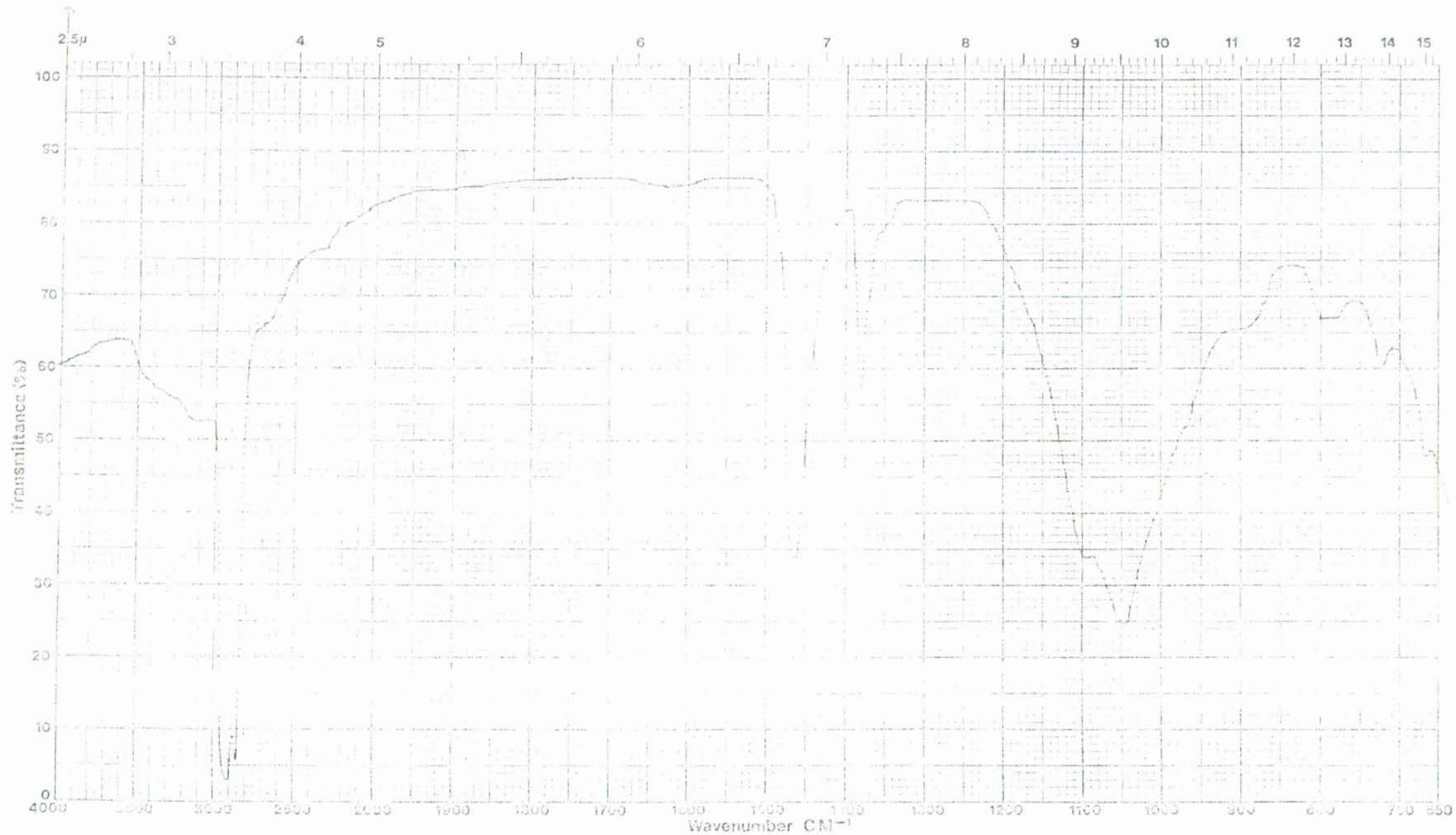


Figura 31 - Espectro do minério Araxá/Cyquest/Superfloc 16. Solvente Nujol, filme sem NaCl.

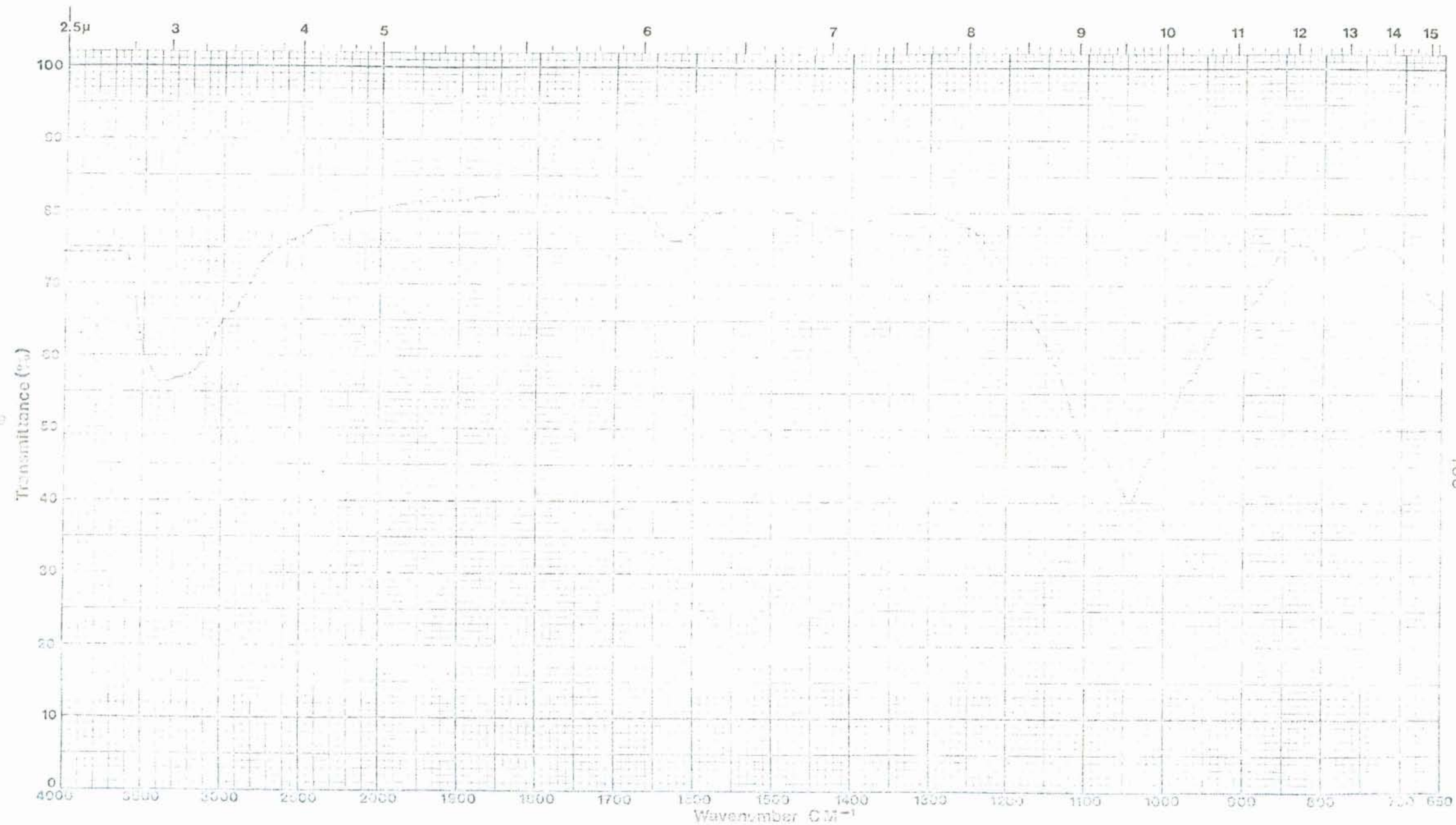


Figura 32 - Espectro do minério de Araxá. Pastilha KBr, a 7%.

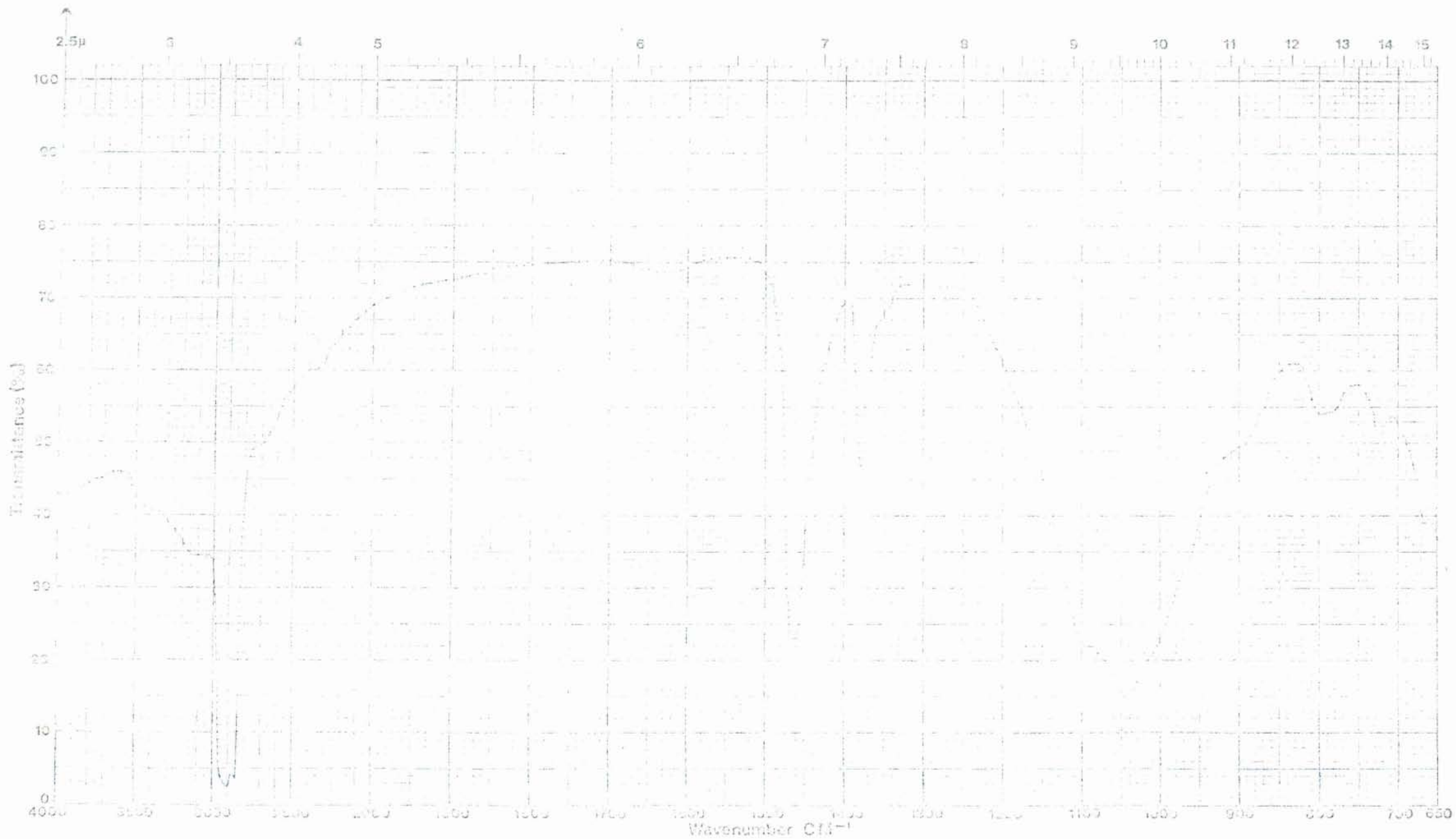
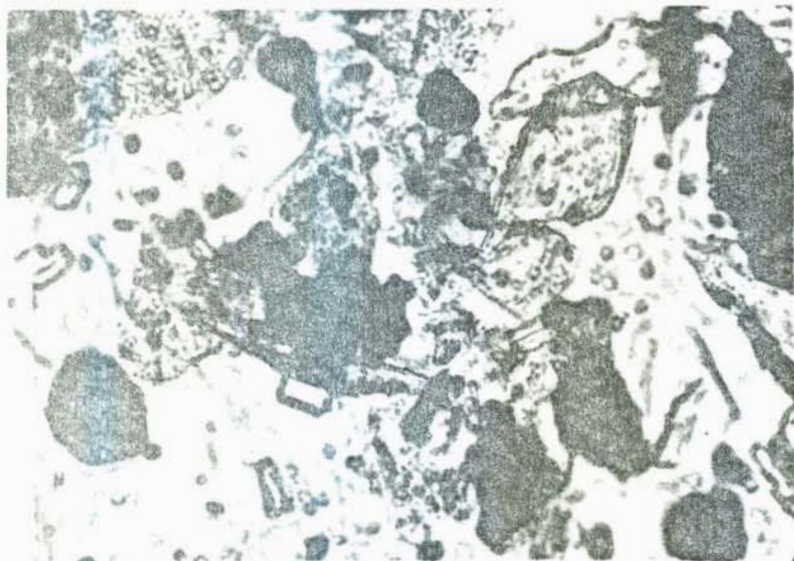


Figura 33 - Espectro do minério de Araxá. Solvente Nujol, filme sem NaCl.



Apatita associada

Magnetita alterada
nas bordas

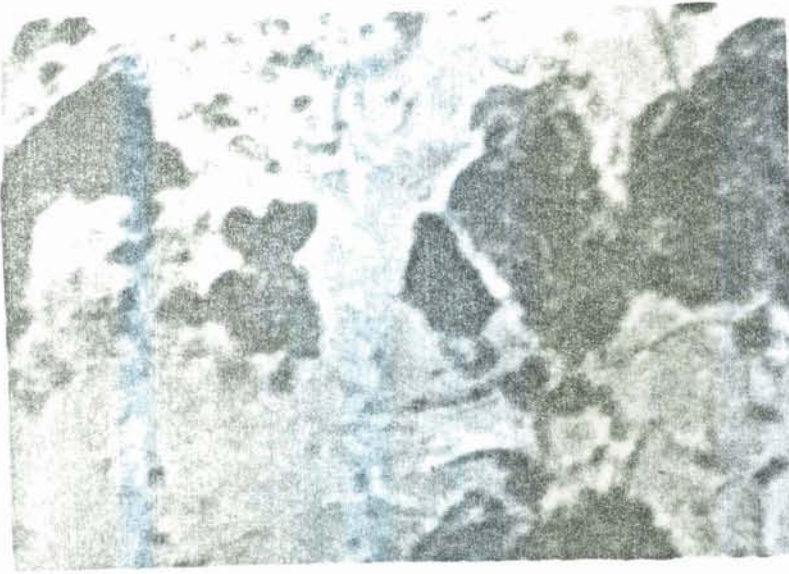
Figura 34 - Tapira (840 X) - Amostra: 62-44 μm



Apatita associada a
magnetita alterada
nas bordas

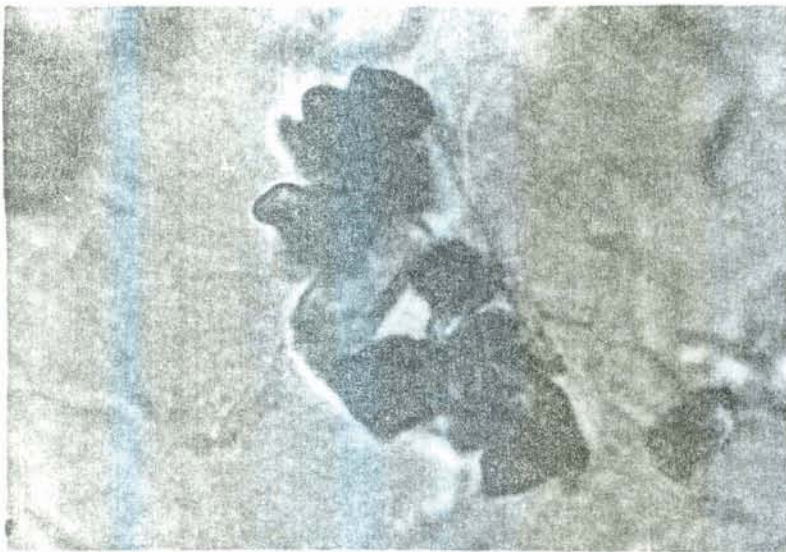
Apatita livre Argilas com impregnações de óxido de ferro

Figura 35 - Tapira (840 X) - Amostra: < 44 μm



Apatita associada
a magnetita

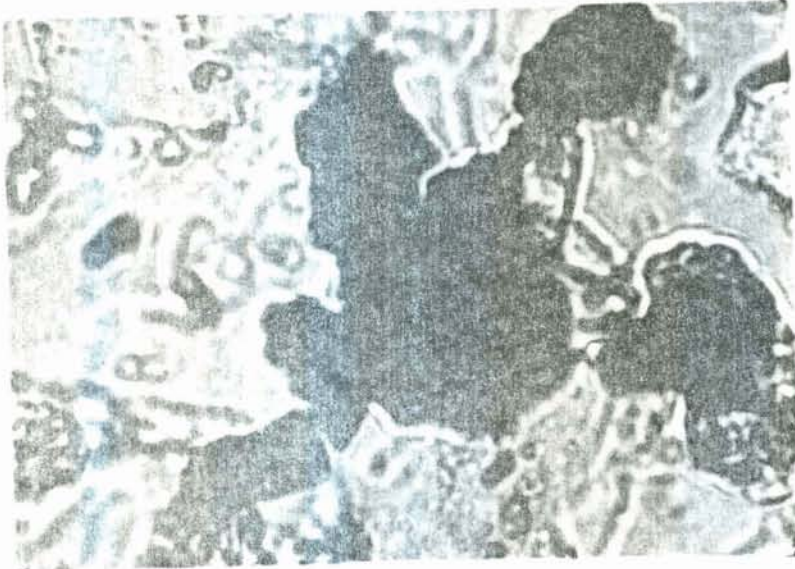
Figura 36 - Tapira (840 X) - Amostra: Concentrado por
floculação seletiva



Apatita associada

Magnetita alterada

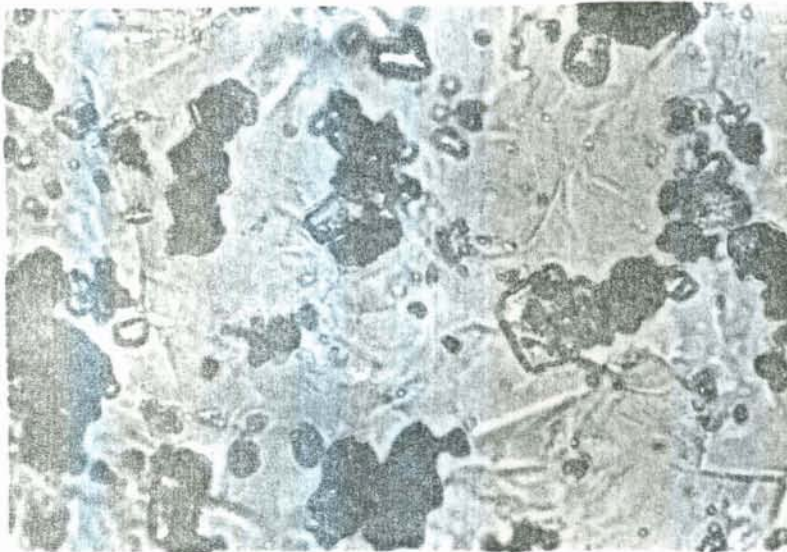
Figura 37 - Araxá (1290 X) - Amostra: + 2 μm



Apatita associada

Alteração em magnetita

Figura 38 - Araxá (1290 X) - Amostra: Concentrado por flocculação seletiva.



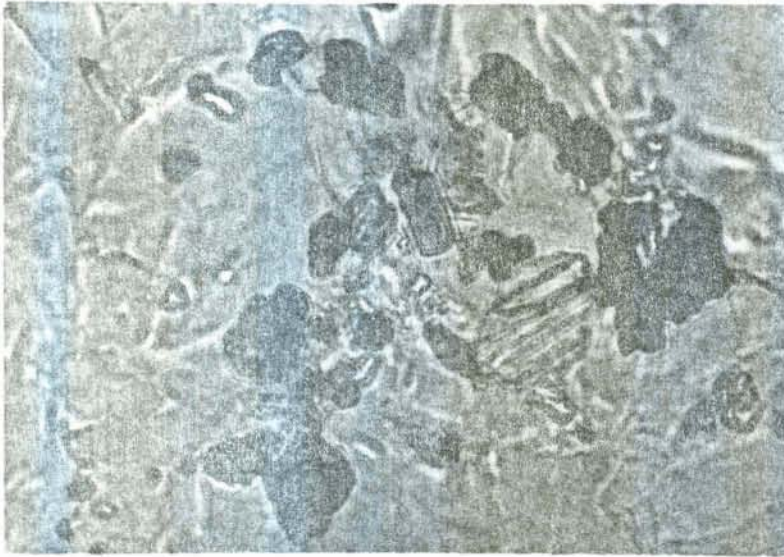
Apatita associada

Magnetita

Apatita livre

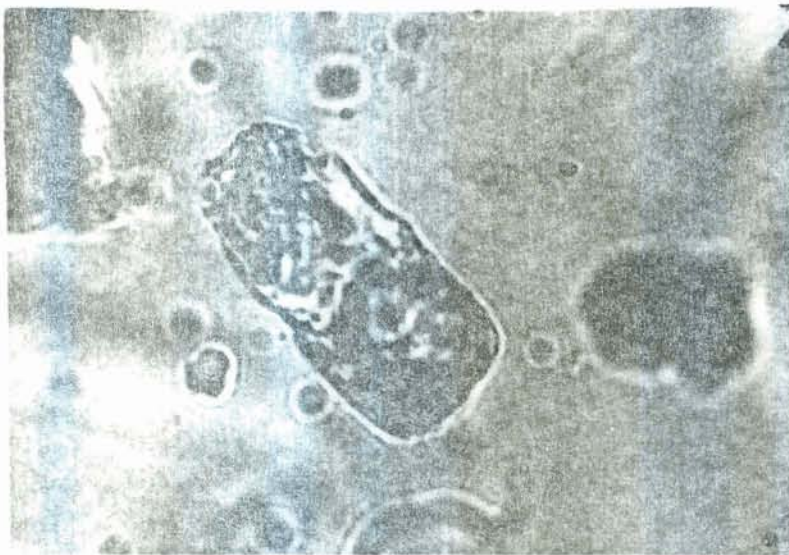
Figura 39 - Araxá (840 X) - Amostra: Concentrado por flotação.

Apatita livre



Apatita impregnada por películas de óxido de ferro, e argilas.

Figura 40 - Araxá (840 X) - Amostra: + 2 μ m.



Apatita manchada superficialmente

Figura 41 - Araxá (1290 X) - Amostra: Concentrado por flotação.