

**MARIA MANUELA MAIA LÉ TASSINARI**

**“CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DE  
MINÉRIOS AURÍFEROS.**

**UM ESTUDO DE CASO: O MINÉRIO PRIMÁRIO DA  
JAZIDA DE SALAMANGONE, AP”.**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica  
da Universidade de São Paulo, para a  
obtenção do título de Mestre em Engenharia.

**SÃO PAULO**

**1996**

**MARIA MANUELA MAIA LÉ TASSINARI**

**“CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DE  
MINÉRIOS AURÍFEROS.**

**UM ESTUDO DE CASO: O MINÉRIO PRIMÁRIO DA  
JAZIDA DE SALAMANGONE, AP”.**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica  
da Universidade de São Paulo, para a  
obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de concentração:  
Engenharia Mineral

Orientador:  
Prof. Dr. Henrique Kahn

**SÃO PAULO**

**1996**

À Geóloga Lilia Mascarenhas Sant'Agostino

e

Ao Engenheiro José Luiz Beraldo

(in memoriam)

## AGRADECIMENTOS

A autora expressa os seus mais sinceros agradecimentos a todas as pessoas e instituições que direta ou indiretamente colaboraram para a execução deste trabalho.

À Mineração Novo Astro S.A. por permitir a utilização dos resultados experimentais obtidos nos estudos de caracterização tecnológica visando o aproveitamento do minério primário da jazida de Salamangone, Calçoene, AP. Em especial, meus agradecimentos aos engenheiros Orlando Brichesi e Walter Torres que souberam entender o interesse acadêmico e a importância de sua publicação e discussão.

À Paulo Abib Engenharia S.A. pelas facilidades oferecidas para a realização dos trabalhos de laboratório e de análises químicas.

Ao Prof. Dr. Henrique Kahn pelo constante apoio, idéias e sugestões sempre bem vindas e que muito contribuíram na elaboração deste trabalho.

À geóloga Lilia M. Sant'Agostino a quem devo a minha iniciação nos mistérios da caracterização tecnológica, por toda a sua paciência e confiança em mim depositadas ao longo dos anos em que trabalhamos juntas.

Ao engenheiro José Luiz Beraldo, pelo acompanhamento na realização deste trabalho, pelo seu incentivo e por sua orientação dedicada, que em muito contribuíram para a minha formação e aprimoramento profissionais.

À equipe técnica da Paulo Abib Engenharia S.A. envolvida na execução deste trabalho, em particular aos técnicos Elisabete de Souza Camilo, Jailson Cardoso, Pedro Verga, José Ronaldo de Oliveira, Cláudio Soares Porto, Antonio Luís Toseli e Maria do Carmo Karan e à química Giuliana Ratti.

Agradeço ainda aos geólogos Roberto H. Sameshima, Sandra G. Gabas e Gabriela C. Fronzaglia e à secretária Ilda M. Sarraipa pelas lições de computação e auxílio na elaboração desta Dissertação.

Às bibliotecárias Maria Cristina Martinez Bonesio e Manuela Cabrera Reis pelo auxílio na organização das referências bibliográficas e na utilização dos sistemas de pesquisa bibliográfica automatizados.

À minha família, pelo incentivo e apoio para a realização deste trabalho.

**SUMÁRIO**

	página
Lista de Tabelas	iv
Lista de Figuras	vi
Lista de Fotomicrografias	vii
Resumo	x
“Abstract”	xii
<b>1 INTRODUÇÃO</b>	<b>1</b>
<b>2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b>	<b>3</b>
2.1- Características Gerais	3
2.2- Minerais de Ouro e Formas de Associações	4
2.3- Amostragem e Tamanho das Partículas de Ouro	7
2.4- Aspectos Mineralógicos Relevantes no Processo de Beneficiamento de Minérios Auríferos	10
2.4.1. Densidade	10
2.4.2. Formação de Complexos entre Ouro e Mercúrio - Amálgama	11
2.4.3. Flotação	14
2.4.4. Extração Hidrometalúrgica por Cianetação	16
2.4.5. Outros Processos de Extração Hidrometalúrgica - Lixiviação por Tiouréia	21
2.5- O Conceito de Liberação do Ouro em Minérios Auríferos	22
<b>3 CARACTERIZAÇÃO DE MINÉRIOS AURÍFEROS</b>	<b>24</b>
3.1- Técnicas Tradicionais	26
3.1.1. Identificação Mineral	29

3.1.2. Proporções Minerais	31
3.1.3. Formas de Ocorrência do Ouro e Associações com Minerais de Ganga	32
3.2- Técnicas Direcionadas ao Beneficiamento Mineral	34
3.2.1. Cominuição	35
3.2.2. Classificação Granulométrica	37
3.2.3. Separações Minerais	37
3.2.4. Sumário das Informações Obtidas Através de Técnicas Direcionadas ao Beneficiamento Mineral	40
<b>4 ESTUDO DE CASO: O MINÉRIO PRIMÁRIO DA JAZIDA DE SALAMANGONE</b>	<b>42</b>
4.1- A Jazida de Salamangone	42
4.2- Amostras Estudadas	46
4.3- Processamento das Amostras em Laboratório	52
4.4- Interpretação de Dados	55
4.5- Resultados Obtidos	56
4.5.1. Análise Granulométrica	56
4.5.2. Ensaios de Separações Minerais por Líquidos Densos	60
4.5.3. Ensaios em Mesa Mozley	65
4.5.4. Ensaios da Amalgamação	69
4.5.5. Conclusões Obtidas a Partir dos Ensaios de Amalgamação	74
4.5.6. Ensaios de Cianetação	74
4.5.7. Conclusões Obtidas a Partir da Cianetação	79

4.5.8. Estimativa da Composição Mineralógica das Amostras Estudadas	86
4.5.9. Formas de Ocorrência e Associações do Ouro	91
4.5.10. Comparação Entre as Amostras	109
<b>5 CONCLUSÕES</b>	<b>117</b>
5.1- Caracterização Tecnológica	117
5.2- Estudo do Minério de Ouro Primário de Salamangone, AP	119
5.2.1. Características Gerais das Amostras Estudadas	119
5.2.2. Alternativas de Beneficiamento	122
<b>ANEXO A</b>	<b>125</b>
<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>	<b>132</b>

## Lista de Tabelas

1	MINERAIS E COMPOSTOS DE OURO	5
2	CLASSIFICAÇÃO DAS PARTÍCULAS DE OURO POR TAMANHO	9
3	PRINCIPAIS LÍQUIDOS DENSOS UTILIZADOS EM CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA	38
4	DESCRIÇÃO DE CAMPO DAS AMOSTRAS COLETADAS NA GALERIA 345	48
5	ANÁLISES QUÍMICAS DAS AMOSTRAS	51
6	TEORES DE OURO NAS AMOSTRAS ESTUDADAS	52
7	DISTRIBUIÇÃO DE TEORES POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA VEIO	57
8	DISTRIBUIÇÃO DE TEORES POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	58
9	DISTRIBUIÇÃO DE TEORES POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA ENCAIXANTE	59
10	RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS POR LÍQUIDOS DENSOS - AMOSTRA VEIO	61
11	RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS POR LÍQUIDOS DENSOS - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	62
12	RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS POR LÍQUIDOS DENSOS - AMOSTRA ENCAIXANTE	63
13	RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS - AMOSTRA VEIO	66
14	RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	67
15	RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS - AMOSTRA ENCAIXANTE	68
16	RESULTADOS DA AMALGAMAÇÃO NO PRODUTO AFUNDADO EM 3,30 g/cm <sup>3</sup> - AMOSTRA VEIO	70
17	RESULTADOS DA AMALGAMAÇÃO NO PRODUTO AFUNDADO EM 3,30 g/cm <sup>3</sup> - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	71
18	RESULTADOS DA AMALGAMAÇÃO NO PRODUTO AFUNDADO EM 3,30 g/cm <sup>3</sup> - AMOSTRA ENCAIXANTE	72

19	RESULTADOS DE EXTRAÇÃO DE OURO POR CIANETAÇÃO - AMOSTRA VEIO	76
20	RESULTADOS DE EXTRAÇÃO DE OURO POR CIANETAÇÃO - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	77
21	RESULTADOS DE EXTRAÇÃO DE OURO POR CIANETAÇÃO - AMOSTRA ENCAIXANTE	78
22	PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA VEIO	80
23	PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	81
24	PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA ENCAIXANTE	82
25	ESTIMATIVA DA COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA VEIO	87
26	ESTIMATIVA DA COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	89
27	ESTIMATIVA DA COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA ENCAIXANTE	90
28	ESTIMATIVA DE "LIBERAÇÃO DO OURO" - AMOSTRA VEIO	98
29	ESTIMATIVA DE "LIBERAÇÃO DO OURO" - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	105
30	ESTIMATIVA DE "LIBERAÇÃO DO OURO" - AMOSTRA ENCAIXANTE	110
31	PARTIÇÃO DO OURO NAS AMOSTRAS ESTUDADAS	116
32	PARTIÇÃO DO OURO NAS AMOSTRAS ESTUDADAS	121

## Lista de Figuras

1	RECUPERAÇÃO DOS DIFERENTES TAMANHOS DE PARTÍCULAS DE OURO POR EQUIPAMENTOS DE CONCENTRAÇÃO DENSITÁRIA	12
2	RELAÇÃO ENTRE A GRANULOMETRIA DAS PARTÍCULAS DE OURO E SUA RECUPERAÇÃO POR FLOTAÇÃO	15
3	PROCEDIMENTO GERAL PARA A CARACTERIZAÇÃO DE MINÉRIOS AURÍFEROS	36
4	MAPA DE LOCALIZAÇÃO DA JAZIDA DE SALAMANGONE	43
5	VEIOS MINERALIZADOS DA JAZIDA DE SALAMANGONE	45
6	LOCALIZAÇÃO ESQUEMÁTICA DAS AMOSTRAS NA GALERIA 345	47
7	ESQUEMA PE PREPARAÇÃO DE AMOSTRAS PARA ANÁLISES QUÍMICAS	50
8	ESQUEMA DO PROCEDIMENTO EXPERIMENTAL ADOTADO	53
9	ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA VEIO	83
10	ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	84
11	ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA ENCAIXANTE	85
12	ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO ACUMULADA NO PASSANTE - AMOSTRA VEIO	100
13	ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO ACUMULADA NO PASSANTE - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA	106
14	ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO ACUMULADA NO PASSANTE - AMOSTRA ENCAIXANTE	111
15	ALTERNATIVAS DE PROCESSO PARA O MINÉRIO PRIMÁRIO DE SALAMANGONE	123

## Lista de Fotomicrografias

- |   |  |    |
|---|--|----|
| 1 | AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)<br>AUMENTO: 120 VEZES<br>Ouro placoidal, misto com sulfeto.   | 92 |
| 2 | AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)<br>AUMENTO: 60 VEZES<br>Grão de ouro livre em meio a grãos de sulfetos.   | 92 |
| 3 | AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)<br>AUMENTO: 60 VEZES<br>Grão de ouro livre (à esquerda) e mistos com quartzo (centro e à direita).  | 93 |
| 4 | AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)<br>AUMENTO: 60 VEZES<br>Quatro grãos de ouro. Os dois grãos do centro da foto são mistos (com quartzo, grão inferior; com sulfetos, grão superior).                           | 93 |
| 5 | AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)<br>AUMENTO: 120 VEZES<br>Grão de silicato com pontuações de ouro.   | 94 |
| 6 | AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)<br>AUMENTO: 240 VEZES<br>Ouro misto com quartzo em meio a grãos mistos e livres de arsenopirita (branco), pirrotita (bege), silicatos (cinza claro) e quartzo (cinza escuro). | 94 |
| 7 | AMOSTRA : VEIO<br>(MEV)<br>Grão de ouro liberado em meio a grãos de sulfetos e de pirrotita.   | 95 |
| 8 | AMOSTRA : VEIO<br>(MEV)<br>Grão de ouro misto com silicato. Nota-se grão de pirrotita à direita e arsenopirita à esquerda, com inclusões de loelingita/westerveldita.  | 95 |

- 9 AMOSTRA : VEIO 96  
(MEV)  
Ouro incluso em arsenopirita.
- 10 AMOSTRA : VEIO 96  
(MEV)  
Associação ouro/arsenopirita. No detalhe, o ouro ocorre em inclusões diminutas na arsenopirita.
- 11 AMOSTRA : VEIO 97  
(MEV)  
Aspecto geral. Ouro incluso em arsenopirita. Óxido de ferro (canto superior esquerdo); loelingita/westerveldita associada à arsenopirita, além de pirrotita, também ocorrem.
- 12 AMOSTRA : VEIO 97  
(MEV)  
Ouro, de dimensões variadas, incluso em arsenopirita.
- 13 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm) 101  
AUMENTO: 60 VEZES  
Associação ouro/silicatos e ouro com pequenas inclusões de sulfetos.
- 14 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm) 101  
AUMENTO: 60 VEZES  
Grãos de ouro mistos com sulfeto (grãos menores) e com quartzo (grão maior).
- 15 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm) 102  
AUMENTO: 60 VEZES  
Grãos de ouro livres (à direita) e misto com quartzo+sulfeto.
- 16 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm) 102  
AUMENTO: 60 VEZES  
Aspecto geral dos grãos de ouro. Localmente apresenta-se misto com a ganga silicática e sulfetos.
- 17 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,297+0,149 mm) 103  
AUMENTO: 240 VEZES  
Pequena inclusão de ouro na ganga silicática. Abaixo, grão de arsenopirita.

- 18 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,149+0,074 mm) 103  
AUMENTO: 120 VEZES  
Grãos de ouro livres em meio a arsenopirita (branco), pirrotita (bege), silicatos (cinza claro) e quartzo (cinza esverdeado).
- 19 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA 104  
(MEV)  
Pequena inclusão de ouro em grão de arsenopirita.
- 20 AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA 104  
(MEV)  
Scheelita e zircão inclusos em titanita.
- 21 AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,595+0,297 mm) 107  
AUMENTO: 60 VEZES  
Grãos de ouro livre (esquerda inferior) e mistos com quartzo (dois grãos à direita) e com sulfetos.
- 22 AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,595+0,297 mm) 107  
AUMENTO: 240 VEZES  
Pequenas pontuações de ouro em grão de quartzo misto com sulfeto.
- 23 AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,595+0,297 mm) 108  
AUMENTO: 120 VEZES  
Arsenopirita mista com quartzo e ouro.
- 24 AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,074+0,044 mm) 108  
240 VEZES  
Grão de ouro misto com quartzo em meio a grãos de arsenopirita (branco), pirrotita (bege), silicatos (cinza) e quartzo (cinza esverdeado).

## RESUMO

A caracterização tecnológica, associando técnicas mineralógicas tradicionais a ensaios de separações minerais e de extração metalúrgica, constitui uma ferramenta importante para o real conhecimento do minério em si e de suas variações ao longo da jazida.

Através de uma pesquisa objetiva e dirigida ao levantamento dos parâmetros de processo, a caracterização permite a definição de fluxograma preliminar de beneficiamento, a ser detalhado / otimizado na etapa seguinte de processamento mineral, a partir do conhecimento prévio das dificuldades e limitações impostas pelas propriedades do minério; fornece, ainda, subsídios para a otimização de operações já existentes, pelo estudo dos produtos obtidos (concentrados, mistos e rejeitos).

Para a pesquisa tecnológica a quantificação do ouro passível de recuperação é fator de suma importância. Os aspectos relativos a sua granulometria, forma de ocorrência e associação com os sulfetos e demais minerais de ganga presentes, são parâmetros decisivos na definição ou otimização de um processo de beneficiamento.

Apresenta-se, nesta Dissertação, uma revisão dos procedimentos empregados para a caracterização de minérios auríferos, que foram agrupados em duas categorias distintas, aqui denominadas por “técnicas tradicionais” e “técnicas direcionadas ao beneficiamento”, as quais diferem entre si em função dos volumes de amostra trabalhados e dos resultados obtidos.

Expõe-se, na sequência, um estudo de caso referente à caracterização de três amostras correspondentes ao minério primário da jazida de Salamangone, através de “técnicas direcionadas ao beneficiamento”, onde foram determinados os seguintes parâmetros:

- ouro amalgamável;
- ouro cianetável;
- ouro não acessível associado a silicatos;
- ouro não acessível associado a sulfetos.

## ABSTRACT

Technological characterization of gold ores, joining traditional methods of mineralogical studies, mineral separations and extractive metallurgical tests, is a very important tool for the knowledge of gold ores and its variations along the orebody and the behavior on metallurgical processing.

An objective study and searching for gold processing parameters allows to establish a preliminary process flowsheet, which could be investigated and optimized on the following steps of metallurgical investigations. It is also possible to study products from an existing operation with focus on process optimization.

The amount of gold that could be recovered is very important in technological research. Particle size, occurrence and association of gold with sulphides and/or other minerals, as well as the ore mineralogical composition are very effective parameters to define or to optimize a mineral process.

This paper presents a review of the current procedures adopted in gold ores characterization. For presentation they were grouped as "traditional procedures" and "procedures applied to mineral beneficiation", which considers a combination of mineralogical and metallurgical techniques to give a comprehensive figure of the gold distribution among the different minerals.

A case study of three ore types from Salamangone's primary gold ore Amapá, has been developed establishing the following parameters:

- amalgamated gold;
- cyanidated gold;
- gold locked in silicates;
- gold locked in sulphides.

A suggestion of process flowsheet was defined from the data attained from the characterization studies.

## 1. INTRODUÇÃO

A caracterização tecnológica de matérias-primas minerais compreende o estudo das propriedades físicas, químicas e físico-químicas frente a um processo de beneficiamento ou uso final. Caracterizar um minério, em outras palavras, significa determinar seus componentes mineralógicos, suas respectivas composições químicas e formas de associações, de modo a sugerir alternativas para o seu beneficiamento ou para a otimização de um processo já existente, bem como obter estimativas de recuperação ou avaliar a qualidade dos produtos finais gerados nesse processo.

A caracterização tecnológica não apresenta um roteiro único de ensaios ou de análises, seguindo, via de regra, diretrizes impostas pela assembléia mineralógica presente, especificações da matéria prima final ou características das operações unitárias a serem empregadas no seu beneficiamento.

Para os minérios auríferos a caracterização tecnológica difere significativamente da dos demais bens minerais, particularmente frente aos baixos teores, de fração de ppm a algumas dezenas de ppm de ouro. Via de regra faz-se necessária a amostragem e o processamento de grandes volumes de material, de forma a garantir-se a representatividade da amostra estudada.

No caso de caracterização de minérios auríferos é comum utilizarem-se procedimentos que simulem o seu comportamento frente aos processos usuais de beneficiamento, ao invés de adotarem-se técnicas convencionais, as quais se tornam impraticáveis em razão dos grandes volumes de amostra envolvidos na execução desses estudos.

Apresenta-se, nesta dissertação, uma revisão sobre procedimentos e técnicas de caracterização de minérios auríferos, além do estudo de um caso prático, referente ao minério de ouro primário de Salamangone, município de Calçoene, AP.

Os ensaios foram executados de maneira padronizada em amostras correspondentes a três tipos litológicos, de modo a determinarem-se as características do ouro contido e a existência de possíveis variações inerentes a cada porção da faixa ou zona mineralizada.

Desta forma, objetivando o estabelecimento de sugestões de alternativas de beneficiamento para o minério em questão, obtiveram-se dados correlacionáveis quanto às características tecnológicas, incluindo análises de distribuição granulométrica com composição química por fração, associação do ouro com sulfetos e demais minerais de ganga, forma de ocorrência, aspectos texturais e de recobrimento das partículas de ouro, além da determinação da composição mineralógica dos três tipos litológicos estudados.

## 2- REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 2.1- Características Gerais

O ouro é um elemento que pode estar presente tanto na crosta terrestre (0,003 ppm) como na água do mar (0,0004 ppm). Ocorre principalmente na forma nativa e na de teluretos, estando muitas vezes associado a sulfetos de metais básicos (pirita, galena, esfalerita, arsenopirita, calcopirita, pirrotita, etc).<sup>1</sup>

É um dos metais de maior densidade conhecida (19,3 g/cm<sup>3</sup>), brilhante, de elevadas condutividades térmica e elétrica, além de apresentar alta resistência à corrosão e ao ataque químico. Não se oxida nem escurece em presença do ar. Para dissolvê-lo é empregado um agente oxidante aliado a outro capaz de formar complexos. É dissolvido por água régia, cianetos alcalinos, cloro ativo, ácido selênico (225 graus Celsius), ácidos telúrico, fosfórico, ou rico em MnO<sub>2</sub>, ácido bromídrico com adição de Br<sub>2</sub>; soluções alcalinas tiosulfáticas (S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), cloro-férricas e sulfo-férricas. Atualmente utilizam-se ainda, para a sua solubilização, a malononitrila, a tiouréia com a ação de bactérias (CS(NH<sub>2</sub>)<sub>2</sub>) e os halogênios (Br e I). É facilmente “molhado” pelo mercúrio, com o qual forma ligas e compostos intermetálicos. Pode ser laminado e suas ligas trefiladas.<sup>2</sup>

Como impurezas podem ocorrer associados ao ouro nativo teores variáveis de 5 a 10% de prata, 10 a 20% de cobre e elementos do grupo da platina (paládio 5 a 10%, platina 10%, além de irídio e ósmio, dentre outros), bismuto (até 3%), mercúrio, antimônio, rutênio, irídio e urânio.

Nos depósitos ou jazidas minerais de onde é extraído, apresenta-se essencialmente sob a forma de ouro nativo em partículas individualizadas, ou associado à estrutura de sulfetos em microexsoluções ou mesmo tomando parte em seu retículo cristalino (ocluo).<sup>3</sup>

## 2.2- Minerais de Ouro e Formas de Associações

Apesar de se considerar que a maior parte do ouro existente na natureza ocorra na forma nativa, em razão da sua natureza siderófila, ouro completamente puro é muito raro.<sup>4</sup>

A composição do ouro nativo é muito variável e hoje, com o avanço das técnicas analíticas instrumentais, os compostos naturais de ouro passaram a ser melhor conhecidos.

A forma mais comum e de interesse comercial é como ouro nativo, vindo a seguir o ouro submicroscópico contido em sulfetos e mais raramente teluretos de ouro, com ou sem prata associada.

O ouro ocorre em um expressivo número de minerais. Harris apresenta uma tabela contendo vinte e seis desses minerais, entre os teluretos, sulfetos, selenetos e compostos com prata, cobre, antimônio, mercúrio, bismuto, paládio, chumbo e tálio. Também são registrados três novos minerais, espécies duvidosas e compostos não nomeados (Tabela 1).<sup>5</sup>

O mais comum desses minerais é o ouro nativo, seguido pelo electrum, mineral que consiste numa variedade de ouro nativo contendo 20% de prata ou mais, apresentando o mesmo padrão de estrutura cristalina.

A maior parte desses minerais é facilmente identificável em microscópios ópticos de polarização por luz refletida, por suas propriedades como cor, refletividade e dureza. O microscópio eletrônico de varredura e a execução de microanálises químicas são necessários, por exemplo, para o reconhecimento e a determinação das proporções de ouro em electrum, quantificar a prata em quantidades menores ou para definir a composição de teluretos.<sup>6</sup>

Minerais hospedeiros de ouro são todos aqueles que carregam o ouro, podendo recobri-lo ou apenas a ele estarem ligados, sem solução de continuidade. Os mais comuns são os sulfetos com ferro, sendo que cada um

**TABELA 1**  
**MINERAIS E COMPOSTOS DE OURO <sup>(5)</sup>**

	<b>FÓRMULA</b>	<b>DUREZA</b>	<b>DENSIDADE</b>
ouro nativo	Au	2,5 - 3	19,31
eléctrum	Au, Ag	-----	-----
aurostibita	AuSb <sub>2</sub>	3	9,91
auricupreto	Cu <sub>3</sub> Au	3,5	11,5
tetraauricupreto	CuAu	3,5 - 4	14,67
amálgama	AuHg <sub>3</sub>	-----	-----
maldonita	Au <sub>2</sub> Bi	1,5 - 2	15,7
rozhkovita	(Cu,Pd) <sub>3</sub> Au <sub>2</sub>	-----	-----
weishanita	(Au,Ag) <sub>3</sub> Hg <sub>2</sub>	-----	-----
zvyagintsevitita	(Pd,Pt,Au) <sub>3</sub> (Pb,Sn)	4,5	13,41
<b>TELURETOS E TELURATOS</b>			
calaverita	AuTe <sub>2</sub>	2,5 - 3	9,31
krennerita	(Au,Ag)Te <sub>2</sub>	2 - 3	8,86
petzita	Ag <sub>3</sub> AuTe <sub>2</sub>	2,5 - 3	8,74
sylvanita	AgAuTe <sub>4</sub>	1,5 - 2	8,17
montbrayita	(Au,Sb) <sub>2</sub> Te <sub>3</sub>	2,5	9,94
kostovita	CuAuTe <sub>4</sub>	2 - 2,5	7,94?
bogdonovita	Au <sub>5</sub> (Cu,Fe) <sub>3</sub> (Te,Pb) <sub>2</sub>	4,5	14,2
bezmertnovita	Au <sub>4</sub> Cu.nTeO <sub>2</sub>	5	16,3
bilibinskita	Au <sub>3</sub> Cu <sub>2</sub> Pbn.TeO <sub>2</sub>	5	-----
<b>SULFETOS E SELENETOS</b>			
liujinyita	Ag <sub>3</sub> AuS <sub>2</sub>	3	7,95
untentobogaardita	Ag <sub>3</sub> AuS <sub>2</sub>	2	8,45
nagyagita	Pb <sub>5</sub> Au(Te,Sb) <sub>4</sub> S <sub>5,8</sub>	1 - 1,5	7,55
criddleita	TlAg <sub>2</sub> Au <sub>3</sub> Sb <sub>10</sub> S <sub>10</sub>	3 - 3,5	6,57
penginita	Ag <sub>4</sub> Au(S,Se) <sub>4</sub>	-----	8,35
petrovskaita	AuAg(S,Se)	2 - 2,5	9,5
fischesserita	Ag <sub>3</sub> AuS <sub>2</sub>	2	9,05
<b>NOVOS MINERAIS</b>			
-----	Au <sub>0,75</sub> Hg <sub>0,25</sub>	2	18,49
-----	AuPb <sub>2</sub>	3,5	13,18
-----	AuPb <sub>2</sub> BiTe <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	2,5	8,37
<b>ESPECIES DUVIDOSAS</b>			
muthrannita	(Au,Ag)Te		
<b>ESPECIES SEM NOMEAÇÃO</b>			
(Au,Ag)Fe <sub>2</sub> (Te,Pb) <sub>4</sub>	Au(Fe,Cu)(Te,Pb)	Au <sub>5</sub> Cu <sub>3</sub> (Te,Pb)	AuBi <sub>5</sub> S <sub>4</sub>
Ag <sub>12,3</sub> AuAs <sub>1,1</sub> Se <sub>3,1</sub> S <sub>5,4</sub>	Ag <sub>8,4</sub> Au <sub>1,1</sub> AsSe <sub>1,1</sub> S <sub>6,1</sub>	Au <sub>5</sub> Ag <sub>10</sub> H	Ag <sub>7,4</sub> Au <sub>1,6</sub> Hg
Ag <sub>9,5</sub> Au <sub>0,4</sub> As <sub>1,4</sub> SeS <sub>6</sub>	Au <sub>5</sub> Cu(Te,Pb) <sub>2</sub>	Au <sub>3</sub> CuAg	AuPb <sub>2</sub> ou AuPb <sub>3</sub>
Au <sub>3</sub> (Fe,Cu)(Te,Pb) <sub>2</sub>			

desses minerais oferecerá resposta diferenciada aos processos de beneficiamento (particularmente flotação), além de influenciar nos rumos da prospecção e da pesquisa de depósitos auríferos.

Quando vários sulfetos estão presentes, o ouro associa-se preferencialmente à pirita, depois à arsenopirita e por fim à calcopirita.<sup>7</sup>

Na pirita encontra-se tanto o ouro como o electrum, em grãos de tamanhos variados, tanto na borda quanto em seu interior ou ainda em fraturas. Quando ocorre associação pirita-calcopirita, o ouro geralmente localiza-se no interior do grão de pirita ou então distribuído na borda entre a pirita e a calcopirita. Ouro associado à calcopirita pode ocorrer, mas é raro.

Um levantamento feito por Schwartz em 115 depósitos de ouro com sulfetos, mostrou a seguinte distribuição para esse tipo de associação:<sup>8</sup>

	(%)
- pirita.....	48
- arsenopirita.....	45
- galena.....	30
- esfalerita.....	26
- calcopirita.....	<23

Em adição a esses sulfetos, deve-se mencionar ainda a pirrotita e a tetraedrita, que apresentam importância subordinada.

O ouro ocorre também associado à magnetita e a outros óxidos secundários de ferro sendo, por vezes, recoberto por películas delgadas desses minerais. A ocorrência de ouro associada a minerais de urânio é comum na África do Sul. Aí o ouro nativo, na forma de pequenos grãos, está totalmente incluso em minerais de urânio.

Ouro associado a silicatos ou a carbonatos ou distribuídos em suas bordas pode ser encontrado em minérios em que os sulfetos não existam ou sejam raros.

Em minérios carbonosos, o ouro pode estar associado à grafite em partículas disseminadas.

Alguns dos minerais citados, bem como outros comumente presentes em mineralizações auríferas, podem ser deletérios, ou responsáveis por modificações específicas no beneficiamento desses minérios, sendo assim extremamente importante não apenas a caracterização do ouro, como também a dos minerais de ganga presentes.

Segundo Harris, seis são os fatores de natureza mineralógica que podem explicar as baixas recuperações em minérios de ouro de origem primária: <sup>5</sup>

- a natureza dos minerais de ouro;
- a granulometria dos minerais;
- a natureza dos minerais de ganga;
- os sulfetos associados;
- recobrimentos sobre o ouro;
- o ouro invisível ou inacessível.

### **2.3- Amostragem e Tamanho das Partículas de Ouro**

Os problemas decorrentes da amostragem em minérios auríferos são normalmente atribuídos a:

- presença de ouro grosseiro ("coarse gold");
- baixas concentrações, da ordem de partes por milhão;
- ocorrência esporádica e não homogênea.

O termo ouro grosseiro é comumente aplicado a amostras cujos resultados de análises químicas são muito variáveis. A presença de partículas de ouro grosseiro, de distribuição não homogênea, induz, na maioria das vezes, a resultados analíticos não reprodutíveis. Entretanto, devido a alta densidade que o ouro apresenta, sérios problemas de segregação também podem ocorrer quando partículas finas (da ordem de 0,10 a 0,15 mm) estiverem presentes e encontrarem-se liberadas.

Para Ranson, o termo ouro grosseiro (pepitas) corresponde a partículas com granulação superior a 1,65 mm; há definições que consideram pepitas como grãos de ouro nativo com peso acima de 50 mg e/ou dimensões superiores a 2 mm. No campo pode-se suspeitar de sua existência quando se consegue visualizar partículas de ouro a olho nu. O melhor processo para o reconhecimento de ouro grosseiro, no entanto, é o bateamento.<sup>9; 10</sup>

Lins e Farid sugerem, para essa classificação, a terminologia da Tabela 2, que alia parâmetros relativos à concentração densitária e recuperações normalmente obtidas em equipamentos tradicionais.<sup>10</sup>

Para se contornar os problemas relativos ao “efeito pepita” faz-se necessária a amostragem de volumes expressivos de amostra e, quando da subdivisão desta em alíquotas menores, etapas cuidadosas de cominuição, homogeneização e quarteamento.

A existência de ouro grosseiro, aliada à presença de teores extremamente baixos (que podem ser devidos a um número muito pequeno de partículas) e à sua distribuição errática, implicam que a alíquota a ser ensaiada tenha um volume mínimo tal, que seja representativo de todo o material original do qual ela foi obtida.

**TABELA 2**  
**CLASSIFICAÇÃO DAS PARTÍCULAS DE OURO POR TAMANHO <sup>(10)</sup>**

denominação	peneira (malhas Tyler)	abertura (mm)	recuperação média em equipamentos densitários
grossoiro	+35	+0,420	80% em calhas rifladas (bicas)
médio	-35+100	-0,420+0,149	80% em jiges
fino	-100+270	-0,149+0,053	±80% em mesas vibratórias
superfino	-270	-0,053	<50% em mesas vibratórias

## 2.4- Aspectos Mineralógicos Relevantes no Processo de Beneficiamento de Minérios Auríferos

### 2.4.1. Densidade

A utilização do parâmetro densidade para concentração do ouro remonta de longa data, constituindo um dos processos de beneficiamento mais antigos da história da humanidade. Baseia-se fundamentalmente na elevada diferença de peso específico entre as partículas de ouro nativo (15 a 19,3 g/cm<sup>3</sup>) e os minerais de ganga (silicatos mais comuns, de 2,6 a 3,3 g/cm<sup>3</sup> e sulfetos, de 4,5 a 5,5 g/cm<sup>3</sup>).<sup>11;12;13</sup>

A concentração densitária de minérios auríferos aplica-se, de forma geral, a materiais com ouro apresentando granulação acima de 0,05 mm.

Um importante fator que pode contribuir para a diminuição do rendimento dessas operações é a presença de partículas lamelares (placóides), onde a forma das mesmas é preponderante em relação ao fator densidade, ocasionando então possíveis perdas do ouro presente.<sup>14</sup>

As partículas de ouro, principalmente as originárias de aluviões, apresentam cavidades e poros que podem estar preenchidos por minerais de baixa densidade, o que eventualmente poderá acarretar em reduções nas recuperações alcançadas, em razão da diminuição da densidade efetiva do grão.

Outro aspecto que pode interferir na recuperação do ouro por métodos densitários é a hidrofobicidade, que é uma propriedade superficial que causa a flutuação da partícula. Há muita controvérsia se a superfície limpa do ouro nativo é naturalmente hidrofóbica devido à contaminação por materiais orgânicos ou devido à lixiviação de impurezas que tornam a superfície do ouro mais pura. É razoável supor que quanto menor e lamelar a partícula de ouro, mais prejudicial poderá ser a hidrofobicidade, acarretando, em última instância,

na flutuação do ouro na superfície dos fluxos aquosos (somatória de efeitos de hidrofobicidade, elevada área superficial e cinética de sedimentação).

O tamanho e, secundariamente, a forma das partículas de ouro são os principais fatores que determinam a eficiência da concentração densitária para os diferentes tipos de equipamentos existentes: jiques, espirais concentradoras, mesas oscilantes e calhas rifladas, dentre outros, conforme exposto na Figura 1. <sup>15; 16;17</sup>

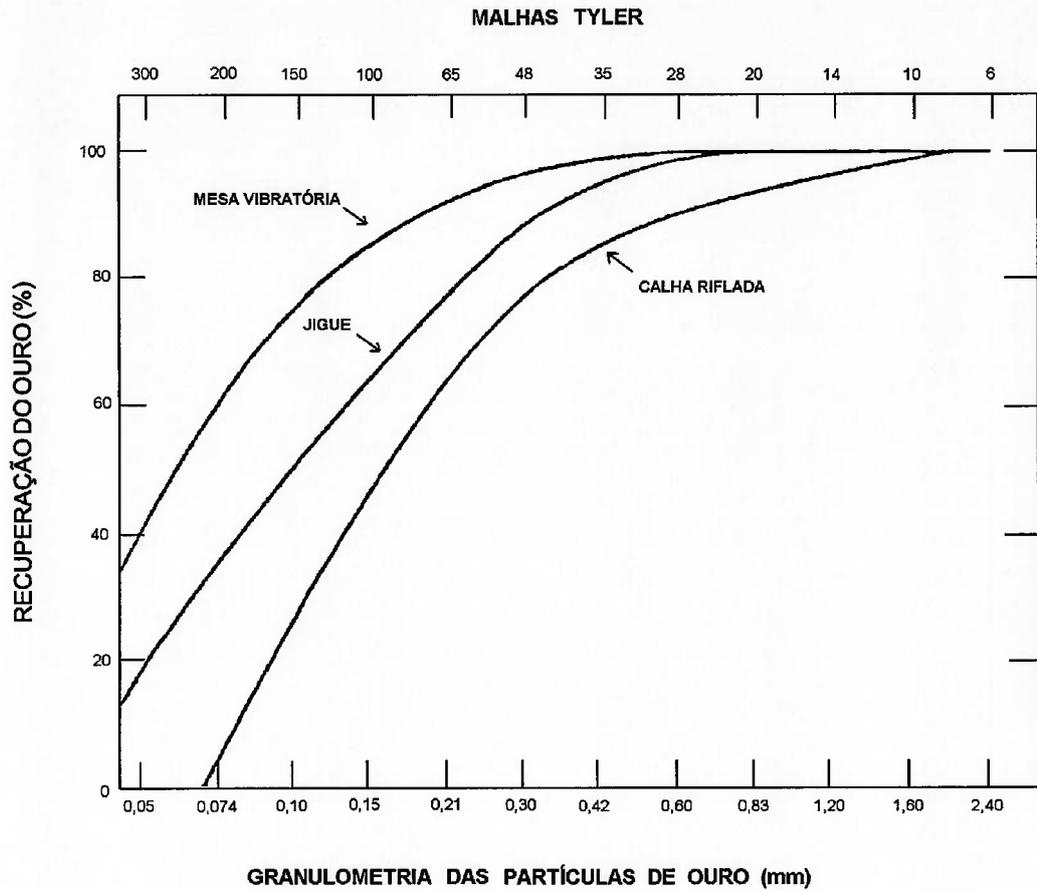
#### **2.4.2. Formação de Complexos entre Ouro e Mercúrio - Amálgama**

O processo de amalgamação consiste na dissolução do ouro nativo pelo mercúrio líquido e está relacionado à baixa tensão superficial existente entre ambos. O ouro, em contato com o mercúrio, é "molhado", com a formação de um amálgama que consiste de misturas complexas em desequilíbrio, de solução líquida de ouro-mercúrio, de compostos sólidos de ouro-mercúrio e de partículas de ouro nativo recobertas e cimentadas pelas demais formas citadas. <sup>18</sup>

O ouro apresenta alguma solubilidade em mercúrio, solubilidade esta que aumenta com a temperatura, sendo da ordem de 0,1% à temperatura ambiente. Outros minerais de ouro, incluindo os teluretos de ouro e prata, apresentam tensões superficiais maiores em contato com o mercúrio, não sendo "molhados" e nem amalgamados por este. <sup>19; 20</sup>

A amalgamação é altamente sensível aos fatores que afetam a superfície das partículas e interfaces entre o ouro e o mercúrio, tais como: <sup>14;18;21</sup>

- superfície das partículas de ouro "suja" ou recobertas por óxidos de ferro. Este efeito pode ser eliminado ou minimizado através de atrição ou moagem branda prévias à etapa de amalgamação, ou pela adição de certos reagentes, tais como tenso ativos, cal, álcalis, etc.;



**FIGURA 1**

**RECUPERAÇÃO DOS DIFERENTES TAMANHOS DE PARTÍCULAS DE OURO POR EQUIPAMENTOS DE CONCENTRAÇÃO DENSITÁRIA <sup>(15)</sup>**

- presença de minerais de antimônio, arsênio, bismuto, argilas, sulfetos de metais básicos, dentre outros, bem como a presença de reagentes de flotação ou óleo provocam "esfarinhamento" do mercúrio;
- qualidade da água empregada. Esta não pode ser ácida, ou conter sais de metais básicos, íons de sulfetos ou matéria orgânica dissolvida;
- presença de carvão ativo e principalmente grafite, pois adsorvem mercúrio, causando problemas à amalgamação.

A amalgamação é ineficiente também para recuperação de ouro fino; os limites para sua aplicação são:

- 0,10 mm, em condições operacionais usuais de processamento mineral;
- 0,04 mm, em condições controladas, em escala descontínua de laboratório.

Após a amalgamação, segue-se uma etapa para separação do sistema Au-Hg das demais partículas minerais remanescentes em pequenas quantidades junto a esse produto. A utilização de uma batéia para descartar os minerais leves pode ser empregada. A purificação da fração pesada obtida na batéia pode ser efetuada com o emprego de um ímã de mão, para a remoção de partículas ferromagnéticas ou através de catação manual dos outros minerais não magnéticos densos. Pode-se ainda recorrer a uma etapa de elutriação, para a separação do amálgama dos minerais presentes no concentrado de pesados.

O amálgama obtido é então submetido à prensagem, para a eliminação do excesso de mercúrio, seguindo então para a destilação em retortas, realizada normalmente entre 350 e 400°C, de modo a permitir a vaporização e posterior liquefação do mercúrio, através da passagem dos vapores gerados por um condensador. Os produtos obtidos nessa destilação são o ouro esponja

(que apresenta ainda em torno de 1% de mercúrio) e o mercúrio propriamente dito (contendo traços de ouro), pronto para ser reutilizado em amalgamação.

### 2.4.3. Flotação

O processo de flotação baseia-se nas diferenças das propriedades físico-químicas entre as superfícies dos minerais, as quais são dependentes da natureza e da força de ligação entre os seus átomos, íons ou moléculas constituintes.

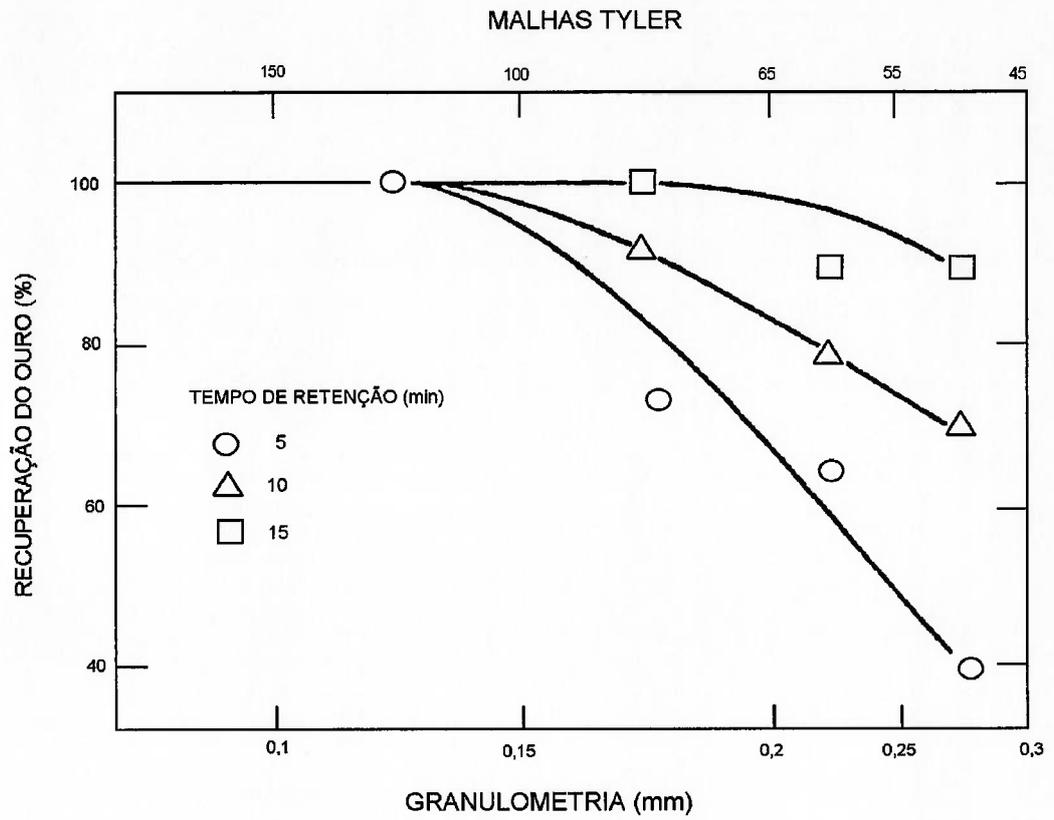
O caráter hidrofílico ou hidrofóbico do ouro é objeto de discussão há muitas décadas. Smith, concluiu que a superfície limpa do ouro (em escala atômica) é hidrofílica, mas a sua exposição ao ar atmosférico confere-lhe, em alguns minutos, um caráter hidrofóbico.<sup>22</sup>

Para a flotação, considera-se o tamanho máximo de 0,30 mm para as partículas de ouro como limite granulométrico superior de aplicação. Os tempos necessários à flotação são elevados, em média de 10 a 30 minutos e são inversamente proporcionais ao tamanho das partículas, conforme exposto na Figura 2.<sup>14;15</sup>

A flotação de ouro e sulfetos é efetuada em pH ácido, empregando-se como coletores reagentes sulfidrílicos (xantatos) e como espumante alcoóis ou éteres.<sup>23</sup>

Para a situação em que o ouro ocorre disseminado em sulfetos (minérios refratários), ou com presença de material carbonoso, o processo de concentração por flotação propicia a obtenção de um concentrado contendo os sulfetos, além de algum ouro livre porventura existente. A remoção do ouro contido nestes concentrados é efetuada em uma etapa posterior, através de extração hidrometalúrgica (cianetação).

Os concentrados obtidos, usualmente com recuperações entre 70-95% e elevados teores de enxofre (da ordem de 30% de S para minérios com



**FIGURA 2**

**RELAÇÃO ENTRE A GRANULOMETRIA DAS PARTÍCULAS DE OURO E  
SUA RECUPERAÇÃO POR FLOTAÇÃO <sup>(15)</sup>**

sulfetos e/ou refratários), a depender da refratariedade do minério ao processo hidrometalúrgico, podem ser submetidos diretamente à cianetação ou a uma etapa prévia de oxidação dos sulfetos, seguida de cianetação.

As técnicas de beneficiamento por flotação são usualmente menos eficientes para a recuperação do ouro que as de extração hidrometalúrgica por lixiviação direta, sendo portanto pouco freqüentes as instalações industriais destinadas à flotação de ouro nativo não associado a sulfetos.<sup>24</sup>

#### 2.4.4. Extração Hidrometalúrgica por Cianetação

A extração hidrometalúrgica por cianetação é um processo antigo e largamente aplicado no tratamento de minérios auríferos.

A recuperação de ouro fino presente em rejeitos de concentração densitária, em concentrados de flotação ou no próprio minério é feita, via de regra, por processo químico de lixiviação, sendo empregada industrialmente para esse fim, uma solução diluída de cianeto de sódio, em pH alcalino, controlado usualmente pela adição de cal.<sup>13;25;26</sup>

A manutenção de pH alcalino não só previne a perda de cianeto por hidrólise e neutraliza os constituintes ácidos, que de outra forma poderiam liberar ácido cianídrico (letal mesmo em pequenas concentrações, da ordem de 5 ppb), como também assegura a velocidade adequada de extração, que é maior na faixa de pH compreendida entre 10,2 e 11,2.<sup>27;28;29</sup>

A reação básica que representa a dissolução do ouro é dada por:<sup>26;30</sup>



O processo de extração ou lixiviação garante a solubilização efetiva de grãos de ouro que estejam acessíveis para a reação, podendo-se assim obter, para o ouro presente em fraturas ou mesmo intimamente associado a outro mineral, desde que com uma face exposta, extrações superiores a 99%.

Os fatores limitantes do processo, para se atingir elevados níveis de extração, são o tempo necessário para que a reação se processe e a cominuição requerida pelo minério para expor os grãos de ouro, de modo a torná-los acessíveis à reação.

A taxa de dissolução do ouro nativo e dos teluretos depende essencialmente de: <sup>18;19;31;32</sup>

- tamanho da partícula;
- grau de liberação e acessibilidade da solução;
- composição (teluretos se dissolvem mais lentamente, o mesmo ocorrendo em função do aumento do conteúdo em prata);
- películas de recobrimento superficial (“coating”);
- formação de filmes finos na superfície das partículas de ouro;
- presença de íons interferentes ( $\text{Fe}^{+2}$ ,  $\text{Cu}^{+2}$ ,  $\text{Zn}^{+2}$ ,  $\text{Ni}^{+2}$ ,  $\text{Mn}^{+2}$ ,  $\text{Ca}^{+2}$ ,  $\text{Ba}^{+2}$ )

Segundo Barsky et al, o ouro puro mostra uma razão de dissolução de 1,68 micrômetros/hora sob condições ideais. Este aspecto é o principal fator que restringe a aplicação do processo de cianetação na extração do ouro em partículas com dimensões superiores a 0,05-0,07mm, o que exigiria um tempo de solubilização extremamente elevado. Para essas granulometrias os processos densitários são mais eficientes. <sup>18;19;30</sup>

Sob o ponto de vista tecnológico é importante também definir e quantificar a presença de minerais associados potencialmente consumidores de oxigênio (tais como a pirrotita, realgar, ouro-pigmento, estibnita), que tendem a retardar a dissolução do ouro. A presença desses minerais pode requerer a utilização de fontes adicionais de oxigênio no processo de extração, como por exemplo o peróxido de hidrogênio. <sup>18;19;33;34</sup>

Outro aspecto importante a considerar na cianetação, refere-se também aos minerais de ganga, que podem reagir com o cianeto, originando um

consumo excessivo desse reagente, ocasionando assim, uma diminuição na disponibilidade de cianeto para a complexação do ouro. Esses minerais são os chamados cianicidas, sendo constituídos por:

- óxidos e carbonatos de metais básicos, tais como zincita, franklinita, smithsonita, hidrozincita,
- sulfetos secundários de cobre, incluindo bornita, enargita e calcocita;
- sulfetos de arsênio: realgar, ouro-pigmento;
- antimônio: estibnita.

Os minérios de ouro que apresentam baixas extrações nos processos convencionais de cianetação - lixiviação do minério imediatamente após a etapa de cominuição (britagem e moagem) e de concentração (densitária ou flotação) - são denominados de refratários. Tal comportamento está frequentemente relacionado a:

- oclusão ou disseminação do ouro na rede cristalina dos sulfetos, principalmente pirita, arsenopirita e pirrotita;
- presença de sulfetos de ferro e de metais base, cujos produtos de decomposição interferem na cianetação;
- presença de minerais de antimônio ou de arsênio;
- associação do ouro com teluretos;
- presença de material carbonoso.

Carbono fixo, quando presente, é capaz de adsorver ouro da solução de cianeto. Misturas de hidrocarbonetos de alto peso molecular associados a carbono ativo e ácidos orgânicos podem formar compostos com o ouro. As interferências no processo de cianetação decorrentes da presença de material carbonoso são minimizadas ou neutralizadas através de:<sup>35</sup>

- flotação do ouro e sulfetos ou do material carbonoso;
- neutralização da superfície do material carbonoso através da adição de reagentes específicos;

- cianetação em tanque agitado com presença de carvão ativado ("CIL") ou resina ("RIP");
- calcinação com a decomposição do material carbonoso e de sulfetos;
- oxidação em autoclave;
- oxidação via cloração, após aeração;<sup>35</sup>
- oxidação com o auxílio de bactérias (bio-oxidação).

Minérios auríferos com ouro intimamente associado a sulfetos, seja ele ocluso na estrutura cristalina ou presente em microinclusões, mostram baixas taxas de extração através de cianetação, visto que o reagente não entra em contato direto com o ouro. Nesta situação faz-se necessário um estágio prévio de oxidação dos sulfetos, de tal forma que a solução de cianeto possa ter acesso para a solubilização do ouro presente.<sup>36;37;38;39;40;41;42;43</sup>

O minério ou o concentrado de flotação pode ser oxidado através de ustulação, com aproveitamento do enxofre presente, em autoclave ou por produtos químicos (cloro, por exemplo), ou ainda por bactérias (bio-oxidação), que oxidam os sulfetos (tais como pirita e arsenopirita) através da ação direta da bactéria ou de compostos por ela produzidos. Previamente à cianetação tem-se uma etapa de lavagem para a remoção de eventuais sulfatos solúveis em água (que são cianicidas) e outros componentes ácidos ou consumidores de oxigênio, oriundos do processo de oxidação empregado, de forma a reduzir os consumos de cianeto e cal, bem como o tempo de cianetação (oxigenação da solução).<sup>44;45;46;47;48;49;50;51;52</sup>

Diversas são as operações unitárias ou os processos de extração de ouro via cianetação; a escolha de um deles é função de vários fatores, tais como: teor e granulometria do ouro, acessibilidade da solução, presença de minerais "cianicidas" e consumidoras de oxigênio, além de material carbonoso, dentre outros. Os processos mais comuns são:<sup>14;40;47;53</sup>

- lixiviação em pilha ("heap leaching"), que é um processo aplicado a minérios de baixo teor, com ouro fino, usualmente isento de sulfetos e

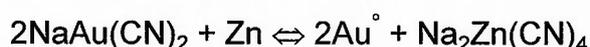
de granulometria grosseira. São duas as modalidades comerciais de lixiviação em pilha : lixiviação direta do "run of mine" e lixiviação de minério após britagem. Nesta operação a presença e a natureza dos finos no minério devem ser devidamente avaliadas, visto que estes podem afetar a percolação da solução de cianeto ou mesmo provocar a colmatação da pilha. Os problemas decorrentes do conteúdo excessivo de finos são contornados através de uma etapa prévia de aglomeração do minério com o emprego de cal e/ou cimento Portland, procedimento este que usualmente acarreta numa redução do ciclo de lixiviação e no aumento da recuperação de ouro. Outra opção também a ser considerada consiste na deslamagem prévia do minério;<sup>53</sup>

- lixiviação em tanque agitado, que é um processo empregado na extração de ouro fino de minérios, concentrados de flotação e produtos de ustulação ou oxidação ("CIP - carbon in pulp; CIL - carbon in leach; CILO - carbon in leach with oxygen; RIP - resin in pulp"). O material processado, com granulometria usualmente inferior a 0,21 mm, é lixiviado por um período de 10 a 72 horas, apresentando recuperações normalmente acima de 90-95% do ouro contido.<sup>23;54;55;56</sup>

- lixiviação em tanque estático ("vat leaching"), que corresponde a um processo intermediário entre a cianetação em pilha e em tanque agitado, aplicado a minérios cominuídos com granulação máxima comumente entre 3,2 e 0,5 mm e a rejeitos de operações densitárias contendo ouro fino.

A recuperação do ouro dos licores gerados em plantas que envolvem lixiviação pode ser efetuada por:<sup>14;23;54;55</sup>

- precipitação com zinco metálico. O zinco sendo mais eletronegativo que o ouro em soluções cianetadas promove o deslocamento dos íons de ouro, ocasionando a sua precipitação na forma metálica segundo a reação:



- adsorção em carvão ativado. O método de adsorção pode tratar licores clarificados, polpas ou mesmo se processar concomitantemente com a lixiviação.

A maioria das lixívias produzidas em operações por percolação é isenta de sólidos em suspensão, sendo a solução carregada alimentada em uma série de colunas cilíndricas preenchidas por carvão ativado ("CIC") ou em tanques com agitadores. O fluxo de lixívia percola a coluna de baixo para cima.

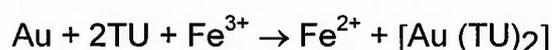
#### **2.4.5. Outros Processos de Extração Hidrometalúrgica - Lixiviação por Tiouréia**

A preocupação com o meio ambiente e a pressão dos movimentos ecológicos geraram a necessidade de se dispor de processos alternativos à lixiviação por cianeto. Durante muitos anos a utilização de tiouréia não passou de curiosidade acadêmica, criticada tanto pelo difícil controle de processo, como pelo elevado custo de lixiviação, decorrente do excessivo consumo de reagente.<sup>57;58</sup>

Na última década, houve um grande avanço no conhecimento de alguns problemas relacionados ao uso da tiouréia (tais como sua degradação; formação de enxofre elementar; alto consumo de reagente; reduzido conhecimento do processo de recuperação final do ouro), o que possibilitou atingir-se rendimentos da ordem de 90% em materiais carbonosos, 95% em concentrados de sulfetos e até 99% em produtos calcinados.

A lixiviação com tiouréia requer controle de pH (usualmente com ácido sulfúrico), potencial de oxi-redução (tendo como oxidante o ar, o peróxido de hidrogênio ou o sulfato férrico e como redutores o dióxido de enxofre e o bissulfito de sódio, entre outros).

A reação típica que representa a dissolução do ouro é dada por:



A cinética da lixiviação por tiouréia é mais rápida do que a por cianeto e a presença de certos minerais cianicidas (como minerais de cobre, antimônio, arsênio e material carbonoso ) afetam em escala menor a extração do ouro, podendo inclusive acelerar o processo.<sup>57</sup>

A tiouréia tem a propriedade de, na presença de oxidantes, se decompor em formas complexas, até a degradação final em uréia e enxofre elementar.

Algumas aplicações industriais são conhecidas em minerações na Austrália, Bélgica, China e França, para o processamento de concentrados de antimônio, concentrados carbonosos e calcinados de zinco.<sup>57</sup>

## **2.5- O Conceito de Liberação do Ouro em Minérios Auríferos**

Para o ouro, o conceito clássico de grau de liberação perde o seu significado físico, uma vez que os processos empregados para a sua recuperação e extração baseiam-se em propriedades específicas desse elemento (formação de amálgamas com mercúrio e lixiviação por soluções alcalinas de cianeto), propriedades estas difíceis de serem correlacionadas em termos práticos através de avaliações ao microscópio, devendo portanto ceder lugar aos termos:<sup>9; 59</sup>

- ouro amalgamável;
- ouro cianetável.

O ouro amalgamável constitui a parcela de ouro em relação ao ouro total contido passível de ser recuperada por processos densitários, seguidos de amalgamação pelo mercúrio. Em condições controladas de laboratório é possível recuperar-se por amalgamação não só as partículas de ouro liberadas até a granulação de 0,04 mm como também o proveniente de partículas mistas em que o ouro constitua mais de 10% da superfície exposta.

O ouro cianetável é a parcela de ouro em relação ao ouro total passível de ser lixiviada por soluções alcalinas de cianeto. Aqui inclui-se não apenas o ouro visível como também aquele incluso mas acessível à solução de cianeto, através de caminhos que permitam o contato do ouro com a solução lixiviante.

### 3- CARACTERIZAÇÃO DE MINÉRIOS AURÍFEROS

A Caracterização Tecnológica de Matérias Primas Mineraias, *sensu lato*, compreende a determinação de propriedades físicas, químicas e físico-químicas voltadas ao seu aproveitamento na indústria. Trata-se de um estudo orientado pelas exigências do processo de beneficiamento e da aplicação a que se destina o bem mineral, constituindo-se em ferramenta imprescindível para a avaliação, exploração e aproveitamento de um recurso mineral.

Como uma especialização relativamente recente, iniciada no país na década de 70, vem ganhando espaço nos setores mineral e de transformação de matérias primas mineraias.

Em sua conceituação ampla engloba não só conhecimentos de Mineralogia Aplicada, como também de Tratamento de Minérios, Amostragem, Geologia de Mineração e de Economia Mineral (características e especificações de produtos).

O desenvolvimento da área de Caracterização Tecnológica no Brasil acompanhou o panorama mundial, sendo conduzida nos seus primórdios por uma reduzida equipe no Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica, a partir do que expandiu-se para as demais Universidades e disseminou-se nas empresas, com significativos frutos econômicos e de avanço tecnológico.

A caracterização de minérios auríferos no país teve grande impulso a partir da segunda metade da década de 80, período a partir do qual foram implantados inúmeros empreendimentos mineiros visando a exploração de ouro. Nesta época, a aproximadamente 10 anos atrás, eram extremamente escassas referências sobre estudos de caracterização aplicados ao beneficiamento de minérios auríferos, sendo estes praticamente inexistentes na literatura nacional.

A abordagem apresentada nesta dissertação reflete o trabalho desenvolvido durante mais de quinze anos por uma equipe de profissionais cuja formação e desenvolvimento voltaram-se especificamente ao estudo das particularidades mineralógicas apresentadas pelos minérios capazes de interferir em seu processamento (\*).

A natureza das informações mineralógicas requeridas depende do estágio de conhecimento do empreendimento ou do desenvolvimento de processo; depende ainda de que tipo de material ou produto está sendo avaliado. Inicialmente, as informações podem ser obtidas com a observação de amostras de mão mas, a medida que os ensaios de processo têm início, com a geração de concentrados, rejeitos ou mistos, estes devem ser igualmente analisados.

Em amostras de mão podem-se obter parâmetros relativos à liberação dos principais minerais de ganga (se grosseira), de modo a permitir a sua eliminação no início da operação de concentração, através, por exemplo, da utilização de etapas de concentração densitária, ou avaliar-se a necessidade de efetuar-se uma etapa de deslamagem, visando a diminuição do consumo de cianeto e cal ou aumentar a extração na cianetação ou a recuperação numa etapa de concentração densitária.

Em amostras de concentrados, estes estudos têm por objetivo avaliar a presença de minerais contaminantes, o que pode explicar os baixos teores obtidos junto a esses produtos; analisa-se ainda qual é a forma de associação entre o ouro contido e os minerais de ganga presentes; verifica-se, através da determinação da composição mineralógica, se ocorre algum mineral cuja presença possa premiar (como por exemplo certos platinóides) ou penalizar o preço de comercialização do concentrado.<sup>65;66</sup>

Em amostras de rejeitos ou produtos intermediários (carga circulante) analisam-se as possíveis causas da presença de ouro junto a esses produtos,

\* incluindo-se não apenas a autora desta dissertação e seu orientador, como também também nomes de projeção nacional e internacional, tais como o da geóloga Lília M. Sant'Agostino, grande precursora e mestra na área de caracterização tecnológica, do engenheiro José Luiz Beraldo e do professor Paulo Abib Andery, dentre outros.

determinando-se procedimentos de modo a minimizar essas perdas. Nestes produtos o ouro pode estar sob várias formas, tais como em partículas individualizadas (na forma placóide, por exemplo), em grãos mistos com outros minerais (como em sulfetos), ou apresentando películas de recobrimento que impeçam a sua concentração (no caso de flotação, por exemplo).

Os vários trabalhos sobre caracterização de minérios auríferos encontrados atualmente na literatura, de uma maneira geral, podem ser subdivididos ou classificados em duas categorias, de acordo com as técnicas predominantes empregadas:

- a primeira, aqui denominada por “técnicas tradicionais”, que utiliza principalmente técnicas de microscopia e compreende a execução de trabalhos com uma conotação preponderantemente de estudos mineralógicos propriamente ditos, objetiva fornecer subsídios à avaliação da gênese do depósito e à compreensão de comportamentos tecnológicos ou à otimização destes; <sup>14;33;67;68</sup>

- a segunda categoria de trabalhos, aqui nomeada por “técnicas direcionadas ao beneficiamento mineral”, que, utilizando-se de procedimentos de separações minerais e de processamento hidrometalúrgico, compreende estudos de caracterização tecnológica, onde não só são determinadas as propriedades mineralógicas, como também o comportamento tecnológico do minério em si, frente às diversas alternativas de beneficiamento. <sup>12;59;69;70</sup>

As duas categorias citadas diferem basicamente pelos volumes e representatividade das amostras estudadas.

### **3.1. Técnicas Tradicionais**

As diversas técnicas de microscopia óptica e eletrônica de varredura estão restritas a uma avaliação qualitativa ou, quando muito, semi-quantitativa de algumas características ou parâmetros do minério, tais como:

- forma de ocorrência, associações e granulometria do ouro;
- presença de películas ou filmes de recobrimento superficial nas partículas de ouro;
- textura do minério e acessibilidade das soluções lixiviantes às partículas de ouro;
- grau de liberação do ouro em relação aos demais minerais presentes;
- composição química das partículas de ouro;
- composição mineralógica do minério.<sup>60;63;71</sup>

As principais limitações na aplicabilidade de técnicas microscópicas devem-se a:

- baixos teores do elemento útil, da ordem de ppm, restringem avaliações quantitativas estatisticamente representativas;
- o material estudado está comumente restrito a apenas duas dimensões (seções polidas);
- pequenas chances de se encontrar ouro na superfície das seções polidas, em amostras com baixos teores (na faixa de ppm), o que obriga ao estudo de um número elevado de seções;
- distribuição errática, devido à dificuldade de homogeneização satisfatória para amostras na faixa de ppm (efeito pepita), o que implica em altas concentrações em determinadas regiões em detrimento de outras que passam a não apresentar ouro;
- o conceito clássico de liberação não apresenta significado físico frente aos processos de concentração e extração de ouro.

A microscopia óptica por luz refletida, com magnificações usuais de 50 a 500 vezes e eventuais acessórios para medições de refletividade e microdureza Vickers, além de testes microquímicos, é a técnica mais utilizada no estudo de minérios auríferos. É empregada principalmente na etapa de pesquisa detalhada, objetivando avaliar a composição mineralógica, a forma de

ocorrência, associações e granulometria do ouro, em suporte a estudos genéticos, definição dos controles de mineralização e tipos de minérios; é também ferramenta usual no estudo de produtos de processo e de ensaios de separações minerais.<sup>6</sup>

Microscopia eletrônica de varredura (MEV), com análises químicas por fluorescência de raios X por dispersão de energia (EDS) ou por comprimento de onda (WDS) e detetor de imagens de elétrons retro-espalhados (“backscattered electron image”), são utilizados de maneira mais restrita no país, principalmente face aos seus custos elevados. As principais aplicações são encontradas no estudo de problemas específicos (como por exemplo películas de recobrimento) e de minérios refratários com ouro intimamente associado a sulfetos, onde são requeridas magnitudes elevadas de aumentos (acima de 1000 vezes).<sup>64;72</sup>

Analísadores de imagens acoplados a microscópios ópticos ou eletrônicos de varredura encontram restrições devido à representatividade do material estudado, sendo necessário um grande número de seções para a obtenção de resultados de natureza semiquantitativa.

Microscópio estereoscópico (lupa binocular) é empregado no estudo do ouro contido em concentrados, com teores mais elevados e de granulação superior a 0,050mm, objetivando avaliar feições tais como forma e granulação ou associações com outros minerais.

A utilização de microscopia óptica de polarização por luz transmitida restringe-se ao estudo dos minerais de ganga transparentes, presentes no minério.

Em conclusão ao acima exposto pode-se dizer que:

- devido ao pequeno conteúdo de ouro normalmente presente nos minérios ou nos produtos gerados no seu processamento, é muito difícil, senão impossível, obter-se representatividade em seções polidas, particularmente quando ocorre ouro nativo. Este problema poderia ser contornado estudando-

se então um número muito elevado de seções polidas, o que, por vezes, torna-se impraticável devido ao grande dispêndio de tempo e custos envolvidos;

- o ouro quando está presente em forma submicroscópica em sulfetos (em solução sólida por exemplo), normalmente ocorre em níveis de concentração abaixo do limite de detecção (100-200 ppm) para quantificação por microsonda eletrônica de varredura (WDS), o que implicaria numa avaliação abaixo da real. Este problema poderia ser contornado utilizando-se análise de prótons (PIXE), cujo limite de detecção para o ouro atinge valores entre 1 e 10 ppm. Mais uma vez, neste caso, seria necessário o estudo de um número grande de seções para obter-se um quadro representativo da situação, uma vez que a distribuição do ouro ocluso em sulfetos não é homogênea;<sup>73</sup>

- os dados mineralógicos obtidos são difíceis de serem correlacionados com processos hidrometalúrgicos, nos quais a percolação dos licores, através de fraturas microscópicas existentes nos diversos minerais presentes, pode extrair o ouro incluso.

### **3.1.1. Identificação Mineral**

Muitas informações relativas à identificação mineralógica do minério ou dos produtos de processo podem ser obtidas através de exames ao microscópio de polarização por luz transmitida ou luz refletiva. O ouro nativo é facilmente identificável em seções polidas pela sua cor e refletividade intensa embora, às vezes, essa identificação possa ser dificultada pela presença de certos teluretos de ouro e prata, os quais apresentam características ópticas semelhantes. Nestes casos, pode-se recorrer à identificação por difração de raios X ou por microsonda eletrônica, ferramentas estas que possibilitam a diferenciação.<sup>74;75;76;77;78;79;80</sup>

Medidas de refletividade podem ser efetuadas com o objetivo de avaliar a pureza do ouro nativo, porque ocorre um aumento progressivo na

refletividade do ouro em função do maior conteúdo em prata (entretanto problemas também possam aparecer quando ocorrem grandes quantidades de outros elementos, como por exemplo o cobre). Recentemente Simpson e Hurdley propuseram uma metodologia para a identificação de minerais de ouro baseada na medida da refletividade em vários comprimentos de onda.<sup>81</sup>

Pode-se utilizar ainda medidas de microdureza para a determinação da pureza do ouro, o que, no entanto, é menos eficiente do que o uso da refletividade, em razão da grande variação nos valores de dureza nessas partículas.<sup>82</sup>

Um dos muitos problemas encontrados na investigação mineralógica é justamente a visualização dos minerais portadores de ouro, que normalmente ocorrem em pequenas quantidades. Isto se torna mais sério no caso de ouro nativo, uma vez que em apenas um grão pode estar todo o conteúdo de ouro presente em uma dada amostra, ou pelo menos uma expressiva parcela do total. É possível ao microscópio visualizar-se rápida e completamente a área de uma seção polida, que normalmente apresenta 2 a 3 cm de diâmetro, com ampliações da ordem de 100 vezes para a detecção de partículas de ouro nativo acima de 0,002 mm; ampliações maiores (superiores a 1600 vezes) são requeridas para detectar grãos menores, o que torna este tipo de estudo pouco usual em função dos seus elevados custos e tempos de execução. Isto pode ser contornado utilizando-se análises por microscopia eletrônica de varredura com busca automática controlada por um dispositivo de análise de imagens.<sup>83</sup>

A análise por microsonda eletrônica (EDS ou WDS) é a melhor metodologia para a determinação da composição do ouro nativo em micro-escala. Gasparine enfatiza a importância deste tipo de análise para o estudo de minérios de ouro e prata ou em seus produtos de beneficiamento.<sup>33;84</sup>

### 3.1.2. Proporções Minerais

O conhecimento das proporções minerais é uma variável muito importante em estudos mineralógicos e tecnológicos. Estas informações ganham grande significado quando esses minerais apresentam diferentes respostas ao processo de beneficiamento que está sendo pesquisado ou aplicado.

É de fundamental importância o conhecimento das proporções dos minerais de ganga, uma vez que elas podem apresentar implicações diretas nos processos de beneficiamento.

Existem inúmeros métodos para a determinação das proporções minerais em minérios ou em produtos de beneficiamento. Estes incluem determinação visual (contagem de partículas ou de grãos), técnicas de microscopia óptica ou eletrônica de varredura (contagem de pontos, contagem total, contagem de área), separações minerais, difração quantitativa de raios X e análises químicas, dentre outros.<sup>74</sup>

Muitos desses processos são aplicáveis à quantificação dos minerais de ganga; raros são aqueles empregados na determinação da proporção de minerais de ouro, em razão dos seus baixos níveis de concentração.

Em minérios auríferos, a contagem de pontos e a difração de raios X não são aplicáveis na caracterização do ouro presente, enquanto que a análise química é apenas indicativa. Separações minerais, isto é, a concentração dos minerais de ouro ou das partículas de ouro, são aplicáveis no caso em que a liberação do ouro for elevada, mas podem induzir a conclusões errôneas quando ela for baixa (considerando-se o conceito clássico de liberação).

A contagem de área, mediante dispositivos de análise de imagens, é provavelmente a melhor metodologia para a quantificação de minerais que ocorrem em pequenas proporções, mas erros estatísticos podem ocorrer. Para minerais que estão presentes em concentrações muito baixas, como o ouro

nativo (em níveis inferiores a 100 g/t), a utilização de contagem de área deve ser efetuada em um número elevado de seções polidas, de forma a garantir a representatividade da amostragem efetuada para a confecção das referidas seções, ou usar outros métodos para a quantificação das proporções dos minerais presentes.

Portanto, qualquer que seja a metodologia utilizada para a quantificação da mineralogia presente, ela será muito mais importante para o estudo dos minerais de ganga do que propriamente para o ouro.

A seleção dos processos a serem aplicados no beneficiamento de um dado minério está essencialmente relacionada à distribuição granulométrica e forma de associação das partículas de ouro. Estas variáveis não são passíveis de serem determinadas através de estudos microscópicos, a não ser em casos excepcionais de trabalhos excessivamente detalhados e de elevadíssimo custo. Somente a título de exemplo, pode-se ter contado ao microscópio cento e cinquenta partículas de ouro e se obter uma dada distribuição. A partícula seguinte, a de número 151, pode ser uma pepita, alterando totalmente a curva de distribuição granulométrica (uma única pepita pode representar, hipoteticamente, de 30 a 80% da distribuição). O mesmo raciocínio pode ser extrapolado para a avaliação de forma de associação do ouro com os minerais de ganga.

### **3.1.3- Formas de Ocorrência do Ouro e Associações com Minerais de Ganga**

Um aspecto extremamente importante a ser investigado na caracterização mineralógica é o tipo de associação entre o ouro e os diversos minerais constituintes do minério, uma vez que esse parâmetro é fundamental para a determinação do processo mineral a ser empregado.

No geral, pode-se dizer que o ouro ocorre na forma livre, isto é, em grãos susceptíveis à concentração densitária ou acessíveis à amalgamação ou à cianetação, ou associado preferencialmente aos minerais de ganga presentes (por exemplo em inclusões nos sulfetos).

Enquanto a identificação mineralógica do ouro ou de seus minerais é fácil de ser efetuada, a caracterização da relação entre o ouro e minerais portadores é mais difícil.

Pequenas quantidades de ouro são reportadas em solução sólida com os sulfetos. Segundo Gasparrine muitas dessas chamadas soluções sólidas, na realidade correspondem a diminutos grãos de ouro, o que nem sempre é possível de ser diagnosticado com a utilização de instrumentos pouco sofisticados ou em análises mineralógicas rotineiras.<sup>33</sup>

Além desse aspecto, partículas de dimensões muito reduzidas podem não ser visíveis à microscopia eletrônica de varredura (MEV), mesmo utilizando-se alta resolução (15000 x). Muitos estudos de dissolução seletiva foram efetuados em piratas auríferas (Mt. Morgan, na Austrália; Carlin, Nevada; Great Yellowknife, Canadá), com o objetivo de constatar a presença de solução sólida nesses sulfetos (uma vez que grãos individualizados de ouro não haviam sido visualizados); estes estudos acabaram comprovando a existência de partículas de ouro de dimensões diminutas (inferiores a 0,00002 mm), "invisíveis" ao MEV, aliadas a pequenas proporções de ouro (em relação ao total) na forma de solução sólida.<sup>19;85;86</sup>

Em resumo, as técnicas tradicionais aplicam-se especificamente a:

- quantificação dos minerais de ganga presentes;
- avaliação do tamanho e forma de associação do ouro, sem contudo oferecer dados quantitativos válidos para fins de estabelecimento de alternativas ou otimização de processos.

### 3.2. Técnicas Direcionadas ao Beneficiamento Mineral

Como as técnicas tradicionais somente em condições extremamente excepcionais permitem determinar a distribuição granulométrica das partículas de ouro, técnicas indiretas, simulando os processos empregados, foram desenvolvidas para a caracterização de minérios auríferos.

Esta metodologia, muito bem exemplificada por Henley; Gasparrine; Veiga; Kahn et al, Brooy et al, dentre outros, objetiva submeter o minério a procedimentos laboratoriais padronizados, os quais têm por premissas certas propriedades apresentadas pelo ouro nativo: <sup>19;21;56;64;70;74</sup>

- peso específico muito elevado;
- solubilidade em soluções alcalinas e diluídas de cianeto;
- formação de amálgamas com mercúrio.

As proporções de ouro amalgamável e de ouro cianetável, dentre outros parâmetros, são determinadas nos estudos de caracterização tecnológica, através da conjugação da utilização de técnicas tradicionais e do emprego de procedimentos descontínuos, que simulam determinadas operações unitárias de processo, a partir de amostras de pequeno volume, representativas, porém, de todo o minério (com massas da ordem de kg a dezenas de kg).

Os dados obtidos na análise destes resultados são bastante conclusivos, gerando as informações necessárias à escolha das alternativas de processo mais indicadas, visando o beneficiamento do minério, com as estimativas de recuperação metalúrgica ou fornecendo um diagnóstico de instalações já existentes, objetivando a otimização de um processo existente.

De acordo com esta metodologia a natureza dos trabalhos de caracterização tecnológica apresenta uma superposição parcial com os estudos de desenvolvimento de processos em escala de bancada. As principais diferenças entre eles referem-se aos volumes de amostras, aos seus objetivos e aos meios utilizados para atingí-los. Do ponto de vista tecnológico

deve-se procurar reproduzir, em escala de laboratório, os processos de beneficiamento envolvidos (ensaios estes também denominados “diagnósticos de processo”) e determinar a recuperação de ouro. Se esta recuperação for elevada, o minério responderá satisfatoriamente aos processos usuais de beneficiamento; em caso contrário, a investigação das propriedades inerentes ao minério deverá ser mais detalhada.

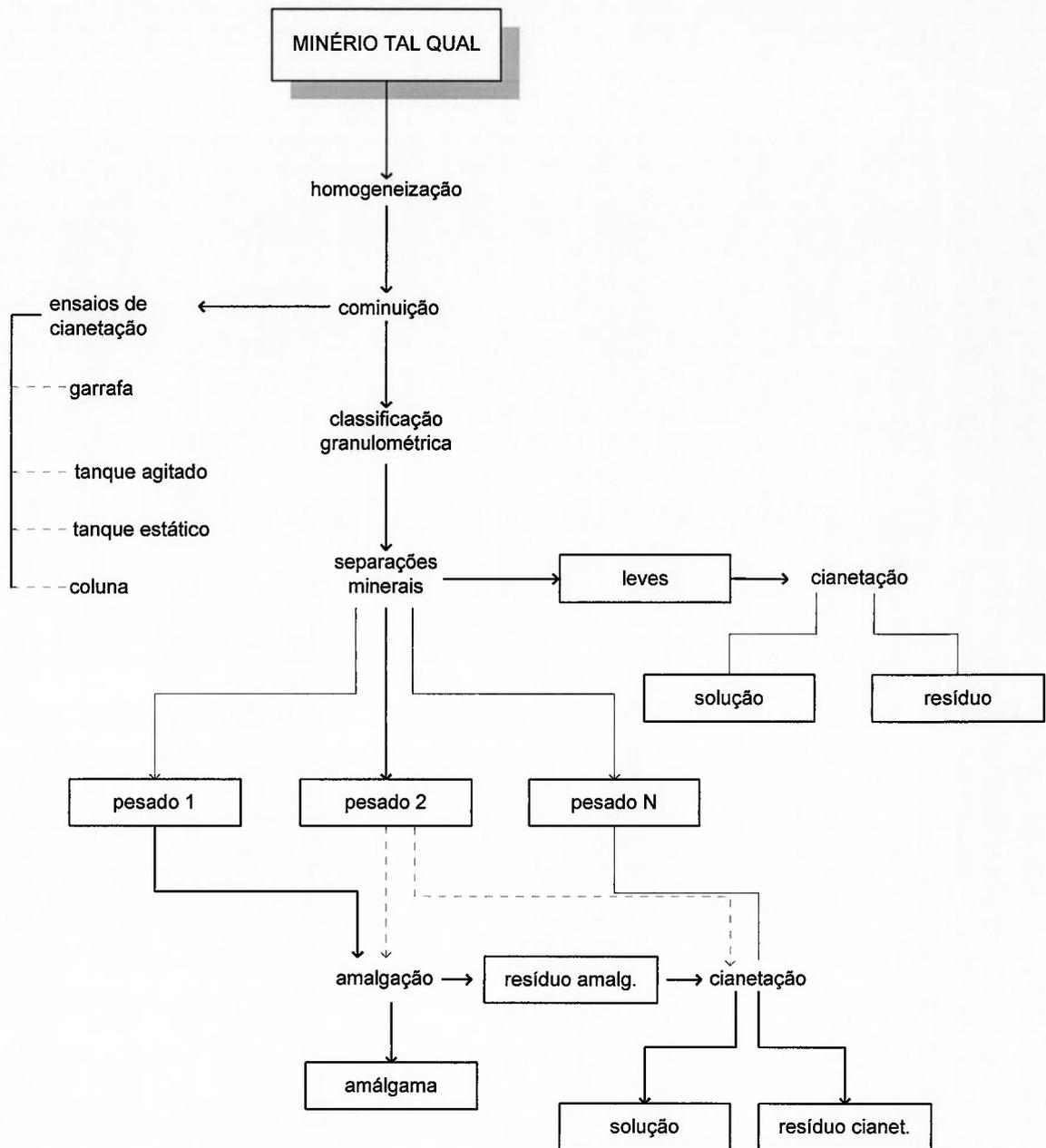
Como já mencionado, o estudo petrográfico de fragmentos é útil para a observação das associações mineralógicas, embora as chances de observar-se ouro sejam muito remotas, tornando-se portanto mais conveniente a utilização de técnicas de separação, com o objetivo básico de “concentrar” as partículas que contenham ouro, de modo a poder estudá-las melhor.

Um procedimento genérico para o desenvolvimento de estudos de caracterização tecnológica consiste de etapas de cominuição seguida por classificação granulométrica e separações minerais efetuadas por fração; os produtos das separações minerais são cuidadosamente observados ao microscópio e posteriormente amalgamados e cianetados. Análises químicas são efetuadas em todos os produtos finais obtidos (tais como sólidos provenientes de etapas de lixiviação, soluções com cianeto e águas de lavagem e amálgamas).

Um esquema geral destas operações é apresentado na Figura 3. Estas operações são detalhadas a seguir.

### **3.2.1. Cominuição**

A cominuição tem por objetivo fragmentar o minério ou um determinado produto, de modo a liberar o mineral útil dos minerais de ganga aos quais ele possa estar associado e/ou adequar, em termos granulométricos, este material às etapas ou especificações posteriores. Com tal finalidade, fazem-se uso de operações de britagem (fragmentação grosseira) e de moagem (fragmentação



**FIGURA 3**  
**PROCEDIMENTO GERAL PARA A CARACTERIZAÇÃO DE MINÉRIOS**  
**AURÍFEROS**

fina). No caso de minérios aluvionares, onde o ouro ocorre usualmente em grãos individualizados (livres), esta operação é dispensada.

Após a cominuição, segue-se uma etapa de homogeneização e amostragem, para a execução da classificação granulométrica ou demais ensaios.

### **3.2.2. Classificação Granulométrica**

A classificação granulométrica tem por objetivo separar o minério ou os produtos que estão sendo estudados em classes de tamanho, utilizando operações de peneiramento, classificações hidráulicas, mecânicas, pneumáticas, etc.

### **3.2.3. Separações Minerai**

As separações minerai são efetuadas utilizando-se das diferenças nas propriedades físicas existentes entre os diversos minerai presentes na amostra, tais como peso específico e/ou susceptibilidade magnética. Estas separações permitem a individualização de assembléias ou espécies minerai, auxiliando na identificação das fases, determinação quantitativa da composição mineralógica, definição de forma, granulação e associações do ouro e, em casos específicos, são fundamentais para a determinação da liberação relativa entre as espécies minerai presentes.

As principais técnicas empregadas, a nível de caracterização, são as separações com líquidos orgânicos densos, por faixa granulométrica, permitindo atingir peso específico de até  $5,10 \text{ g/cm}^3$  (solução de Clérici, à quente), as separações eletromagnéticas em separadores Frantz

(isodinâmicos ou de barreiras) e a separação magneto-densitária, possibilitando atingir densidades de até  $21 \text{ g/cm}^3$ .<sup>64;77;79</sup>

Os líquidos orgânicos densos mais comumente utilizados para a execução dos ensaios de separações minerais, em escala de laboratório, são apresentados na Tabela 3.<sup>78</sup>

**TABELA 3**

**PRINCIPAIS LÍQUIDOS ORGÂNICOS DENSOS UTILIZADOS EM  
CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA (68)**

líquido orgânico	composição química	densidade a 20°C ( $\text{g/cm}^3$ )
bromofórmio	$\text{CHBr}_3$	2,89
tetra-bromo-etano	$\text{CHBr}_2\text{CHBr}_2$	2,96
di-iodeto de metileno	$\text{CH}_2 \text{I}_2$	3,33
solução de Clérici	formiato-malonato de tálio	4,40 (35° C); 5,10 (100° C)

Nas separações com líquidos densos, a escolha da densidade a ser utilizada é função dos minerais de ganga presentes; assim, por exemplo, quando o quartzo ( $d = 2,67 \text{ g/cm}^3$ ) é o principal mineral de ganga constituinte da amostra, utiliza-se como meio de separação o bromofórmio, cuja densidade máxima é da ordem de  $2,89 \text{ g/cm}^3$ , obtendo-se então, no produto flutuado, o quartzo liberado. Se no produto afundado resultante desta separação houver outros silicatos mais pesados presentes (tais como silicatos ferro-magnesianos) pode-se optar pela utilização de um outro líquido, de densidade

mais elevada que a do bromofórmio, e assim proceder a novas e sucessivas separações, obtendo-se, portanto, produtos com minerais de densidades cada vez maiores, na forma liberada ou mistos com o ouro ou sulfetos (se presentes).

A recente introdução de equipamentos comerciais de separação magneto-densitária (por exemplo, o Magstream) acarretou num expressivo avanço nas técnicas de caracterização de minérios auríferos, seja pela possibilidade de efetuarem-se separações em densidades mais elevadas ou pela expressiva redução no tempo e nos custos dispendidos para a realização das separações minerais. Esta técnica apresenta a possibilidade de separações em densidades entre 1,5 e 21 g/cm<sup>3</sup>, em faixas estreitas de densidade e com eficiência pouco inferior a das separações em líquidos densos.<sup>64</sup>

Quando o principal mineral de ganga associado ao minério em estudo é a magnetita, por exemplo, é mais conveniente a utilização de separação magnética de baixa intensidade, que pode inclusive ser efetuada manualmente com o uso de um ímã permanente.

O limite de granulometria inferior usual para estas técnicas é da ordem de 0,01 mm, uma vez empregados os procedimentos operacionais adequados.

Os vários produtos resultantes das separações efetuadas são submetidos à análise mineralógica, através da observação ao microscópio óptico para avaliação e quantificação dos minerais presentes, verificação da forma, granulometria e possíveis associações dos grãos de ouro nos produtos onde ele estiver presente; a difratometria de raios X também é empregada no auxílio à identificação das fases presentes.

Os produtos pesados contendo grãos visíveis de ouro são previamente amalgamados, para posterior quantificação da parcela de ouro amalgamável (o que simularia o ouro recuperável por processos densitários).

Os resíduos de amalgamação e os demais produtos gerados nas separações minerais são então cianetados, em meio alcalino, com dosagens

de cianeto superiores às usuais (cerca de 5 a 10 vezes), de tal forma que eventuais cianicidas não interfiram na extração do ouro.

A depender das características do minério, ensaios de cianetação direta são também conduzidos em paralelo. Os principais procedimentos adotados consistem de:

- ensaios em coluna para material de granulação grosseira, com tamanhos máximos entre 25 e 6 mm e comumente isento de sulfetos.
- ensaios descontínuos em tanque agitado ou em garrafa são efetuados em amostras de granulação mais fina, usualmente inferior a 0,595 mm (28 malhas Tyler), possibilitando a obtenção de informações preliminares no que se refere a consumo de cianeto e curva de extração em função do tempo de lixiviação.

A presença de material carbonoso e sua eventual interferência na cianetação dos produtos de separações minerais é usualmente minimizada através de uma separação em líquido orgânico com densidade inferior a 2,5 g/cm<sup>3</sup>. O produto leve assim obtido é constituído predominantemente por material carbonoso, cuja eventual parcela de ouro associada pode ser facilmente determinada através de análise química.

#### **3.2.4- Sumário das Informações Obtidas Através de Técnicas Direcionadas ao Beneficiamento Mineral**

De acordo com a metodologia exposta, podem ser determinados em amostras representativas e de reduzido volume (com massas da ordem de poucos quilos a dezenas de quilos):

- granulação, teores e forma de ocorrência do ouro;
- presença de minerais potencialmente consumidores de cianeto (cianicidas) ou de oxigênio;

- presença de material carbonoso (o que pode provocar adsorção do ouro dissolvido, em soluções de cianeto) ;
- composição mineralógica do minério;
- partição do ouro total presente no minério entre:
  - ouro nativo ou amalgamável;
  - ouro cianetável;
  - ouro não acessível associado a silicatos;
  - ouro não acessível associado a sulfetos (inclusões ou soluções sólidas).
- indicações dos processos mais adequados ao beneficiamento do minério ou otimização deste, com o estabelecimento de estimativas de recuperações metalúrgicas.

## 4- ESTUDO DE CASO: O MINÉRIO PRIMÁRIO DA JAZIDA DE SALAMANGONE

### 4.1- A Jazida de Salamangone

A jazida de Salamangone situa-se nas proximidades da localidade de Lourenço, no município de Calçoene, a 260 km de Macapá, Amapá, entre as longitudes 51°30' W e 51°40'W e as latitudes 2°12' N e 2°22' N (Figura 4).<sup>96;97</sup>

As atividades de exploração da mina de Salamangone foram efetuadas pela Mineração Novo Astro S.A até agosto de 1995, quando as reservas foram exauridas.

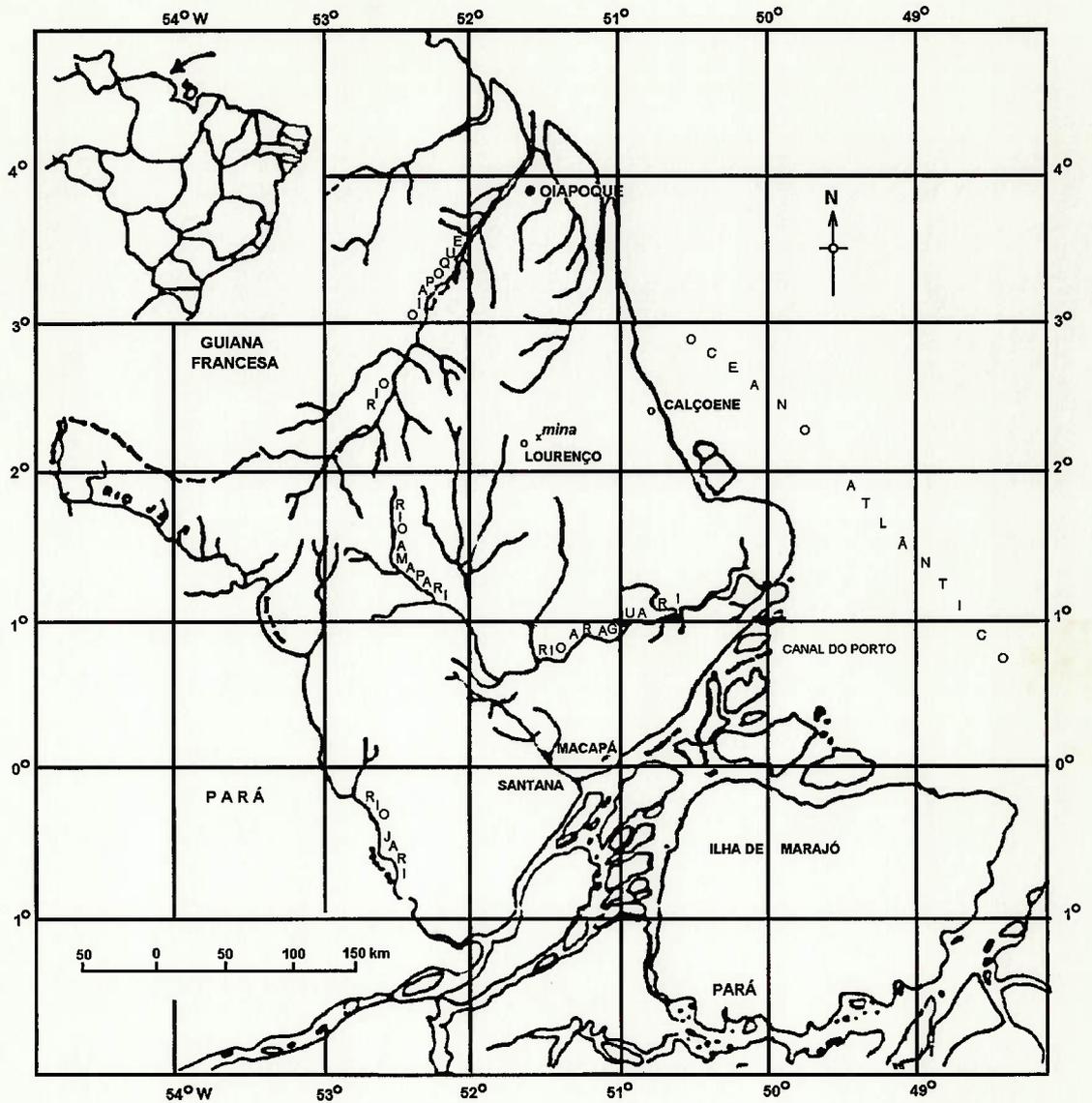
A ocorrência e exploração garimpeira de ouro no município de Lourenço, porção central do Estado do Amapá, em região típica de floresta amazônica, é conhecida desde o final do século passado. Depósitos aluvionares foram objeto de extensiva garimpagem ao longo de muitas das drenagens da região.<sup>98;99</sup>

Em 1983, como resultado de uma pesquisa geológica sistemática e intensiva, realizada pela Mineração Novo Astro, foi individualizado, no local denominado Morro do Salamangone, um rico depósito secundário (elúvio/coluvionar), num manto de intemperismo, com espessuras de até 150m.

A área de influência do Morro do Salamangone foi também objeto de garimpo ao longo dos baixios ou acumulações aluvionares, com pontuais explorações de pequenos veios auríferos descobertos no passado em suas encostas.

Com a implantação de uma mineração organizada para exploração do minério secundário, deu-se prosseguimento às pesquisas de sub-superfície que possibilitaram a definição de uma significativa reserva de ouro associada a minério primário.

As informações obtidas através de furos de sondagem permitiram definir uma zona silicificada principal (espessura de 0,5 a 6 m), encaixada em gnaiss



**FIGURA 4**

**MAPA DE LOCALIZAÇÃO DA JAZIDA DE SALAMANGONE (98)**

tonalítico, contendo vênulas a veios de quartzo, mineralizada a ouro. Ramificações desta zona principal geraram veios da capa e da lapa, com menor possança. Na zona principal, com direção 45 NW, e mergulho aproximado de 60/70 NE, responsável pela maior reserva de minério até então cubada, foi embocada uma galeria de pesquisa denominada 345.

Descrições e estudos litológicos de campo reconheceram a presença de ouro nativo grosseiro e sulfetos, principalmente pirrotita e arsenopirita, associados às zonas auríferas silicificadas.

A mineralização refere-se a ouro livre ou associado principalmente a arsenopirita, em veios de quartzo tabulares, cuja extensão varia de dezenas de metros até centenas ou mais, encaixados em biotita tonalitos (Figura 5).<sup>98</sup>

A encaixante tonalítica torna-se gnáissica nas proximidades dos veios por alinhamento paralelo das biotitas. Os biotitas xistos ocorrem intercalados na sequência e são paralelos aos veios de quartzo.

Os veios de quartzo, subparalelos, com mergulho 60 NE e direção 45 NW apresentam espessuras variáveis, podendo atingir três metros (média de 2,5 m).

As encaixantes são estéreis e a passagem para os veios é brusca. A continuidade dos veios, em profundidade, é conhecida até cerca de 150 m.

Segundo Ferran, uma hipótese a considerar é interpretar a mineralização como sendo uma "shear zone", anterior à tonalitização, uma vez que não ocorrem zonas de milonito ou de brechas tectônicas no tonalito. A outra alternativa para a origem destes veios de quartzo mineralizados e subparalelos, com estas extensões, seria a de que se tratasse de metacherts recristalizados, hipótese já aventada por Veiga et. al. para a região do Morro da Mina no rio Cassiporé, ao norte de Lourenço e na mesma província metalogenética; a gênese seria, portanto, sedimentar.<sup>98</sup>

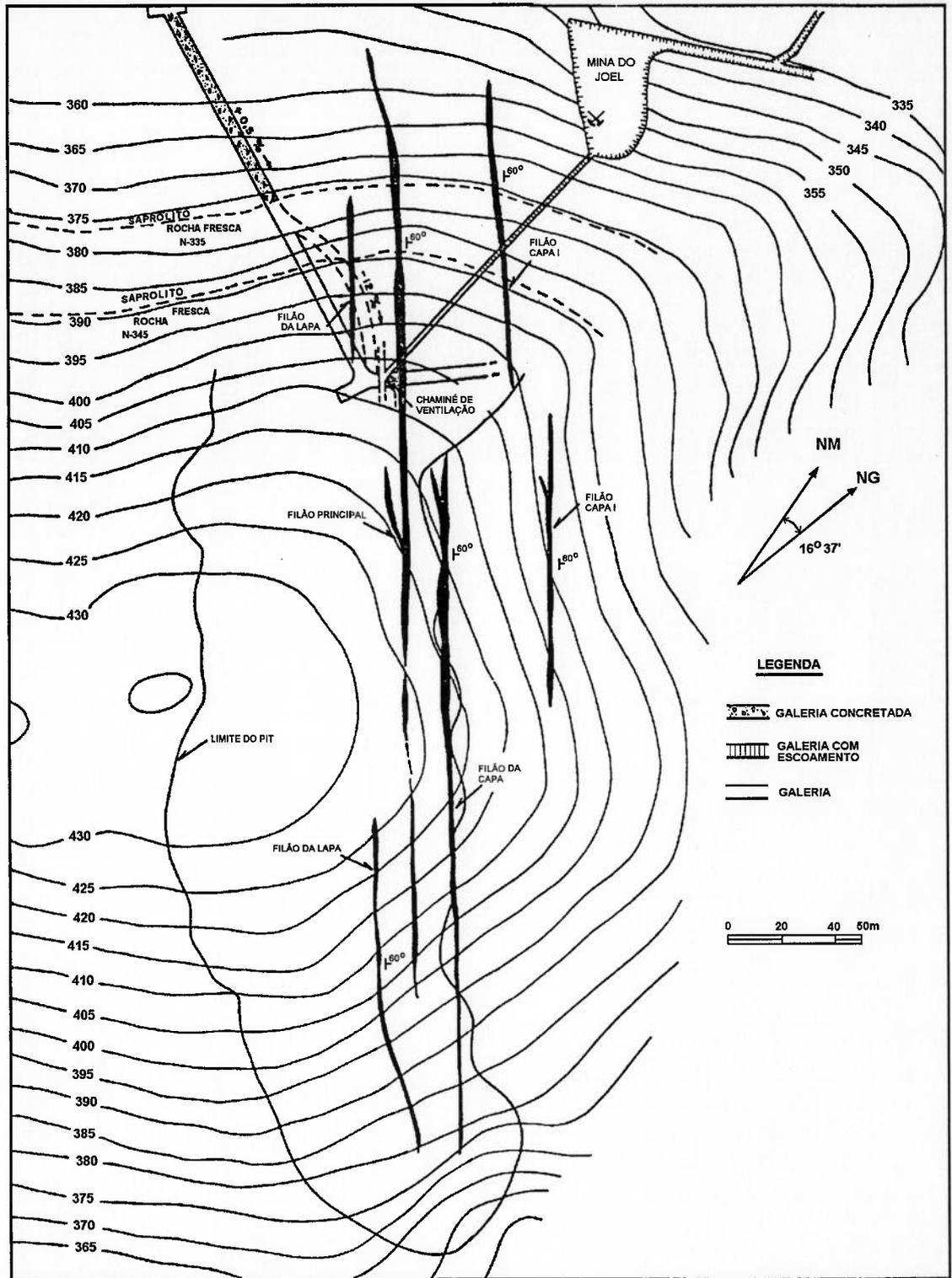


FIGURA 5

VEIOS MINERALIZADOS DA JAZIDA DE SALAMANGONE (98)

As reservas globais de ouro em Salamangone situavam-se ao redor de 10 toneladas de metal contido. Estas reservas, hoje já exauridas, estavam assim subdivididas:<sup>98</sup>

- no elúvio-colúvio foi estimada uma reserva residual de cerca de 870 kg de ouro, recuperáveis por processos densitários, uma vez que o elúvio-colúvio contém exclusivamente ouro livre;

- no saprolito estavam estimadas em cerca de 500 000 t a um teor da ordem de 6g/t, com uma reserva aproximada de 3 t de ouro. No saprolito ocorre ouro livre mais grosseiro ou ouro incluso no quartzo;

- para o minério primário as reservas globais foram estimadas em mais de 450 000 t a um teor de 16 g/t, equivalente a um total recuperável superior a 7 t de ouro. O minério primário é constituído por quartzo de três tipos: leitoso, de granulação fina, com textura sacaróide; leitoso a claro, compacto e azulado a cinzento maciço.<sup>98</sup>

#### **4.2- Amostras Estudadas**

Os estudos foram executados em amostras coletadas pela equipe técnica da Mineração Novo Astro na galeria de pesquisa denominada 345, correspondente a uma zona de veio com direção 45 NW e mergulho aproximado 60/70 NE (Figura 6).

A amostragem foi efetuada por canaletas nas paredes laterais, no teto e na base da galeria, através de descascamento, obtendo-se inicialmente 6 amostras correspondentes a cada porção do veio, conforme Tabela 4.

Todo o material gerado foi submetido, pela Mineração Novo Astro, a etapas sucessivas de britagem e homogeneização em pilha, de modo a permitir a amostragem para a obtenção das alíquotas representativas a serem caracterizadas, com massas aproximadas de 350 kg cada.

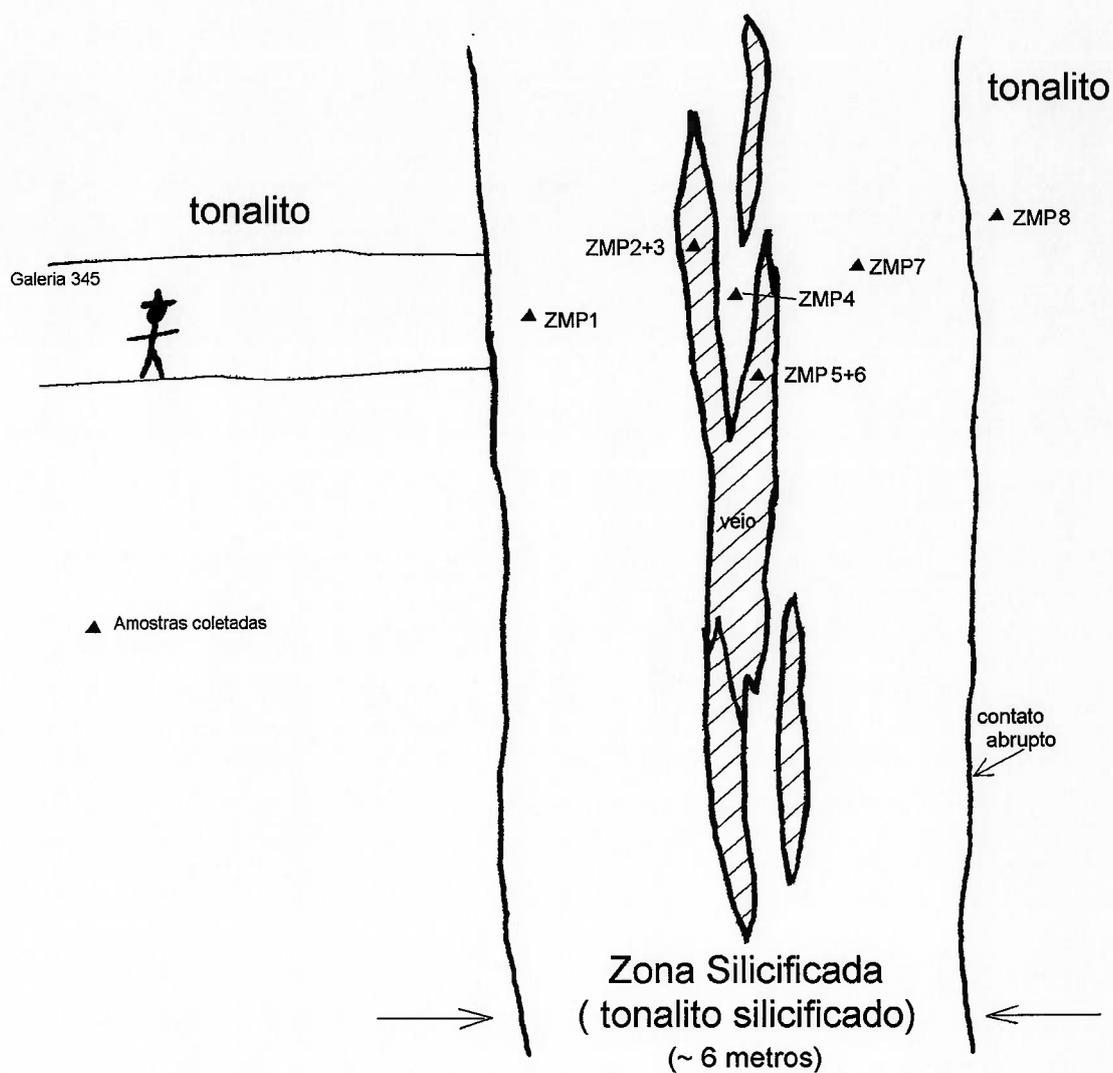


FIGURA 6

LOCALIZAÇÃO ESQUEMÁTICA DAS AMOSTRAS NA GALERIA 345

**TABELA 4**  
**DESCRIÇÃO DE CAMPO DAS AMOSTRAS COLETADAS NA GALERIA 345**

amostra	descrição de campo
ZMP 1	tonalito gnaisse muito silicificado com arsenopirita; zona encaixante do teto
ZMP2+3	veio de quartzo+tonalito gnaisse muito silicificado contendo arsenopirita; veio de quartzo
ZMP4	tonalito gnaisse muito silicificado contendo arsenopirita; zona silicificada intermediária
ZMP5+6	veio de quartzo+tonalito gnaisse muito silicificado contendo arsenopirita; veio de quartzo 2
ZMP 7	tonalito gnaisse silicificado com arsenopirita; zona silicificada do muro
ZMP 8	tonalito gnaisse levemente silicificado; zona encaixante do muro

As amostras recebidas foram submetidas, individualmente, a uma primeira etapa de britagem e homogeneização, até 100% em peso passante em 12,7 mm (1/2"). Do material, homogeneizado em pilha alongada de seção triangular, foram retiradas alíquotas para análises químicas e posterior composição para os estudos de caracterização tecnológica.

As alíquotas para a determinação do teor de ouro foram submetidas a um esquema de preparação para análise, objetivando verificar a presença de efeito pepita e minimizar suas conseqüências (Anexo A).

A alíquota a menos 12,7 mm, de cerca de 20 kg, foi britada em moinho de rolos até 100% em peso passante em 3,2 mm (6 malhas Tyler). Deste material foi tomada uma série de alíquotas para análises químicas, conforme exposto na Figura 7.

As análises químicas foram realizadas por espectrometria de absorção atômica, tomando-se por base alíquotas de 50g de material pulverizado, num total de 17 determinações de ouro por amostra, e por "fire assay", num total de 5 por amostra. Para a determinação do conteúdo de ouro e avaliação do efeito pepita foi estabelecido um esquema de preparação para cada uma das amostras. Todos os resultados encontrados estão expostos na Tabela 5, observando-se para as amostras ZMP2+3 e ZMP5+6 (porção do veio de quartzo mais rico em ouro), elevado efeito pepita.

Em função das características litológicas observadas e das possibilidades de exploração do minério, as amostras foram compostas, resultando em três tipos básicos para os estudos de caracterização tecnológica, conforme explicitado na Tabela 6.

A amostra ZMP4 foi estudada isoladamente, uma vez que se ela apresentasse características tecnológicas diferenciadas, seu estudo poderia orientar o processo quando este tipo de material ocorresse em maior quantidade.

manu1

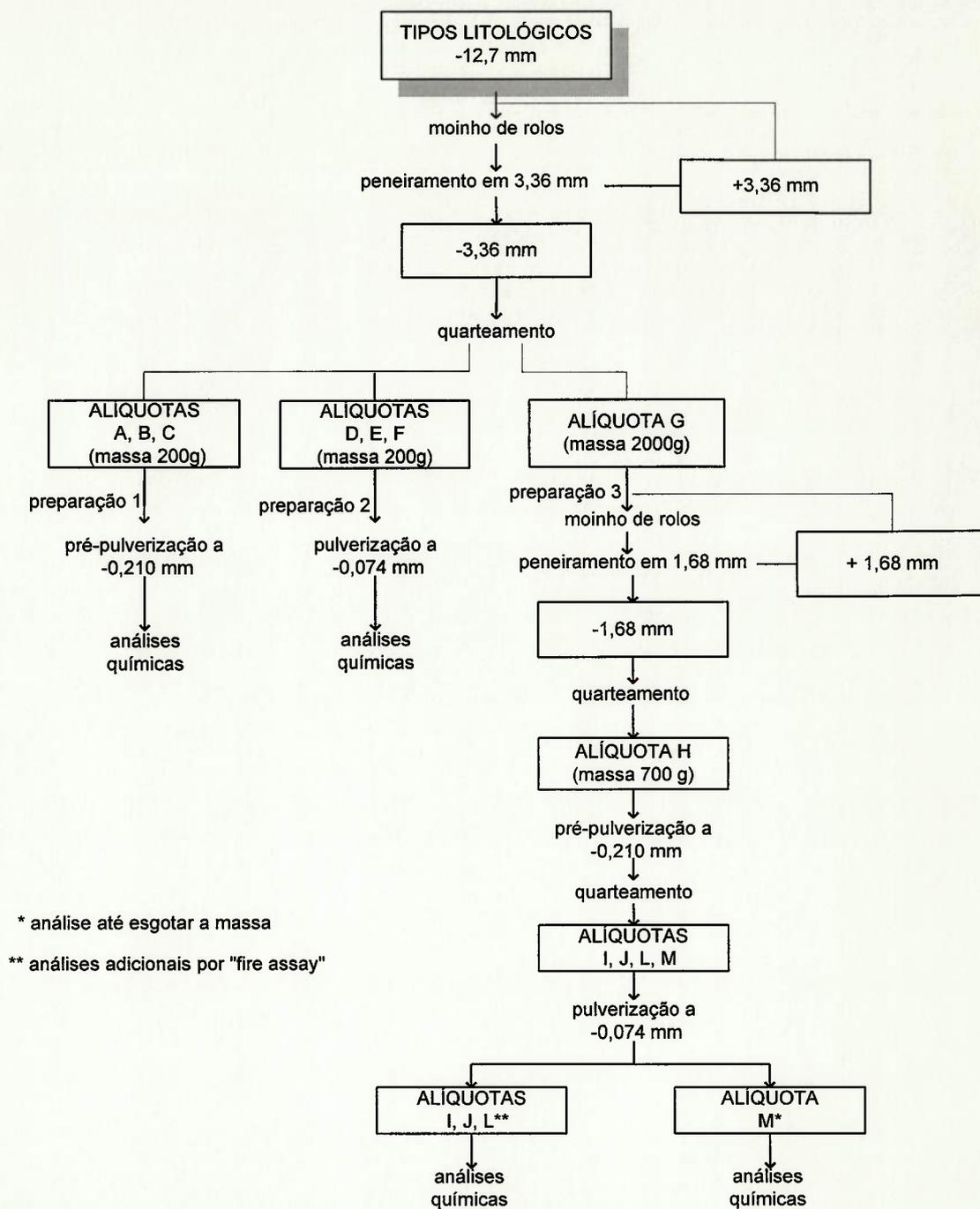


FIGURA 7

ESQUEMA DE PREPARAÇÃO DE AMOSTRAS PARA ANÁLISES QUÍMICAS



**TABELA 6**  
**TEORES DE OURO NAS AMOSTRAS ESTUDADAS**

amostra	composição	teor médio de Au (g/t)	desvio padrão
Veio	ZMP2+3+ZMP5+6	45	41,7
Intermediária	ZMP4	4,53	7,65
Encaixante	ZMP1 + ZMP7	1,94	---

#### 4.3- Processamento das Amostras em Laboratório

As três amostras compostas foram submetidas ao esquema de procedimento experimental exposto na Figura 8.

Inicialmente cada amostra, com massa aproximada de 350 kg foi submetida à britagem a menos 12,7 mm (-1/2 polegada), sendo, a seguir cominuída em moinho de rolos, em circuito fechado, até 100% passante em 0,597 mm (28 malhas Tyler).

Com o produto moído, após homogeneização, foi efetuada uma pilha alongada de seção triangular para retirada de alíquotas representativas, cada qual com massa ao redor de 50 kg.

A seguir, tomaram-se duas dessas alíquotas, as quais foram submetidas à classificação granulométrica por peneiramento a úmido, utilizando-se as peneiras 0,297 mm (48 malhas Tyler), 0,149 mm (100 malhas Tyler), 0,074 mm (200 malhas Tyler) e 0,044 mm (325 malhas Tyler), sendo uma das alíquotas enviada apenas para análise granulo-química, com dosagens de Au, Ag, S, As, Zn, Cu, Pb e Mo e a outra para o posterior processamento em laboratório. Tal procedimento, com o processamento paralelo de duas alíquotas, visou

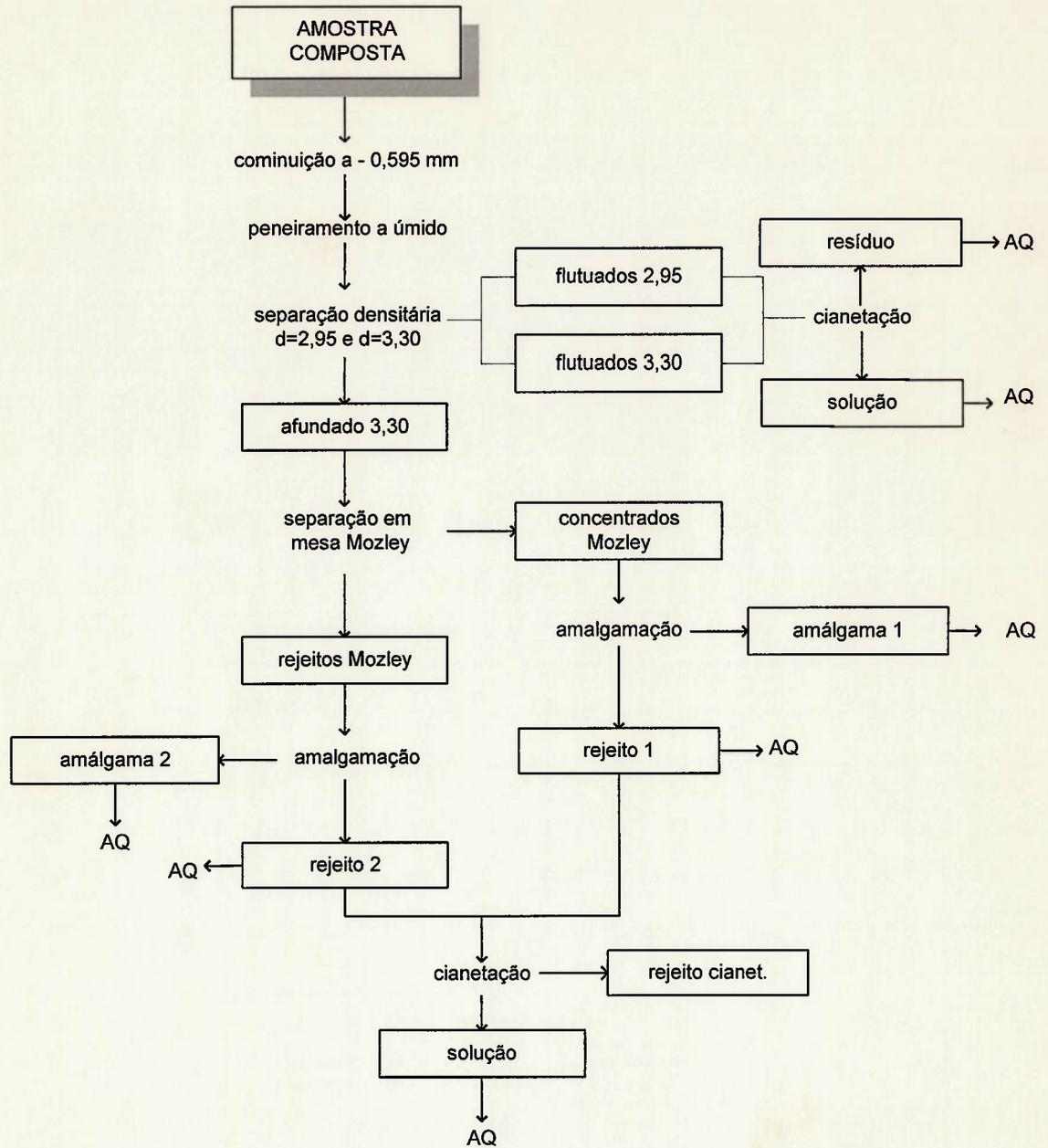


FIGURA 8

ESQUEMA DO PROCEDIMENTO EXPERIMENTAL ADOTADO

minimizar os eventuais erros de amostragem decorrentes da existência de possível "efeito pepita", possibilitando um melhor controle no manuseio das amostras, aliado a maior qualidade/confiabilidade dos resultados obtidos.

Na sequência, foram efetuados ensaios de separação em meio denso por faixa granulométrica, nas densidades  $2,95 \text{ g/cm}^3$  e  $3,30 \text{ g/cm}^3$ . O produto afundado em  $3,30 \text{ g/cm}^3$  foi submetido a ensaios de separação densitária descontínua em mesa Mozley (Mozley Mineral Separator, modelo C800), utilizando-se tablado em "V". Tais ensaios objetivaram gerar concentrados de minerais pesados com elevado conteúdo de ouro, descartando para o rejeito a maior parcela de grãos mistos de ouro com silicatos ou com sulfetos. Os produtos obtidos, conseqüentemente, foram denominados concentrados e rejeitos Mozley.

Os concentrados de pesados produzidos em mesa Mozley foram objeto de observações à lupa, ao microscópio óptico e à análise por microscopia eletrônica de varredura (MEV), no sentido de determinar a forma de ocorrência do ouro contido.

A seguir, tanto os concentrados como os rejeitos obtidos na mesa Mozley foram amalgamados por fração granulométrica, em ensaios padronizados, com duração entre 12 e 15 horas, a 60 % de sólidos em peso e relação massa de Hg / massa de amostra de 1,5:30, determinando-se, assim, a parcela de ouro passível de ser amalgamada.

Após a amalgamação, os resíduos desta operação e os flutuados dos ensaios de separação em meio denso foram submetidos, também por fração granulométrica, a ensaios descontínuos de cianetação, com o objetivo de se verificar a parcela de ouro misto cianetável, determinando-se, então, os conteúdos residuais de ouro intimamente associados aos minerais de ganga, não acessíveis à extração direta por cianeto.

Todos os produtos obtidos no decorrer dos ensaios foram analisados quimicamente e minuciosamente examinados à lupa e ao microscópio óptico, sendo documentados os principais aspectos de forma e de associação do ouro.

Análises difratométricas também foram efetuadas, objetivando definir a mineralogia presente em cada tipo litológico estudado.

Análises químicas de ouro foram efetuadas por absorção atômica, a partir de alíquotas da ordem de 50 g, após calcinação e solubilização com água régia e extração com MIBC (metil isobutil cetona).

#### **4.4- Interpretação de Dados**

Ao término do processamento das amostras, efetuou-se uma integração dos dados obtidos, com uma análise comparativa entre as três amostras e uma visualização do comportamento do ouro associado a cada tipo litológico, com as seguintes conclusões:

- definição das proporções de ouro nativo e associado a sulfetos e a silicatos;
- estimativa da quantidade de ouro amalgamável por faixa granulométrica;
- estimativa da parcela de ouro recuperada através de processo de lixiviação direta por cianetação;
- estimativa das parcelas de ouro residuais intimamente associadas a sulfetos e a silicatos, indicando possível refratariedade, que em função de sua magnitude podem exigir a aplicação de técnicas auxiliares de tratamento;
- identificação de possíveis minerais cianicidas ou consumidores de oxigênio;
- indicações de alternativas de processo de beneficiamento mais indicadas para a concentração, com elaboração de um esquema preliminar de processo;
- estimativa das recuperações metalúrgicas.

## 4.5- Resultados Obtidos

### 4.5.1- Análise Granulométrica

Os resultados de análises granulométricas com teores e distribuição de Au, Ag, S, As, Zn, Cu, Pb e Mo para as amostras Veio, Intermediária e Encaixante são apresentados nas Tabelas 7 a 9.

Para a amostra Veio, o produto cominuído a -0,595mm (28 malhas Tyler), Tabela 7, indica que uma boa parcela da amostra permanece retida em 0,297mm (48 malhas Tyler), cerca de 39% em peso. Esta fração apresenta o teor mais elevado de ouro (43g/t) e é responsável por 55% do conteúdo de ouro. Como tendência geral, observa-se que os teores de ouro diminuem em direção às frações finas (43 a 10 g/t de ouro).

A fração -0,044mm, que representa 9% em peso, mantém associado somente cerca de 3% do ouro presente na amostra.

Os teores de prata variam entre 1,65 e 3,99 g/t, com a mesma tendência mostrada pelo ouro; teores de enxofre e arsênio mostram comportamento inverso ao do ouro, com maior enriquecimento nas frações finas.

Na amostra Intermediária, a fração retida em 0,297mm representa 44% em peso (Tabela 8), com teor de ouro de 5,61g/t, carreando 44% do ouro total contido. Nesta amostra os teores de ouro aumentam ligeiramente até 0,149mm, decrescendo a partir daí para os finos. A fração -0,044mm, correspondente a 9% em peso, contém 5,5% do ouro da amostra. Os teores de prata variam entre 1,78 e 2,53 g/t, com tendência geral de aumento para os finos; este mesmo aspecto é verificado para os teores de enxofre e arsênio.

A amostra Encaixante apresenta cerca de 43% em peso retido em 0,297mm (Tabela 9); esta fração tem teor de ouro de 1,97g/t, o que corresponde a 43% do ouro total contido. Os maiores teores de ouro ocorrem preferencialmente associados até 0,149mm e abaixo de 0,044mm (fração esta







que contém aproximadamente 10% do ouro presente na amostra). Os teores de prata variam entre 1,04 e 1,70 g/t (maior teor associado à fração -0,044mm). Os teores mais elevados de enxofre e de arsênio são encontrados abaixo de 0,297mm.

#### 4.5.2- Ensaio de Separações Mineraias por Líquidos Densos

Os resultados de separações em líquidos densos das amostras Veio, Intermediária e Encaixante são apresentados respectivamente nas Tabelas 10, 11 e 12. Os produtos obtidos estão assim discriminados:

- flutuado ( $d < 2,95 \text{ g/cm}^3$ )
- intermediário ( $2,95 < d < 3,30 \text{ g/cm}^3$ )
- afundado ( $d > 3,30 \text{ g/cm}^3$ ).

Os produtos flutuado e intermediário, para as três amostras, são constituídos por ganga silicática, basicamente quartzo e, secundariamente, feldspatos, piroxênio+anfíbólio e minerais micáceos (predominantemente biotita).

O produto pesado é composto essencialmente por sulfetos - arsenopirita e pirrotita, além de traços de pirita e calcopirita; como minerais acessórios ocorrem ainda minerais micáceos, zircão, rutilo, epídoto, titanita, granada, loellingita ou westerveldita e scheelita, além de ouro.

Para a amostra de Veio, os ensaios de separação por líquidos densos (Tabela 10) geraram um produto flutuado (-0,595+0,044mm) que, na média, representa cerca de 92% em peso, com teor de ouro de 4 g/t, o que corresponde a 11% em peso do total de ouro no ensaio. Observa-se para esse produto uma redução tanto em massa quanto nos teores de ouro em direção às frações finas, sem no entanto alterar significativamente a parcela de ouro associada à ganga leve (flutuado; 12,3 a 9,6%).

TABELA 10  
RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS POR LÍQUIDOS DENSOS - AMOSTRA VEIO

FRACÇÃO (mm)	PRODUTO	% PESO		TEORES										DISTRIBUIÇÃO NO ENSAIO (%)										DISTRIBUIÇÃO NA AMOSTRA (%)									
		ensaio	amostra	Au	Ag	S	%	As	Zn	Cu	Pb	Mo	gf	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo	gf	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo			
(-0,595+0,297)	FLUTUADO	95,23	36,81	5,58	1,20	0,29	0,16	34,2	17,8	14,0	4,00	12,31	28,66	48,41	31,54	77,61	81,74	87,13	80,45	6,78	14,13	13,21	9,60	21,27	17,30	30,17	23,94	4,13	2,48	1,98	1,69		
	INTERMEDIÁRIO	3,65	1,41	60,90	9,20	2,57	0,90	169	74,8	30,0	18,0	5,15	8,42	16,44	6,90	14,70	13,16	7,16	13,88	2,84	4,15	4,49	2,07	4,03	2,79	2,48	4,13	2,48	1,98	1,69			
	AFUNDADO	1,12	0,43	3183	224	17,9	26,6	288	94,4	78,0	24,0	82,55	62,92	35,14	61,66	7,69	5,10	5,71	5,68	45,50	31,02	9,59	18,78	2,11	1,08	1,98	1,69	1,69	1,98	1,69			
	TOTAL CALCULADO	100,00	38,65	43,18	3,99	0,57	0,48	42,0	20,7	15,3	4,74	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	55,12	49,30	27,29	30,46	27,40	21,17	34,62	29,76	34,62	29,76				
(-0,297+0,149)	FLUTUADO	89,81	24,66	3,24	1,00	0,08	0,01	32,8	18,2	12,0	4,00	9,66	28,15	8,87	1,64	59,53	71,28	74,51	66,47	2,64	7,89	2,44	0,40	13,68	11,86	17,34	16,05	16,05	16,05	16,05			
	INTERMEDIÁRIO	7,42	2,04	16,80	6,20	0,80	0,19	224	46,2	34,0	8,00	4,14	14,42	7,33	2,58	33,59	14,95	17,44	10,98	1,13	4,04	2,02	0,63	7,72	2,49	4,06	2,85	2,85	2,85	2,85			
	AFUNDADO	2,77	0,76	98	66,2	24,5	18,9	123	114	42,0	44,0	86,21	57,43	83,80	95,78	6,89	13,77	8,04	22,55	23,58	16,11	23,09	23,46	1,58	2,29	1,87	5,45	5,45	5,45	5,45			
	TOTAL CALCULADO	100,00	27,46	30,1	3,19	0,81	0,55	49,5	22,9	14,5	5,40	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	27,35	28,04	27,55	24,50	22,98	16,64	23,27	24,15	24,15					
(-0,149+0,074)	FLUTUADO	89,39	14,21	2,45	1,00	0,02	0,01	29,2	13,2	12,0	4,00	10,45	37,41	1,70	1,20	51,38	51,02	65,81	54,30	1,15	4,55	0,35	0,23	7,01	4,95	9,99	9,25	9,25	9,25	9,25			
	INTERMEDIÁRIO	6,29	1,00	6,59	4,60	0,36	0,08	258	37,2	46,0	8,00	2,58	12,11	2,15	0,68	31,95	10,12	17,75	7,64	0,28	1,47	0,45	0,13	4,36	0,98	2,69	1,30	1,30	1,30	1,30			
	AFUNDADO	4,32	0,69	423	27,9	23,4	16,9	196	208	62,0	58,0	86,97	50,48	96,15	98,12	16,67	38,86	16,43	38,05	9,57	6,13	19,90	18,93	2,27	3,77	2,49	6,48	6,48	6,48	6,48	6,48		
	TOTAL CALCULADO	100,00	15,90	20,9	2,38	1,05	0,74	50,8	23,1	16,3	6,58	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	11,00	12,15	20,69	19,30	13,65	9,71	15,17	17,03	17,03	17,03				
(-0,074+0,044)	FLUTUADO	87,45	7,66	1,30	0,60	0,02	0,01	27,6	14,4	8,0	4,0	9,59	31,88	1,38	1,20	38,82	28,68	44,53	39,60	0,33	1,47	0,19	0,12	3,57	2,91	3,59	4,98	4,98	4,98	4,98			
	INTERMEDIÁRIO	7,23	0,63	4,24	3,60	0,29	0,04	256	41,6	44,0	12,0	2,56	15,82	1,65	0,40	29,77	6,65	20,25	9,82	0,09	0,73	0,23	0,04	2,74	0,70	1,63	1,24	1,24	1,24	1,24			
	AFUNDADO	5,32	0,47	196	16,18	23,10	13,5	367	532	104	84,0	87,83	52,30	96,97	98,41	31,41	64,47	35,22	50,58	3,01	2,41	13,33	10,26	2,89	6,55	2,84	6,37	6,37	6,37	6,37			
	TOTAL CALCULADO	100,00	8,76	11,9	1,65	1,27	0,73	62,2	43,9	15,71	8,83	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	3,43	4,61	13,74	10,43	9,20	10,16	8,06	12,59	12,59	12,59				
TOTAL+0,044	FLUTUADO	91,82	83,36	3,96	1,05	0,16	0,08	32,33	16,82	12,52	4,00	11,25	29,79	16,14	12,24	62,18	64,21	75,30	64,92	10,90	28,04	16,20	10,36	45,55	37,03	61,08	54,22	54,22	54,22	54,22			
	INTERMEDIÁRIO	5,60	5,08	25,9	6,39	1,14	0,35	219	51,8	36,5	11,3	4,48	11,05	8,04	3,39	25,73	12,05	13,39	11,16	4,34	10,40	7,18	2,87	18,85	6,95	10,86	9,32	9,32	9,32	9,32			
	AFUNDADO	2,59	2,35	1063	74,16	22,7	18,7	223	221	66,8	52,4	84,27	59,16	73,81	84,37	12,09	23,74	11,32	23,92	81,65	55,67	65,90	71,44	8,85	13,69	9,18	19,98	19,98	19,98	19,98			
	TOTAL CALCULADO	100,00	90,79	32,3	3,24	0,79	0,57	47,74	24,06	15,3	5,66	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	96,90	94,11	89,28	84,68	73,23	57,68	81,13	83,52	83,52	83,52				

**TABELA 11**  
**RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS POR LÍQUIDOS DENSOS - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA**

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% PESO		TEORES										DISTRIBUIÇÃO NO ENSAIO (%)										DISTRIBUIÇÃO NA AMOSTRA (%)									
		ensaio	amostra	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo	g/t	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo	g/t	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo	g/t			
(-0,595+0,297)	FLUTUADO	93,22	40,96	2,07	1,40	0,53	0,15	44,0	19,4	12,0	0,10	34,39	73,15	49,86	33,38	84,10	80,07	85,81	18,64	15,20	27,84	13,81	9,04	28,46	19,05	32,85	2,83	8,82	9,82				
	INTERMEDIÁRIO	5,38	2,37	11,0	4,40	3,62	1,00	117	57,2	24,0	6,00	10,57	13,29	19,69	12,97	12,93	13,65	9,92	64,68	4,67	5,06	5,46	3,48	4,38	3,25	3,80	1,65	2,53	2,53				
	AFUNDADO	1,39	0,61	222	17	21,7	16,2	104	102	40,0	6,00	55,05	13,36	30,44	53,75	2,96	6,28	4,27	16,68	24,33	5,16	8,43	14,55	1,00	1,49	1,63	1,63	1,63	1,63				
	TOTAL CALCULADO	100,00	43,94	5,61	1,78	0,99	0,42	48,77	22,59	13,0	0,50	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	44,19	38,06	27,70	27,07	33,84	23,79	38,28	15,18	15,18					
(-0,297+0,149)	FLUTUADO	86,97	22,89	1,21	1,40	0,19	0,01	48,0	17,4	10,0	0,10	16,35	56,92	9,85	1,51	76,98	67,57	72,36	8,32	4,96	15,56	2,77	0,34	17,35	9,55	15,30	1,58	1,58					
	INTERMEDIÁRIO	5,72	1,47	5,06	3,40	1,14	0,18	164	35,2	26,0	6,00	4,40	9,20	3,80	1,75	16,91	8,79	12,10	32,09	1,33	2,43	1,07	0,39	3,81	1,24	2,56	6,10	6,10					
	AFUNDADO	5,31	1,37	98,3	12,7	27,9	10,7	63,8	102	36,0	12,0	79,25	31,88	86,35	96,73	6,11	23,64	15,55	59,59	24,06	8,42	24,26	21,50	1,38	3,34	3,29	11,33	11,33					
	TOTAL CALCULADO	100,00	25,73	6,58	2,11	1,72	0,59	55,5	22,9	12,3	1,07	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	30,36	26,41	28,09	22,23	22,54	14,13	21,14	19,02	19,02					
(-0,149+0,074)	FLUTUADO	81,91	11,36	0,73	1,40	0,06	0,01	42,0	16,4	12,0	0,10	10,31	49,99	1,90	0,66	62,61	49,20	64,18	5,29	1,49	7,72	0,43	0,17	7,54	4,47	9,11	0,79	0,79					
	INTERMEDIÁRIO	8,55	1,19	2,87	3,00	0,71	0,09	162,0	25,0	24,0	6,00	4,23	11,18	2,35	0,62	25,21	7,63	13,40	33,12	0,61	1,73	0,54	0,16	3,03	0,71	1,90	4,92	4,92					
	AFUNDADO	9,54	1,32	52,0	9,33	25,9	12,9	70,2	123	36,0	10,0	85,46	38,82	95,74	98,73	12,19	42,97	22,42	61,59	12,32	6,00	21,81	25,10	1,47	3,90	3,18	9,14	9,14					
	TOTAL CALCULADO	100,00	13,87	5,80	2,29	2,58	1,25	55,0	27,3	15,3	1,55	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	14,42	15,45	22,78	25,43	12,04	9,08	14,20	14,95	14,95					
(-0,074+0,044)	FLUTUADO	79,79	5,71	0,46	1,60	0,03	0,01	33,6	15,4	10,0	0,10	8,54	50,42	0,90	0,75	42,08	27,27	45,67	3,19	0,47	4,44	0,11	0,08	3,03	2,11	3,82	0,39	0,39					
	INTERMEDIÁRIO	10,15	0,73	1,69	3,40	0,74	0,08	202	31,4	38,0	10,0	3,99	13,63	2,82	0,76	32,18	7,07	22,08	40,55	0,22	1,20	0,34	0,09	2,32	0,55	1,95	5,02	5,02					
	AFUNDADO	10,06	0,72	37,36	9,05	25,50	10,4	163	294	96,0	14,0	87,47	35,95	96,28	98,48	25,74	85,65	32,25	56,26	4,82	3,16	11,69	11,02	1,85	5,08	2,70	6,97	6,97					
	TOTAL CALCULADO	100,00	7,16	4,30	2,53	2,66	1,06	63,7	45,1	17,5	2,50	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	5,51	8,80	12,14	11,19	7,20	7,73	8,86	12,39	12,39					
TOTAL +0,044	FLUTUADO	89,22	80,93	1,52	1,41	0,33	0,08	44,1	18,1	11,3	0,10	23,41	62,63	18,88	11,20	74,56	64,26	74,50	9,10	22,12	55,56	17,12	9,62	56,38	35,18	61,07	5,59	5,59					
	INTERMEDIÁRIO	6,34	5,75	6,63	3,73	2,02	0,49	149	41,7	26,3	6,51	7,23	11,74	8,16	4,79	17,90	10,50	12,32	42,10	6,83	10,42	7,40	4,12	13,54	5,75	10,10	25,86	25,86					
	AFUNDADO	4,43	4,02	91,0	11,65	25,9	12,2	90	143	40,2	10,8	69,36	25,63	72,96	84,01	7,54	25,24	13,17	48,80	85,53	22,74	66,18	72,17	5,70	13,81	10,80	10,80	10,80					
	TOTAL CALCULADO	100,00	90,70	5,81	2,01	1,57	0,64	52,80	25,17	13,5	0,98	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	94,48	88,71	90,71	85,91	75,62	54,74	81,98	81,98						

TABELA 12  
RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS POR LÍQUIDOS DENSOS - AMOSTRA ENCAIXANTE

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% PESO		TEORES										DISTRIBUIÇÃO NO ENSAIO (%)										DISTRIBUIÇÃO NA AMOSTRA (%)									
		ensaio	amostra	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo	Au	Ag	S	As	Zn	Cu	Pb	Mo						
(-0,595+0,297)	FLUTUADO	91,82	39,11	0,81	1,20	0,09	0,01	26,6	28,4	16,0	2,00	37,83	79,00	49,55	12,27	56,20	83,96	83,92	62,26	16,35	35,53	13,32	2,67	16,49	23,62	37,38	17,15						
	INTERMEDIÁRIO	7,86	3,36	3,16	3,00	0,55	0,06	187	51,2	30,0	4,00	12,66	16,95	25,99	6,32	33,91	12,99	13,50	10,69	5,47	7,62	6,99	1,37	9,95	3,66	6,01	2,94						
	AFUNDADO	0,30	0,13	324	18,8	13,6	20,3	1432	316	150	266	49,51	4,05	24,46	81,41	9,89	3,05	2,57	27,05	21,40	1,82	6,58	17,70	2,80	0,86	1,14	7,45						
	TOTAL CALCULADO	100,00	42,59	1,97	1,39	0,17	0,07	43,5	31,1	17,5	2,95	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	43,22	44,97	26,88	21,74	29,34	28,14	44,54	27,54						
(-0,297+0,149)	FLUTUADO	66,41	22,92	0,66	0,60	0,02	0,01	35,6	23,8	12,0	2,00	26,51	49,84	6,96	5,43	45,93	69,58	70,60	39,69	7,81	10,41	1,73	1,56	12,93	11,60	16,43	10,05						
	INTERMEDIÁRIO	12,64	3,35	1,30	3,00	0,13	0,01	224	28,0	28,0	8,00	7,64	36,45	6,61	0,79	42,27	11,97	24,10	23,22	2,25	7,61	1,65	0,23	11,90	2,00	5,61	5,88						
	AFUNDADO	0,95	0,25	149	15,0	22,6	15,7	832	574	82,0	170	65,86	13,71	86,43	83,77	11,80	18,45	5,30	37,09	19,39	2,86	21,55	26,99	3,32	3,08	1,23	9,39						
	TOTAL CALCULADO	100,00	26,52	2,15	1,04	0,25	0,16	67,0	29,6	14,7	4,35	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	29,44	20,89	24,93	28,79	28,16	16,67	23,27	25,32						
(-0,149+0,074)	FLUTUADO	82,05	11,46	0,55	0,60	0,01	0,01	22,8	16,4	8,00	4,00	26,73	35,15	1,84	3,67	28,31	43,58	46,24	54,81	3,25	5,21	0,43	0,78	4,14	4,00	5,48	10,05						
	INTERMEDIÁRIO	16,14	2,25	0,92	4,40	0,07	0,01	252	27,2	34,0	6,00	8,79	50,70	2,67	0,72	61,55	14,22	40,33	16,17	1,07	7,51	0,60	0,15	9,01	1,30	4,58	2,97						
	AFUNDADO	1,81	0,25	80,2	11,0	22,3	11,8	370	720	86,0	96,0	64,48	14,15	95,39	95,60	10,14	42,20	11,44	29,02	7,85	2,10	21,34	20,36	1,48	3,87	1,30	5,32						
	TOTAL CALCULADO	100,00	13,97	1,69	1,40	0,42	0,22	66,1	30,9	13,6	5,99	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	12,17	14,81	22,37	21,30	14,63	9,18	11,36	18,54						
(-0,074+0,044)	FLUTUADO	83,85	6,79	0,31	0,60	0,01	0,01	22,6	13,8	10,0	4,00	20,38	38,69	1,82	4,33	29,82	24,01	52,96	52,27	1,09	3,09	0,26	0,46	2,43	1,99	4,06	5,96						
	INTERMEDIÁRIO	13,62	1,12	0,83	4,00	0,09	0,01	234	34,0	34,0	8,00	8,99	42,51	2,70	0,71	50,89	9,75	29,68	17,23	0,48	3,39	0,38	0,08	4,15	0,81	2,27	1,96						
	AFUNDADO	2,33	0,19	38,7	10,5	18,9	7,90	526	1370	118	84,0	70,62	18,79	95,48	94,96	19,29	66,24	17,36	30,50	3,77	1,50	13,50	10,18	1,57	5,50	1,33	3,48						
	TOTAL CALCULADO	100,00	8,1	1,28	1,30	0,46	0,19	65,5	48,2	15,8	6,42	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	5,33	7,97	14,14	10,72	8,16	8,30	7,66	11,40						
TOTAL +0,044	FLUTUADO	88,04	80,28	0,69	0,69	0,05	0,01	28,29	24,14	13,21	2,45	31,60	61,17	17,83	6,64	44,64	66,17	72,95	52,31	28,50	54,23	15,74	5,48	36,00	41,22	63,34	43,20						
	INTERMEDIÁRIO	11,06	10,08	1,78	3,42	0,25	0,03	219	36,2	30,7	6,2	10,28	29,48	10,88	2,22	43,61	12,47	21,28	16,65	9,27	26,14	9,61	1,83	35,01	7,77	18,46	13,75						
	AFUNDADO	0,90	0,82	124	15,3	20,3	13,4	713	762	102	142	56,11	9,34	71,29	91,14	11,56	21,36	5,77	31,04	52,40	8,28	62,96	75,23	9,28	13,31	5,01	25,64						
	TOTAL CALCULADO	100,00	91,18	1,92	1,28	0,26	0,13	55,55	32,12	15,9	4,13	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	90,17	88,65	88,32	82,54	80,29	62,29	66,83	82,80						

Na amostra Intermediária (Tabela 11), a separação gerou um produto flutuado que representa cerca de 89% em peso para o intervalo citado, com teor de ouro de 1,5 g/t, o que corresponde a 23% do ouro contido. Da mesma forma que para a amostra anterior, observa-se uma queda tanto em massa como nos teores de ouro em direção às frações mais finas, ocorrendo, entretanto, queda significativa da parcela de ouro associada à ganga leve (de 34,4% para 8,6%, por efeito de liberação).

Na amostra Encaixante, o produto flutuado obtido (Tabela 12) representa em média 88% em peso, com teor de ouro de 0,69 g/t, o equivalente a 32% do ouro contido; a exemplo da amostra Intermediária observam-se reduções de massa, teores e conteúdos de ouro em direção aos finos (de 37,8% para 20,4%).

O produto intermediário ( $2,95 < d < 3,30 \text{ g/cm}^3$ ) para a amostra Veio (Tabela 10) representa 5,6% em peso, com teor médio de ouro de 26 g/t (4,5% do ouro contido nesse intervalo). Ao longo da faixa granulométrica considerada a proporção em peso desse produto aumenta para os finos, enquanto que os teores de ouro e a parcela de ouro associados nas várias frações mostram tendência inversa. Somando-se as parcelas de ouro referentes aos produtos flutuado e intermediário nota-se, no intervalo granulométrico considerado, uma ligeira redução desses conteúdos em direção aos finos, por efeito de liberação silicatos/ouro.

Para a amostra Intermediária, o produto intermediário gerado corresponde em média a 6,3% em peso (Tabela 11), com teor de ouro de 6,6 g/t, o que corresponde a 7,2% do ouro contido acima de 0,044 mm. A exemplo da amostra Veio ocorre diminuição tanto nos teores como na parcela de ouro associada em direção às frações finas. Somando-se as parcelas de ouro contidas nos dois produtos (flutuado e intermediário) nota-se redução no conteúdo global de ouro em direção aos finos, por efeitos de liberação silicatos/ouro, efeito este sentido preferencialmente em relação ao produto flutuado em  $2,95 \text{ g/cm}^3$ .

Na amostra Encaixante, o produto intermediário obtido perfaz cerca de 11% em peso (Tabela 12), com teor de ouro de 1,8 g/t (10% do ouro do intervalo). Como nas demais amostras há queda tanto nos teores como no conteúdo de ouro em direção às frações finas. Somando-se as parcelas de ouro presentes nos produtos flutuados e intermediários resultantes das separações em líquidos densos, não há indícios de melhora de liberação silicatos/ouro para as frações abaixo de 0,297mm.

Na amostra Veio, o produto afundado representa em média 2,6% em peso (Tabela 10), com teor de ouro de 1.050 g/t, o que significa 84% do ouro contido no intervalo; o ouro mostra nítida tendência a maior concentração nas malhas mais grosseiras, atingindo 3200 g/t na fração  $-0,595+0,297$  mm.

Para a amostra Intermediária, o produto afundado representa em média 4,4% em peso (Tabela 11), e mostra teor de ouro de 91 g/t, o que significa 69% em peso do ouro contido no intervalo granulométrico considerado.

Para a amostra Encaixante, o produto afundado representa 0,90% em peso (Tabela 12), com teor médio de 124 g/t, o que corresponde a 58% em peso do ouro total contido na fração  $-0,595+0,044$  mm. Ao longo desse intervalo ocorre uma elevação na proporção em peso deste produto em direção aos finos, com diluição dos teores de ouro.

#### **4.5.3- Ensaio em Mesa Mozley**

Os resultados de concentração em mesa Mozley para as amostras Veio, Intermediária e Encaixante são apresentados respectivamente nas Tabelas 13 a 15. Nestas tabelas os produtos leves e intermediários obtidos nas separações em líquidos densos foram compostos (para efeitos de cálculo) e os produtos resultantes são denominados flutuados em  $d < 3,30$ .

Para a amostra Veio (Tabela 13) o concentrado obtido representa 0,5% em peso, com relação média de enriquecimento de 4:1 se comparado ao teor

TABELA 13

## RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS - AMOSTRA VEIO

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% EM PESO		TEORES		DISTR. NO ENSAIO (%)		DISTR. NA AMOSTRA (%)	
		ensaio	amostra	Au g/t	Ag g/t	Au	Ag	Au	Ag
(-0,595+0,297)	FLUTUADO $d < 3,30$	98,88	38,22	7,62	1,50	17,45	37,08	9,62	18,28
	REJEITO MOZLEY	1,03	0,3981	603	58,8	14,39	15,19	7,93	7,49
	CONCENTRADO MOZLEY	0,09	0,0348	32701	2115	68,16	47,73	37,57	23,53
	TOTAL	100,00	38,65	43,2	3,99	100,00	100,00	55,12	49,30
(-0,297+0,149)	FLUTUADO $d < 3,30$	97,23	26,72	4,27	1,40	13,79	42,57	3,77	11,94
	REJEITO MOZLEY	2,5	0,687	336	33,4	27,88	26,14	7,63	7,33
	CONCENTRADO MOZLEY	0,27	0,0742	6510	370	58,33	31,29	15,95	8,78
	TOTAL	100,00	27,48	30,1	3,19	100,00	100,00	27,35	28,04
(-0,149+0,074)	FLUTUADO $d < 3,30$	95,68	15,21	2,85	1,24	13,03	49,52	1,43	6,02
	REJEITO MOZLEY	3,13	0,4977	102	10,3	15,21	13,43	1,67	1,63
	CONCENTRADO MOZLEY	1,19	0,1892	1263	74,4	71,76	37,04	7,89	4,50
	TOTAL	100,00	15,90	20,9	2,39	100,00	100,00	11,00	12,15
(-0,074+0,044)	FLUTUADO $d < 3,30$	94,68	8,29	1,52	0,83	12,17	47,70	0,42	2,20
	REJEITO MOZLEY	3,79	0,3320	34,6	7,41	11,05	17,08	0,38	0,79
	CONCENTRADO MOZLEY	1,53	0,1340	595	37,9	76,78	35,23	2,63	1,62
	TOTAL	100,00	8,76	11,9	1,65	100,00	100,00	3,43	4,61
TOTAL +0,044	FLUTUADO $d < 3,30$	97,41	88,44	5,22	1,36	15,73	40,84	15,24	38,43
	REJEITO MOZLEY	2,11	1,91	278	28,1	18,17	18,32	17,61	17,24
	CONCENTRADO MOZLEY	0,48	0,43	4487	278	66,10	40,84	64,04	38,43
	TOTAL	100,00	90,79	32,3	3,24	100,00	100,00	96,90	94,11

TABELA 14

## RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% EM PESO		TEORES		DISTR. NO ENSAIO (%)		DISTR. NA AMOSTRA (%)	
		ensaio	amostra	Au g/t	Ag g/t	Au	Ag	Au	Ag
(-0,595+0,297)	FLUTUADO d < 3,30	98,61	43,33	2,56	1,56	44,95	86,44	19,86	32,90
	REJEITO MOZLEY	1,35	0,5932	115	13,0	27,55	9,82	12,17	3,74
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,04 100,00	0,0176 43,94	3859 5,61	167 1,78	27,50 100,00	3,74 100,00	12,15 44,19	1,42 38,06
(-0,297+0,149)	FLUTUADO d < 3,30	94,69	24,36	1,44	1,52	20,75	68,12	6,30	17,99
	REJEITO MOZLEY	4,32	1,111536	36,5	9,23	23,92	18,87	7,26	4,98
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,99 100,00	0,2547 25,73	368 6,58	27,8 2,11	55,33 100,00	13,01 100,00	16,80 30,36	3,44 26,41
(-0,149+0,074)	FLUTUADO d < 3,30	90,46	12,55	0,93	1,55	14,54	61,18	2,10	9,45
	REJEITO MOZLEY	7,59	1,0527	10,2	6,91	13,41	22,85	1,93	3,53
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	1,95 100,00	0,2705 13,87	214 5,80	18,8 2,29	72,05 100,00	15,97 100,00	10,39 14,42	2,47 15,45
(-0,074+0,044)	FLUTUADO d < 3,30	89,94	6,44	0,60	1,80	12,53	64,05	0,69	5,64
	REJEITO MOZLEY	7,73	0,5535	7,51	6,20	13,51	18,94	0,74	1,67
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	2,33 100,00	0,1668 7,16	136 4,30	18,5 2,53	73,96 100,00	17,00 100,00	4,08 5,51	1,50 8,80
TOTAL +0,044	FLUTUADO d < 3,30	95,57	86,68	1,86	1,57	30,64	74,37	28,95	65,97
	REJEITO MOZLEY	3,65	3,31	37,3	8,66	23,40	15,69	22,11	13,92
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,78 100,00	0,71 90,70	341 5,81	25,6 2,01	45,96 100,00	9,95 100,00	43,42 94,48	8,82 88,71

TABELA 15

## RESULTADOS DAS SEPARAÇÕES MINERAIS - AMOSTRA ENCAIXANTE

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% EM PESO		TEORES		DISTR. NO ENSAIO DISTR. NA AMOSTRA (%)			
		ensaio	amostra	Au g/t	Ag g/t	Au	Ag	Au	Ag
(-0,595+0,297)	FLUTUADO d<3,30	99,7	42,46	1,00	1,34	50,49	95,95	21,82	43,15
	REJEITO MOZLEY	0,26	0,1107	91,9	17,0	12,15	3,16	5,25	1,42
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,04	0,0170	1836	31,0	37,36	0,89	16,15	0,40
(-0,297+0,149)	FLUTUADO d<3,30	99,05	26,27	0,74	0,91	34,15	86,29	10,06	18,02
	REJEITO MOZLEY	0,83	0,220116	68,4	14,3	26,41	11,38	7,77	2,38
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,12	0,0318	707	20,2	39,44	2,33	11,61	0,49
(-0,149+0,074)	FLUTUADO d<3,30	98,19	13,72	0,61	1,22	35,52	85,85	4,32	12,72
	REJEITO MOZLEY	1,52	0,2123	25,5	9,80	22,96	10,64	2,80	1,58
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,29	0,0405	242	17,0	41,52	3,51	5,06	0,52
(-0,074+0,044)	FLUTUADO d<3,30	97,67	7,91	0,38	1,08	29,38	81,21	1,57	6,48
	REJEITO MOZLEY	2,11	0,1709	18,2	9,20	30,18	14,93	1,61	1,19
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,22	0,0178	234	22,8	40,45	3,86	2,16	0,31
TOTAL +0,044	FLUTUADO d<3,30	99,10	90,36	0,81	1,17	41,89	90,66	37,77	80,37
	REJEITO MOZLEY	0,78	0,71	47,3	12,1	19,33	7,41	17,43	6,57
	CONCENTRADO MOZLEY TOTAL	0,12	0,11	632	21,1	38,78	1,93	34,97	1,71
		100,00	91,18	1,92	1,28	100,00	100,00	90,17	88,65

da alimentação (produto afundado) e recuperação de 66% do total de ouro contido entre 0,595 e 0,044mm; neste intervalo granulométrico há aumento na proporção em peso do concentrado gerado em direção aos finos, com diluição dos teores de ouro.

Para a amostra Intermediária, o concentrado obtido representa 0,78% em peso, com recuperação de 46% em peso do ouro total contido entre 0,595 e 0,044 mm e relação média de enriquecimento em teor de 3,7:1 (Tabela 14), se comparado ao teor da alimentação do ensaio (afundado).

Os resultados do ensaio de concentração em mesa Mozley, para a amostra Encaixante, estão expostos na Tabela 15. O concentrado obtido representa 0,12% em peso, com teor de ouro de 619 g/t, o que corresponde a uma recuperação de 39% do ouro e uma relação média de enriquecimento de 5:1 se comparado ao teor da alimentação (afundado).

Para as três amostras, os concentrados obtidos na mesa Mozley, constituídos por sulfetos, ouro livre e misto com silicatos e ainda com sulfetos foram, na seqüência, objeto de estudos detalhados ao microscópio para determinar a liberação, forma de ocorrência e associações do ouro aí presente.

#### **4.5.4- Ensaio de Amalgamação**

Com o objetivo de auxiliar na avaliação das formas de associação do ouro, efetuaram-se ensaios de amalgamação nos produtos obtidos em mesa Mozley (concentrados e rejeitos).

A partir do controle dos produtos ao microscópio estereoscópico, estima-se que todas as partículas com mais de 10% de ouro exposto em sua superfície tenham sido amalgamadas.

Os resultados dos ensaios efetuados são apresentados nas Tabelas 16 a 18. Os produtos denominados AMÁLGAMA 1 e REJEITO 1 correspondem a

TABELA 16

RESULTADOS DA AMALGAMAÇÃO DO PRODUTO AFUNDADO EM  $d=3,30 \text{ g/cm}^3$ - AMOSTRA VEIO

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% EM PESO		TEORES		DISTR. NO ENSAIO (%)		DISTR. NA FRAÇÃO (%)		DISTR. NA AMOSTRA (%)	
		ensaio	amostra	Au g/t	Ag g/t	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
(-0,595+0,297)	AMÁLGAMA 1	0,277200	0,0012	939780	60220	81,85	74,51	67,57	46,88	37,24	23,11
	AMÁLGAMA 2	0,011550	0,000050	962760	37240	3,49	1,92	2,88	1,21	1,59	0,60
	REJEITO 1	7,854008	0,033998	289	38,4	0,71	1,35	0,59	0,85	0,32	0,42
	REJEITO 2	91,85724	0,397632	483	54,2	13,94	22,22	11,51	13,98	6,34	6,89
	TOTAL	100,0000	0,43	3183	224	100,00	100,00	82,55	62,92	45,50	31,02
(-0,297+0,149)	AMÁLGAMA 1	0,065677	0,0005	947790	52210	66,37	51,84	57,22	29,77	15,65	8,35
	AMÁLGAMA 2	0,013135	0,000100	948130	51870	13,28	10,30	11,45	5,92	3,13	1,66
	REJEITO 1	9,628267	0,07329	125	18,2	1,28	2,65	1,11	1,52	0,30	0,43
	REJEITO 2	90,29292	0,687306	198	25,8	19,06	35,22	16,43	20,22	4,49	5,67
	TOTAL	100,0000	0,76	938	66,2	100,00	100,00	86,21	57,43	23,58	16,11
(-0,149+0,074)	AMÁLGAMA 1	0,029116	0,0002	952570	47430	65,77	49,47	57,20	24,97	6,29	3,03
	AMÁLGAMA 2	0,005823	0,000040	981796	18204	13,56	3,80	11,79	1,92	1,30	0,23
	REJEITO 1	27,58771	0,189494	256	24,2	16,75	23,92	14,56	12,07	1,60	1,47
	REJEITO 2	72,37735	0,497146	22,9	8,8	3,93	22,82	3,42	11,52	0,38	1,40
	TOTAL	100,0000	0,69	422	27,9	100,00	100,00	86,97	50,48	9,57	6,13
(-0,074+0,044)	AMÁLGAMA 1	0,015022	0,000070	955410	44590	73,30	41,40	64,39	21,65	2,21	1,00
	AMÁLGAMA 2	0,001503	0,000007	999220	780	7,67	0,07	6,74	0,04	0,23	0,00
	REJEITO 1	28,76199	0,13404	96,1	14,6	14,12	25,95	12,40	13,57	0,43	0,63
	REJEITO 2	71,22149	0,331915	13,5	7,4	4,91	32,57	4,31	17,04	0,15	0,79
	TOTAL	100,0000	0,47	196	16,2	100,00	100,00	87,84	52,30	3,01	2,41
TOTAL +0,044	AMÁLGAMA 1	0,083932	0,00197	943667	56333	75,18	63,76	63,36	37,72	61,39	35,50
	AMÁLGAMA 2	0,008393	0,000197	960496	39504	7,65	4,47	6,45	2,65	6,25	2,49
	REJEITO 1	18,35642	0,430823	187	21,3	3,25	5,28	2,74	3,12	2,65	2,94
	REJEITO 2	81,55126	1,913998	180	24,1	13,91	26,50	11,72	15,67	11,36	14,75
	TOTAL	100,0000	2,346988	1053	74,2	100,00	100,00	84,27	59,16	81,65	55,67

Nota: 1 - Referem-se aos concentrados em mesa Mozley

2 - Referem-se aos rejeitos em mesa Mozley

TOTAL - Referem-se às alimentações dos ensaios em mesa Mozley

TABELA 17

RESULTADOS DA AMALGAMAÇÃO DO PRODUTO AFUNDADO EM  $d=3,30 \text{ g/cm}^3$  - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% EM PESO		TEORES		DISTR. NO ENSAIO (%)		DISTR. NA FRAÇÃO (%)		DISTR. NA AMOSTRA (%)	
		ensaio	amostra	Au g/t	Ag g/t	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
(-0,595+0,297)	AMÁLGAMA 1	0,011460	0,000070	961214	38786	49,56	25,53	27,27	3,46	12,06	1,32
	AMÁLGAMA 2	0,003274	0,000020	987507	12498	14,55	2,35	8,00	0,32	3,54	0,12
	REJEITO 1	3,199031	0,019539	27,6	11,2	0,40	2,06	0,22	0,28	0,10	0,11
	REJEITO 2	96,78623	0,591137	81,5	12,6	35,49	70,06	19,53	9,50	8,63	3,62
	TOTAL	100,0000	0,61	222	17,4	100,00	100,00	55,02	13,56	24,33	5,16
(-0,297+0,149)	AMÁLGAMA 1	0,006587	0,000090	955056	44944	64,01	23,33	50,74	7,44	15,40	1,96
	AMÁLGAMA 2	0,001464	0,000020	998136	1864	14,87	0,22	11,78	0,07	3,58	0,02
	REJEITO 1	18,64172	0,254695	30,6	11,9	5,80	17,48	4,60	5,57	1,40	1,47
	REJEITO 2	81,35023	1,111458	18,5	9,20	15,31	58,98	12,14	18,80	3,68	4,96
	TOTAL	100,0000	1,37	98,3	12,7	100,00	100,00	79,26	31,88	24,06	8,42
(-0,149+0,074)	AMÁLGAMA 1	0,003779	0,000050	975610	24390	70,95	9,87	60,64	3,83	8,74	0,59
	AMÁLGAMA 2	0,000378	0,000005	999139	861	7,27	0,03	6,21	0,01	0,90	0,00
	REJEITO 1	20,40893	0,270051	34,0	14,3	13,36	31,26	11,41	12,13	1,65	1,87
	REJEITO 2	79,58691	1,053092	5,50	6,90	8,42	58,83	7,20	22,83	1,04	3,53
	TOTAL	100,0000	1,32	52,0	9,33	100,00	100,00	85,47	38,81	12,32	6,00
(-0,074+0,044)	AMÁLGAMA 1	0,002777	0,000020	931780	68220	69,25	20,94	60,58	7,53	3,34	0,66
	AMÁLGAMA 2	0,000278	0,000002	998811	1189	7,42	0,04	6,49	0,01	0,36	0,00
	REJEITO 1	23,15424	0,166779	24,7	10,3	15,31	26,36	13,39	9,48	0,74	0,83
	REJEITO 2	76,8427	0,553495	3,90	6,20	8,02	52,66	7,02	18,93	0,39	1,67
	TOTAL	100,0000	0,72	37,4	9,05	100,00	100,00	87,48	35,95	4,82	3,16
TOTAL +0,044	AMÁLGAMA 1	0,005720	0,00023	959374	40626	60,34	19,95	41,85	5,11	39,54	4,54
	AMÁLGAMA 2	0,001169	0,000047	993749	6253	12,77	0,63	8,86	0,16	8,37	0,14
	REJEITO 1	17,68584	0,711063	30,4	12,4	5,92	18,85	4,10	4,83	3,88	4,29
	REJEITO 2	82,30727	3,309183	23,2	8,57	20,97	60,57	14,55	15,53	13,74	13,77
	TOTAL	100,0000	4,020523	91,0	11,6	100,00	100,00	69,36	25,63	65,53	22,74

Nota: 1 - Referem-se aos concentrados em mesa Mozley

2 - Referem-se aos rejeitos em mesa Mozley

TOTAL - Referem-se às alimentações dos ensaios em mesa Mozley

TABELA 18

## RESULTADOS DA AMALGAMAÇÃO DO PRODUTO AFUNDADO EM d=3,30 g/cm3- AMOSTRA ENCAIXANTE

FRAÇÃO (mm)	PRODUTO	% EM PESO		TEORES		DISTR. NO ENSAIO (%)		DISTR. NA FRAÇÃO (%)		DISTR. NA AMOSTRA (%)	
		ensaio	amostra	Au g/t	Ag g/t	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
(-0,595+0,297)	AMÁLGAMA 1	0,023480	0,000030	993994	6006	71,93	7,48	35,61	0,30	15,39	0,14
	AMÁLGAMA 2	0,002348	0,000003	979827	20173	7,09	2,51	3,51	0,10	1,52	0,05
	REJEITO 1	14,19739	0,01814	80,7	19,2	3,53	14,46	1,75	0,59	0,76	0,26
	REJEITO 2	85,77679	0,109597	66,0	16,6	17,45	75,54	8,64	3,06	3,73	1,38
	TOTAL	100,0000	0,13	324	18,8	100,00	100,00	49,51	4,05	21,40	1,82
(-0,297+0,149)	AMÁLGAMA 1	0,00794	0,000020	997320	2680	53,11	1,42	34,97	0,19	10,30	0,04
	AMÁLGAMA 2	0,002779	0,000007	989747	10253	18,45	1,90	12,15	0,26	3,58	0,05
	REJEITO 1	12,9734	0,032685	78,0	18,0	6,79	15,55	4,47	2,13	1,32	0,45
	REJEITO 2	87,01588	0,219228	37,1	14,0	21,65	81,13	14,26	11,12	4,20	2,32
	TOTAL	100,0000	0,25	149	15,0	100,00	100,00	65,84	13,71	19,39	2,86
(-0,149+0,074)	AMÁLGAMA 1	0,002769	0,000007	995826	4174	45,84	1,06	29,55	0,15	3,60	0,02
	AMÁLGAMA 2	0,000791	0,000002	999092	908	13,14	0,07	8,47	0,01	1,03	0,00
	REJEITO 1	16,05736	0,040602	69,5	16,2	18,55	23,76	11,96	3,36	1,46	0,50
	REJEITO 2	83,93908	0,212246	16,1	9,80	22,47	75,12	14,48	10,63	1,76	1,57
	TOTAL	100,0000	0,25	60,2	11,0	100,00	100,00	64,47	14,15	7,85	2,10
(-0,074+0,044)	AMÁLGAMA 1	0,00159	0,000003	971831	28169	39,97	4,27	28,23	0,80	1,50	0,06
	AMÁLGAMA 2	0,00053	0,000001	998801	1199	13,69	0,06	9,67	0,01	0,52	0,00
	REJEITO 1	9,484367	0,0179	70,5	18,0	17,30	16,28	12,22	3,06	0,65	0,24
	REJEITO 2	90,51351	0,170826	12,4	9,20	29,04	79,39	20,51	14,92	1,09	1,19
	TOTAL	100,0000	0,19	38,7	10,5	100,00	100,00	70,62	18,79	3,77	1,50
TOTAL +0,044	AMÁLGAMA 1	0,007306	0,000060	994208	5792	58,76	3,18	34,15	0,30	30,79	0,26
	AMÁLGAMA 2	0,001583	0,000013	989592	10408	12,67	1,24	7,36	0,12	6,64	0,10
	REJEITO 1	13,31153	0,109327	74,1	17,5	7,98	17,52	4,63	1,64	4,18	1,45
	REJEITO 2	86,67958	0,711897	29,4	12,0	20,59	78,07	11,96	7,29	10,79	6,47
	TOTAL	100,0000	0,821297	124	13,3	100,00	100,00	58,11	9,34	52,40	8,28

Nota: 1 - Referem-se aos concentrados em mesa Mozley

2 - Referem-se aos rejeitos em mesa Mozley

TOTAL - Referem-se às alimentações dos ensaios em mesa Mozley

amalgamação do concentrado obtido em mesa Mozley e os produtos com sufixo 2 aos rejeitos da concentração em mesa Mozley.

Para a amostra Veio os resultados, apresentados na Tabela 16, indicam uma recuperação global no amálgama de 70% do total de ouro contido no produto afundado para o intervalo  $-0,595+0,044$  mm, sendo que em média 63% são devidos à recuperação no concentrado da mesa (respectivamente, 67,6 e 61,4% sobre o ouro contido na amostra).

Para a amostra Intermediária os ensaios de amalgamação, Tabela 17, indicam uma recuperação global no amálgama de 51% do ouro total contido no produto afundado, para o intervalo  $-0,595+0,044$  mm, sendo que em média 42% são devidos à recuperação no concentrado da mesa. As recuperações na amalgamação são variáveis entre 35 e 67% e aumentam progressivamente em direção aos finos (respectivamente, 47,9 e 39,5% sobre o ouro contido na amostra).

Para a amostra Encaixante, os resultados dos ensaios de amalgamação estão expostos na Tabela 18. A recuperação global obtida é de 41% do ouro total contido no produto afundado para o intervalo  $-0,595+0,044$  mm, sendo que 34% são devidos a recuperação no concentrado da mesa. Na amalgamação verificaram-se recuperações variáveis entre 54 e 79%, com diminuição junto aos finos; esta diminuição foi causada por problemas operacionais identificados nas frações inferiores a 0,149 mm. Como consequência, uma parcela significativa de grãos de ouro não foram recuperados nesta etapa, falseando a conjugação dos resultados de microscopia e amalgamação. No entanto, através do comportamento observado na cianetação (que será descrita adiante), aliados aos estudos ao microscópio, que não indicam a presença de uma segunda geração importante de ouro fino, e denotam um comportamento bem similar ao das demais amostras estudadas. Pode-se, assim, corrigir os dados de partição do ouro para esta amostra, minimizando os problemas observados.

#### **4.5.5- Conclusões Obtidas a Partir dos Ensaios de Amalgamação**

Para a amostra Veio, a proporção de ouro amalgamável é da ordem de 48% para o intervalo  $-0,595+0,044$  mm, sendo que 27% do ouro está associado aos silicatos, 22% aos sulfetos e 3% a grãos mistos de silicatos e sulfetos (Tabela 16). Na associação com os silicatos o ouro constitui freqüentemente pontuações finíssimas na superfície dos grãos; com os sulfetos ocorre, por vezes, como pequenas pontuações dispersas nos grãos. Grãos mistos típicos de ouro com sulfetos ou com silicatos são comuns.

Para a amostra Intermediária a proporção de ouro “amalgamável” (livre) é da ordem de 37% (Tabela 17), sendo que 40% do ouro estão associados aos silicatos, 21% aos sulfetos e 2% a grãos mistos de silicatos e sulfetos. A associação mais freqüente do ouro com os silicatos e com os sulfetos é na forma de grãos mistos típicos, ocorrendo ainda a forma de pontuações dispersas tanto em grãos de silicatos como em grãos de sulfetos; o aspecto de pontuações finíssimas recobrando a superfície dos grãos de silicatos não é comum.

Para a amostra Encaixante a proporção de ouro “amalgamável” é da ordem de 26% para a amostra cominuída a  $-0,595$  mm, sendo que 50% do ouro estão associados aos silicatos, 21% aos sulfetos e 3% a grãos mistos de silicatos e sulfetos (Tabela 18). Tanto na associação com os silicatos como com os sulfetos, o ouro forma grãos mistos típicos, ocorrendo também como pontuações diminutas nos grãos desses minerais.

#### **4.5.6- Ensaios de Cianetação**

Os ensaios de cianetação nos rejeitos de amalgamação (resultantes da composição dos rejeitos de amálgama 1 e 2) e nos produtos correspondentes à ganga silicática (flutuado+intermediário, ou seja, produto flutuado em

3,30 g/cm<sup>3</sup>) foram realizados com o objetivo de determinar as parcelas de ouro intimamente associadas aos sulfetos e aos silicatos. Deste modo, determinaram-se as parcelas de ouro não passíveis de remoção através de uma cianetação simples (não conjugada com processos de calcinação/ustulação). Os resultados destes ensaios estão expostos nas Tabelas 19 a 21, apresentando teores de Au e S apenas para os resíduos de cianetação dos rejeitos da amalgamação.

Para a amostra Veio, Tabela 19, a cianetação da ganga silicática promove uma extração compreendida entre 73 e 92%, com valores crescentes para as frações finas. Para o rejeito da amalgamação, a extração oscila entre 82 e 91%, com os maiores valores sendo atingidos nas frações extremas. Nos resíduos da cianetação os teores remanescentes de ouro são mais elevados nas frações grosseiras; os teores de enxofre elevam-se preferencialmente abaixo de 0,297 mm, oscilando ao redor de 25%. A relação ouro / sulfeto decresce sensivelmente em direção aos finos, indicando, portanto, pequeno conteúdo de ouro residual associado intimamente aos sulfetos.

Para a amostra Intermediária os resultados dos ensaios de cianetação, expostos na Tabela 20, indicam para a ganga silicática uma extração variável entre 63 e 92%, crescente em direção aos finos. No rejeito da amalgamação a extração oscila entre 71 e 86%, com os maiores valores nas frações extremas. Nos resíduos da cianetação os teores remanescentes de ouro são mais elevados nas frações grosseiras; teores de enxofre são maiores predominantemente abaixo de 0,297 mm, mantendo-se ao redor de 26%. A relação ouro / enxofre decresce sensivelmente em direção aos finos, indicando pequeno conteúdo de ouro residual intimamente associado aos sulfetos.

Os resultados dos ensaios de cianetação dos rejeitos da amalgamação e dos produtos correspondentes à ganga silicática, para a amostra Encaixante, Tabela 21, indicam para a ganga silicática uma extração entre 84 e 93% com os maiores valores junto aos finos. No rejeito da amalgamação a extração oscila entre 41 e 79%, com maiores valores nos finos. Nos resíduos da

**TABELA 19**  
**RESULTADOS DE EXTRAÇÃO DE OURO**  
**POR CIANETAÇÃO - AMOSTRA VEIO**

A - PRODUTO FLUTUADO d< 3,30			
FRAÇÃO (mm)	PARTIÇÃO DO OURO (%)		
	SOLUÇÃO	RESÍDUO	
(-0,595+0,297)	73,03	26,98	
(-0,297+0,149)	79,91	20,09	
(-0,149+0,074)	87,76	12,24	
(-0,074+0,044)	91,84	8,16	
B - PRODUTO: REJEITOS DE AMALGAMAÇÃO 1+2			
FRAÇÃO (mm)	PARTIÇÃO DO OURO (%)		
	SOLUÇÃO	RESÍDUO	
(-0,595+0,297)	87,62	12,38	
(-0,297+0,149)	82,64	17,36	
(-0,149+0,074)	82,44	17,56	
(-0,074+0,044)	90,57	9,43	
FRAÇÃO (mm)	TEORES NO RESÍDUO		RELAÇÃO Aux1000/S
	Au (g/t)	S (%)	
(-0,595+0,297)	60,9	17,4	3,50
(-0,297+0,149)	34,8	25,0	1,39
(-0,149+0,074)	4,13	26,4	0,156
(-0,074+0,044)	1,31	24,8	0,053

**TABELA 20**  
**RESULTADOS DE EXTRAÇÃO DE OURO**  
**POR CIANETAÇÃO - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA**

A - PRODUTO FLUTUADO d<3,30			
FRAÇÃO (mm)	PARTIÇÃO DO OURO (%)		
	SOLUÇÃO	RESÍDUO	
(-0,595+0,297)	63,03	36,97	
(-0,297+0,149)	73,94	26,06	
(-0,149+0,074)	88,71	11,29	
(-0,074+0,044)	92,19	7,81	
B - PRODUTO: REJEITOS DE AMALGAMAÇÃO 1+2			
FRAÇÃO (mm)	PARTIÇÃO DO OURO (%)		
	SOLUÇÃO	RESÍDUO	
(-0,595+0,297)	84,77	15,23	
(-0,297+0,149)	75,93	24,07	
(-0,149+0,074)	70,75	29,25	
(-0,074+0,044)	86,23	13,77	
FRAÇÃO (mm)	TEORES NO RESÍDUO		RELAÇÃO Aux1000/S
	Au (g/t)	S (%)	
(-0,595+0,297)	12,5	21,0	0,595
(-0,297+0,149)	4,48	27,8	0,161
(-0,149+0,074)	1,64	25,3	0,0648
(-0,074+0,044)	0,54	26,5	0,0204

**TABELA 21**  
**RESULTADOS DE EXTRAÇÃO DE OURO**  
**POR CIANETAÇÃO - AMOSTRA ENCAIXANTE**

A - PRODUTO FLUTUADO d< 3,30			
FRAÇÃO (mm)	PARTIÇÃO DO OURO (%)		
	SOLUÇÃO	RESÍDUO	
(-0,595+0,297)	83,97	16,04	
(-0,297+0,149)	91,11	8,88	
(-0,149+0,074)	92,09	7,91	
(-0,074+0,044)	92,94	7,06	
B - PRODUTO: REJEITO AMALGAMAÇÃO 1 + 2			
FRAÇÃO (mm)	PARTIÇÃO DO OURO (%)		
	SOLUÇÃO	RESÍDUO	
(-0,595+0,297)	40,81	59,19	
(-0,297+0,149)	43,86	56,13	
(-0,149+0,074)	70,42	29,58	
(-0,074+0,044)	78,94	21,06	
FRAÇÃO (mm)	TEORES NO RESÍDUO		RELAÇÃO Aux1000/S
	Au (g/t)	S (%)	
(-0,595+0,297)	40,6	14,1	2,88
(-0,297+0,149)	21,3	25,3	0,84
(-0,149+0,074)	5,00	20,2	0,248
(-0,074+0,044)	2,72	22,1	0,123

cianetação os teores de ouro são mais elevados nas frações grosseiras, enquanto que os teores de enxofre são mais elevados abaixo de 0,297 mm. A relação ouro / sulfetos diminui sensivelmente para os finos, indicando pequeno conteúdo de ouro intimamente associado aos sulfetos.

#### **4.5.7- Conclusões Obtidas a Partir da Cianetação**

As Tabelas 22 a 24 e as Figuras 9 a 11 apresentam um balanço geral da partição do ouro nas amostras.

Para a amostra Veio a cianetação promove um aumento na extração do ouro total contido após a amalgamação no intervalo  $-0,595+0,044$  mm, recuperando 12% do ouro misto com silicatos e 12% do ouro misto com sulfetos; a parcela de ouro não acessível corresponde a 5,8%, sendo que 3,7% do ouro estão intimamente associados aos silicatos e 2,1% aos sulfetos. Estes valores indicam que 94,2% do ouro foram recuperados. O conteúdo de ouro intimamente associado aos silicatos diminui gradativamente para os fins devido a efeitos de liberação ouro/silicatos, enquanto que o conteúdo associado aos sulfetos permanece praticamente constante por todo o intervalo granulométrico, embora a relação ouro/sulfetos no resíduo decresça significativamente.

Para a amostra Intermediária, a lixiviação por cianetação promove um aumento na extração do ouro total contido após a amalgamação do intervalo  $-0,595+0,044$  mm, recuperando 21% do ouro misto com silicatos e 15% do ouro misto com sulfetos; a parcela de ouro não acessível corresponde a 14%, sendo que 10% do ouro total estão intimamente associados aos silicatos e 4% aos sulfetos. Estes valores indicam que 86,3% do ouro foram recuperados. O conteúdo de ouro intimamente associado aos silicatos diminui progressivamente para os finos devido a efeitos de liberação ouro silicatos, enquanto que o conteúdo associado aos sulfetos não apresenta grandes

TABELA 22

PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA VEIO

FRAÇÃO (mm)	DISTR. Au (%)	OURO "LIVRE" (%)	AMALGAMÁVEL		OURO MISTO (%)			TOTAL EXTRAÍDO (%)			
			SILICATOS	SULFETOS	SILIC.+SULF.	SILICATOS	CIANETÁVEL SULFETOS	SILICATOS	NÃO ACESSÍVEL SULFETOS	AMÁLGAMA	AMÁLGAMA +CIANETO
(-0,595+0,297)	55,12	43	17	7	4	13	11	4	1	70	94
(-0,297+0,149)	27,35	52	4	10	3	11	15	3	3	69	94
(-0,149+0,074)	11,00	57	3	9	TR	11	15	2	3	69	95
(-0,074+0,044)	3,43	65	1	5	TR	11	15	1	2	71	97
TOTAL +0,044	96,90	48	11	8	3	12	12	4	2	70	94

Nota: Ouro "livre"- conceito clássico de liberação.

TABELA 23

PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA

FRAÇÃO (mm)	DISTR. Au (%)	OURO "LIVRE" (%)		AMALGAMÁVEL		OURO MISTO (%)		OURO NÃO ACESSÍVEL		TOTAL EXTRAÍDO (%)	
		SILICATOS	SULFETOS	SILIC.+SULF.	SILICATOS	SULFETOS	SILICATOS	SULFETOS	SILICATOS	SULFETOS	AMÁLGAMA
(-0,595+0,297)	44,19	24	6	3	3	28	17	17	3	35	80
(-0,297+0,149)	30,36	45	14	3	0	15	13	5	4	62	90
(-0,149+0,074)	14,42	53	11	2	1	13	13	2	5	67	93
(-0,074+0,044)	5,51	59	6	1	1	12	18	1	3	67	96
TOTAL +0,044	94,48	37	9	3	2	21	15	10	4	51	86

Nota: Ouro "livre"- conceito clássico de liberação.

TABELA 24

PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA ENCAIXANTE

FRAÇÃO (mm)	DISTR. Au (%)	OURO "LIVRE" (%)	AMALGAMÁVEL		OURO MISTO (%)		OURO NÃO ACESSÍVEL		TOTAL EXTRAÍDO (%)		
			SILICATOS	SULFETOS	SILIC.+SULF.	SILICATOS	SULFETOS	SILICATOS	SULFETOS	AMÁLGAMA	AMÁLGAMA +CIANETO
(-0,595+0,297)	43,22	10	11	12	6	42	4	8	6	39	85
(-0,297+0,149)	29,44	41	4	3	0	31	8	3	1	47	86
(-0,149+0,074)	12,17	41	4	3	0	33	8	3	8	48	89
(-0,074+0,044)	5,33	47	4	3	0	27	9	2	7	55	91
TOTAL +0,044	90,17	26	7	7	3	36	6	5	5	44	87

Nota: Ouro "livre"- conceito clássico de liberação.

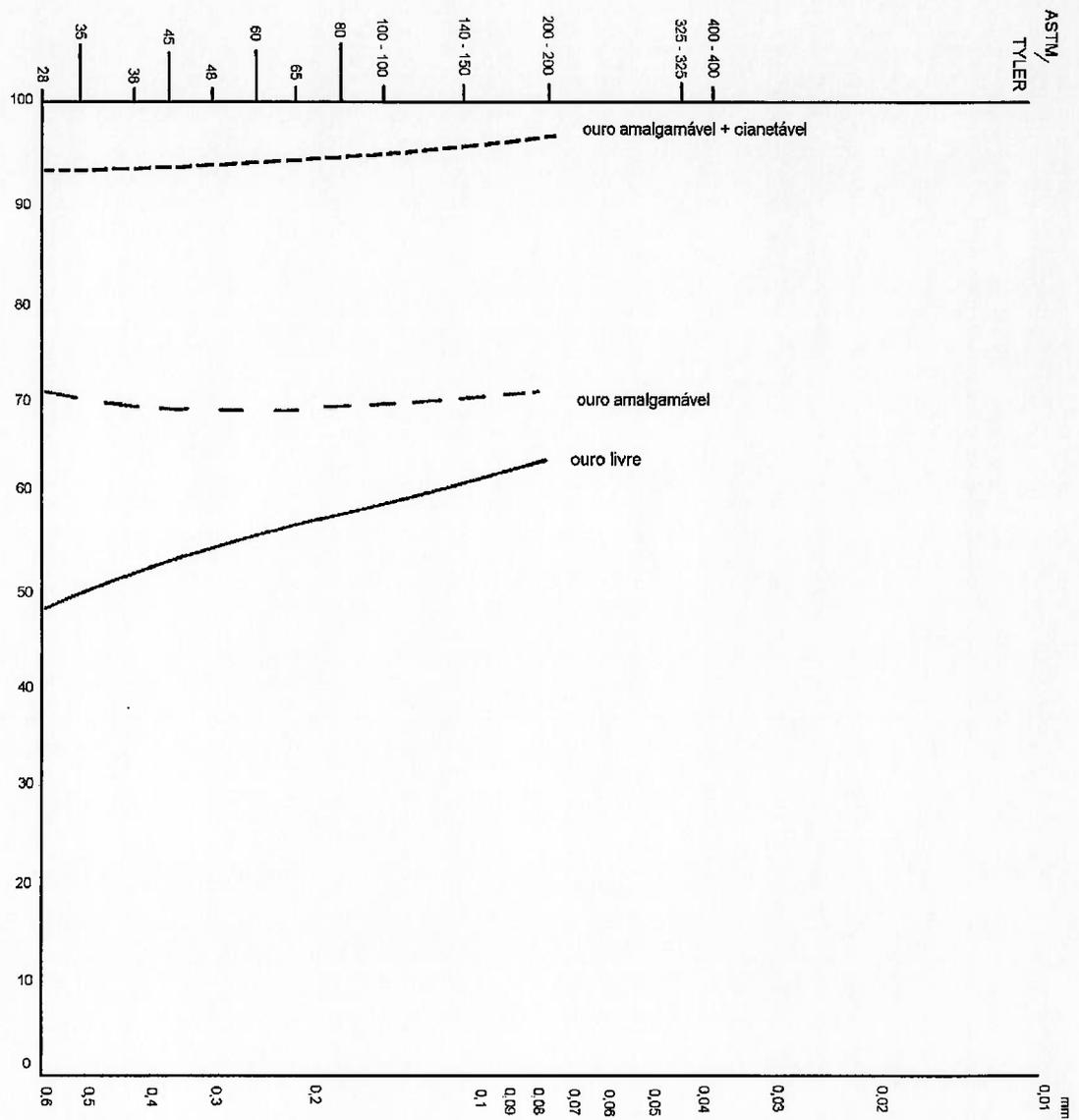


FIGURA 9

ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA VEIO

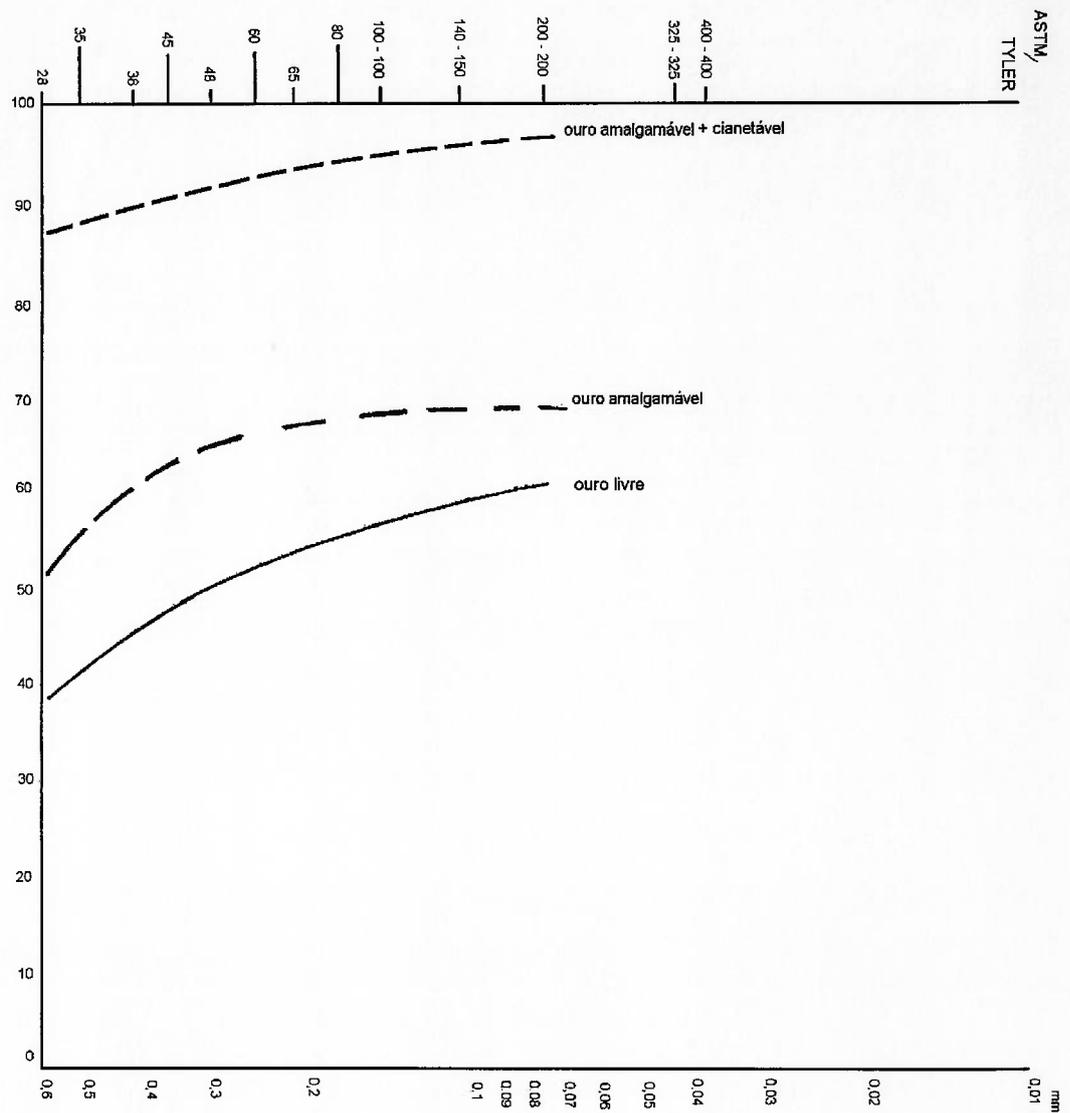


FIGURA 10

ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA

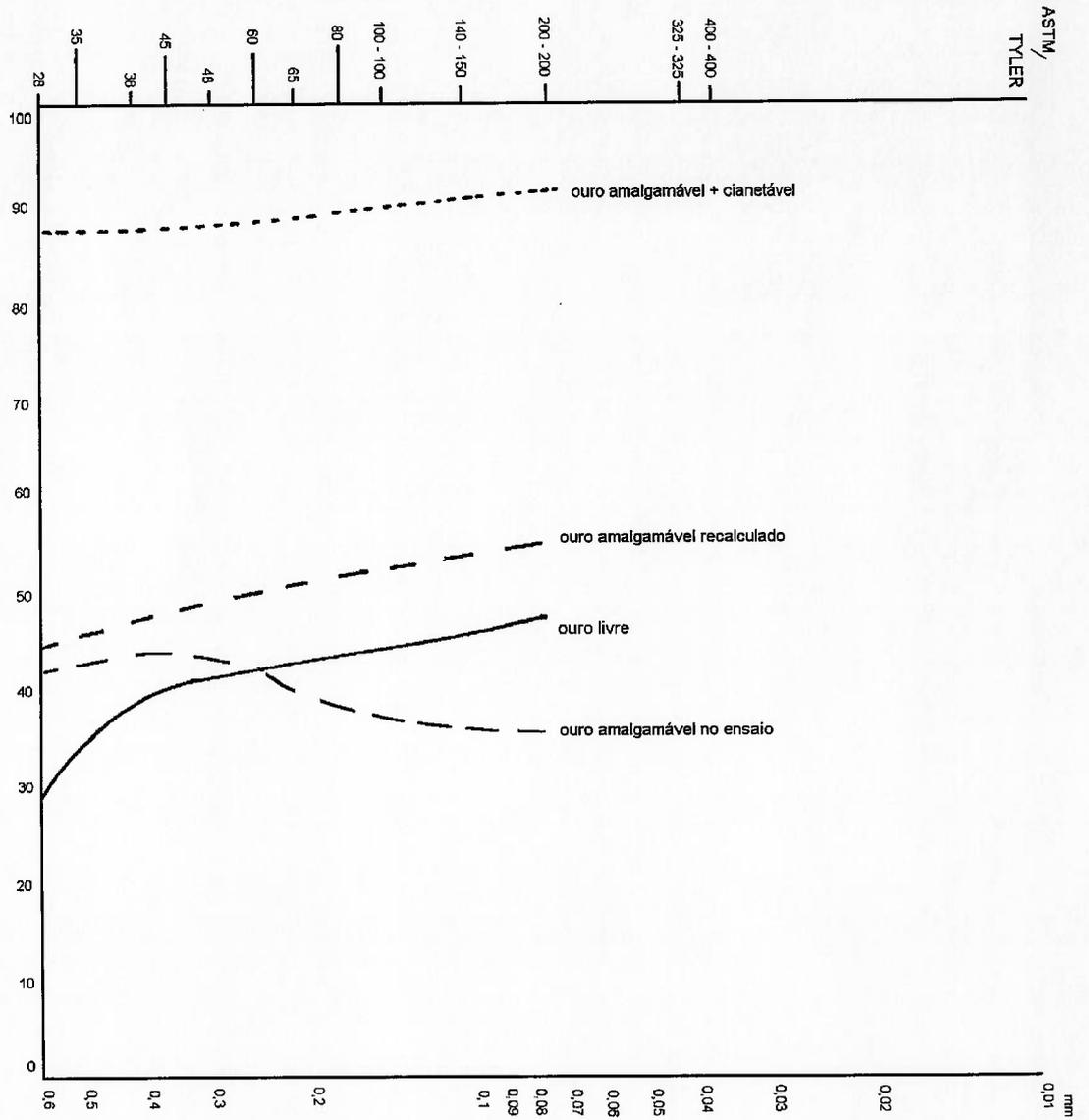


FIGURA 11

ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO - AMOSTRA ENCAIXANTE

oscilações em todo o intervalo, embora a relação ouro/sulfetos decresça visivelmente.

Para a amostra Encaixante a cianetação promove um aumento na extração do ouro total contido após a amalgamação, recuperando 27% do ouro misto com os silicatos e 26% do ouro misto com os sulfetos; a parcela de ouro não acessível corresponde a 13,2%, sendo que 5,4% do ouro total estão intimamente associados aos silicatos e 7,8% aos sulfetos. Estes valores indicam que, para o intervalo granulométrico  $-0,595+0,044$  mm, 86,6% do ouro foram recuperados. O conteúdo de ouro intimamente associado aos silicatos diminui gradativamente para os finos, devido ao aumento na liberação ouro/silicatos, enquanto que a parcela associada aos sulfetos permanece praticamente constante por todo o intervalo, embora a relação ouro/sulfetos no resíduo da cianetação decresça significativamente para os finos.

#### **4.5.8- Estimativa da Composição Mineralógica das Amostras Estudadas**

Uma estimativa da composição mineralógica da amostra Veio está exposta na Tabela 25. Esta amostra é essencialmente constituída por quartzo e secundariamente por feldspatos, piroxênio+anfíbólio, micáceos, sulfetos (principalmente arsenopirita e pirrotita, além de traços de pirita e calcopirita) e loellingita / westerveldita ( $FeAs_2$  /  $FeAs$ , respectivamente; identificados por MEV); zircão, rutilo, epídoto, titanita, apatita, carbonato, granada, scheelita e ouro ocorrem como traços.

O quartzo mostra ligeira tendência à concentração acima de 0,297 mm, permanecendo praticamente constante nas frações mais finas; feldspato decresce para os finos, enquanto que o conteúdo de piroxênio+anfíbólio mostra comportamento inverso.

Tanto a quantidade de arsenopirita como a de pirrotita aumentam para os finos; ambos ocorrem inalterados. A arsenopirita raramente apresenta auréola de oxidação formada por goethita com textura coliforme.

TABELA 25

ESTIMATIVA DA COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA POR  
FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA VEIO

MINERAL (%)	FRAÇÃO (mm)				TOTAL +0,044
	(-0,595+0,297)	(-0,297+0,149)	(-0,149+0,074)	(-0,074+0,044)	
Arsenopirita	1,8	2,3	2,6	2,5	2,2
Pirrotita	0,5	1,0	1,4	1,4	0,9
Monazita	---	---	---	---	---
Zircão	---	---	Tr	Tr	Tr
Rutilo	---	---	---	Tr	Tr
Epídoto	---	Tr	Tr	Tr	Tr
Titanita	Tr	Tr	0,3	0,6	0,1
Pirox.+anfib.	1,8	4,4	5,1	6,3	3,6
Apatita	---	Tr	---	---	Tr
Carbonatos	Tr	Tr	Tr	Tr	Tr
Micáceos	8,7	10,4	9,1	8,2	9,2
Quartzo	68,3	61,9	63,6	63,5	65,1
Feldspato	19,1	18,0	17,9	17,5	18,4
Granada	---	---	Tr	---	Tr
Ouro	Tr	Tr	Tr	Tr	Tr
% PESO	38,65	27,48	15,90	8,76	90,79

Nota: identificaram-se, ainda, no MEV, traços de loelingita/westerveldita.

Nos ensaios de separações por líquidos densos grande parcela da ganga silicática é removida até a densidade  $3,30 \text{ g/cm}^3$ . No produto afundado ( $d > 3,30 \text{ g/cm}^3$ ) concentram-se os sulfetos, sendo que a proporção de arsenopirita aumenta nas frações mais grosseiras e a de pirrotita nas finas. Estão presentes ainda, neste produto, mica (biotita), algum piroxênio+anfíbólio e toda a gama de minerais traços (pesados) presentes.

A estimativa da composição mineralógica para a amostra Intermediária está exposta na Tabela 26. Esta amostra é constituída basicamente pelos mesmos minerais que a amostra Veio.

O conteúdo de quartzo concentra-se ligeiramente acima de  $0,149 \text{ mm}$ , permanecendo praticamente constante nas frações mais finas; as proporções de feldspato e de micáceos decrescem ligeiramente para os finos, enquanto que a de piroxênio+anfíbólio mostra comportamento inverso.

Tanto a quantidade de pirrotita como a de arsenopirita aumentam para os finos; ambas apresentam-se inalteradas. Na arsenopirita raramente ocorre uma auréola de oxidação formada por goethita.

Nos ensaios de separação por líquidos densos, a quase totalidade do quartzo+feldspato, mica e piroxênio+anfíbólio foram removidos até a densidade  $3,30 \text{ g/cm}^3$ . No produto afundado concentram-se os sulfetos, sendo que a arsenopirita ocorre preferencialmente nas frações  $-0,595+0,297 \text{ mm}$  e  $-0,149+0,074 \text{ mm}$ , enquanto que a pirrotita concentra-se principalmente nos finos. Estão presentes ainda neste produto mica, algum piroxênio+anfíbólio e toda a gama de minerais pesados que aparecem como traços.

A estimativa da composição mineralógica da amostra Encaixante está exposta na Tabela 27. Ela é constituída basicamente pelos mesmos minerais já mencionados para as amostras anteriores.

O quartzo mostra ligeira tendência à concentração acima de  $0,297 \text{ mm}$ , com conteúdos similares nas frações mais finas; mesmo aspecto é evidenciado pelo feldspato. Piroxênio+anfíbólio tendem a concentrar-se junto aos finos e os micáceos acima de  $0,074 \text{ mm}$ .

TABELA 26

ESTIMATIVA DA COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA  
POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA

MINERAL (%)	FRAÇÃO (mm)				TOTAL +0,044
	(-0,595+0,297)	(-0,297+0,149)	(-0,149+0,074)	(-0,074+0,044)	
Arsenopirita	0,9	1,3	2,7	2,3	1,4
Pirrotita	2,0	3,3	5,0	5,5	3,1
Monazita	---	Tr	---	---	Tr
Zircão	---	---	Tr	Tr	Tr
Rutilo	---	Tr	Tr	---	Tr
Epídoto	---	---	Tr	---	Tr
Titanita	Tr	---	1,0	0,7	0,2
Pirox.+anfíb.	9,2	9,8	14,1	15,8	10,6
Apatita	---	---	Tr	0,5	Tr
Carbonatos	---	---	Tr	Tr	Tr
Micáceos	13,1	12,9	11,0	9,6	12,4
Quartzo	55,2	54,0	49,0	48,9	53,4
Feldspato	19,6	18,8	17,3	16,8	18,8
Granada	---	---	---	---	---
Ouro	Tr	Tr	Tr	Tr	Tr
% PESO	43,94	25,73	13,87	7,16	90,70

Nota: identificaram-se, ainda, no MEV, traços de loelingita/westerveldita e scheelita.

TABELA 27

ESTIMATIVA DA COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA  
POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA ENCAIXANTE

MINERAL (%)	FRAÇÃO (mm)				TOTAL +0,044
	(-0,595+0,297)	(-0,297+0,149)	(-0,149+0,074)	(-0,074+0,044)	
Arsenopirita	0,1	0,3	0,5	0,4	0,3
Pirrotita	0,1	0,4	0,8	0,9	0,4
Monazita	---	---	Tr	---	Tr
Zircão	---	Tr	Tr	0,1	Tr
Rutilo	---	Tr	Tr	---	Tr
Epídoto	---	---	Tr	Tr	Tr
Titanita	---	Tr	0,1	0,3	0,4
Pirox.+anfíb.	4,0	6,8	9,5	10,1	6,2
Apatita	Tr	Tr	Tr	0,8	Tr
Carbonatos	Tr	Tr	Tr	Tr	Tr
Micáceos	14,3	16,7	16,9	13,5	15,3
Quartzo	66,7	62,0	59,2	60,4	63,6
Feldspato	14,5	13,9	13,1	13,4	14,2
Granada	---	---	Tr	---	Tr
Ouro	Tr	Tr	Tr	Tr	Tr
Turmalina	---	Tr	Tr	---	Tr
% PESO	42,59	26,52	13,97	8,10	91,18

Tanto a arsenopirita como a pirrotita aumentam em concentração para os finos; ambos apresentam-se inalterados. A arsenopirita raramente mostra auréola de oxidação formada por goethita, com textura coliforme.

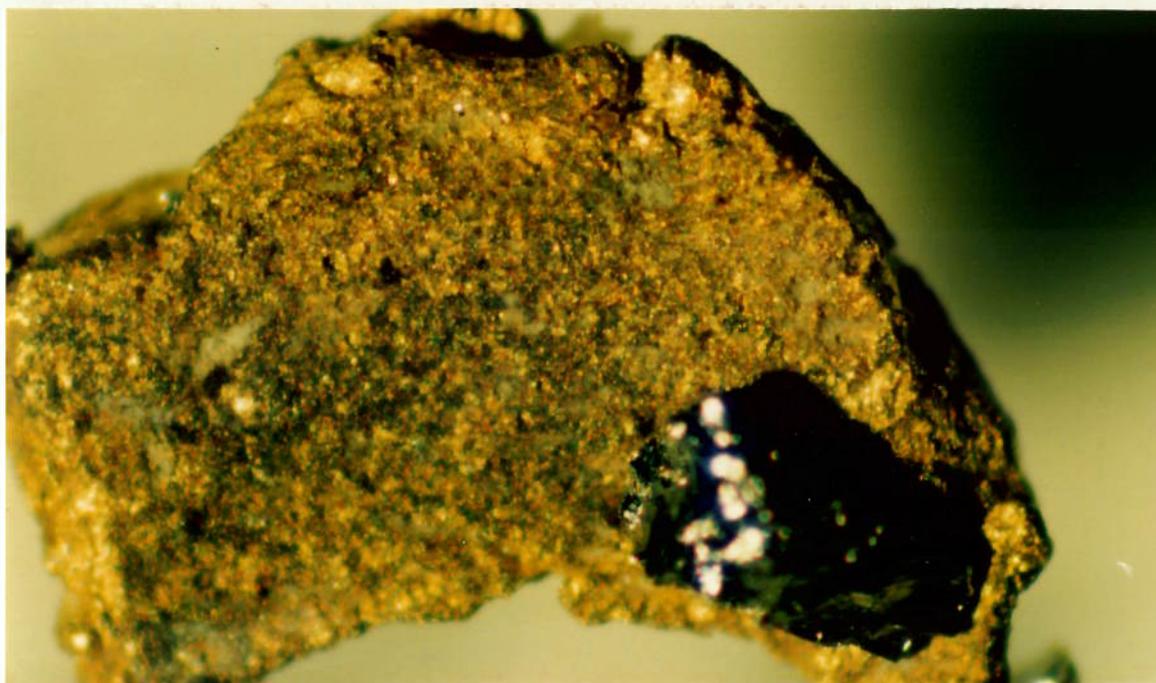
Nos ensaios de separações minerais por líquidos densos, grande parcela do quartzo, feldspato, micáceos e piroxênio+anfíbólio foram removidos até a densidade  $3,30 \text{ g/cm}^3$ . No produto afundado concentram-se os sulfetos, sendo que a proporção de arsenopirita é maior nas frações mais grosseiras e a de pirrotita, nas finas. Constituem ainda este produto, biotita, algum piroxênio+anfíbólio e todos os demais minerais pesados que ocorrem como traços.

#### **4.5.9- Formas de Ocorrência e Associações do Ouro**

Os principais aspectos relativos às formas de ocorrência e associações do ouro com os demais minerais presentes, para a amostra Veio, estão ressaltados nas fotomicrografias 1 a 12.

Nesta amostra, o ouro presente é observado em grãos individualizados na forma de pequenas "pepitas" (granular) e em palhetas desde a fração  $-0,595+0,297 \text{ mm}$ , ocorrendo ainda na forma dendrítica. A forma granular é predominante em relação às demais (acima de 70% do ouro contido), observando-se grãos grosseiros, algo achatados, com dimensões máximas da ordem de 2 mm. Em grãos mistos associa-se à ganga leve, principalmente ao quartzo, e aos sulfetos. Na associação com a ganga leve, o ouro, além de constituir grãos mistos típicos, ocorre também como finíssimas pontuações sobre os grãos de quartzo, formando, por vezes, uma rede de recobrimento nos mesmos (Tabela 28).

A associação com os sulfetos é essencialmente na forma de grãos mistos típicos, observando-se ainda inclusões diminutas de ouro nas partículas

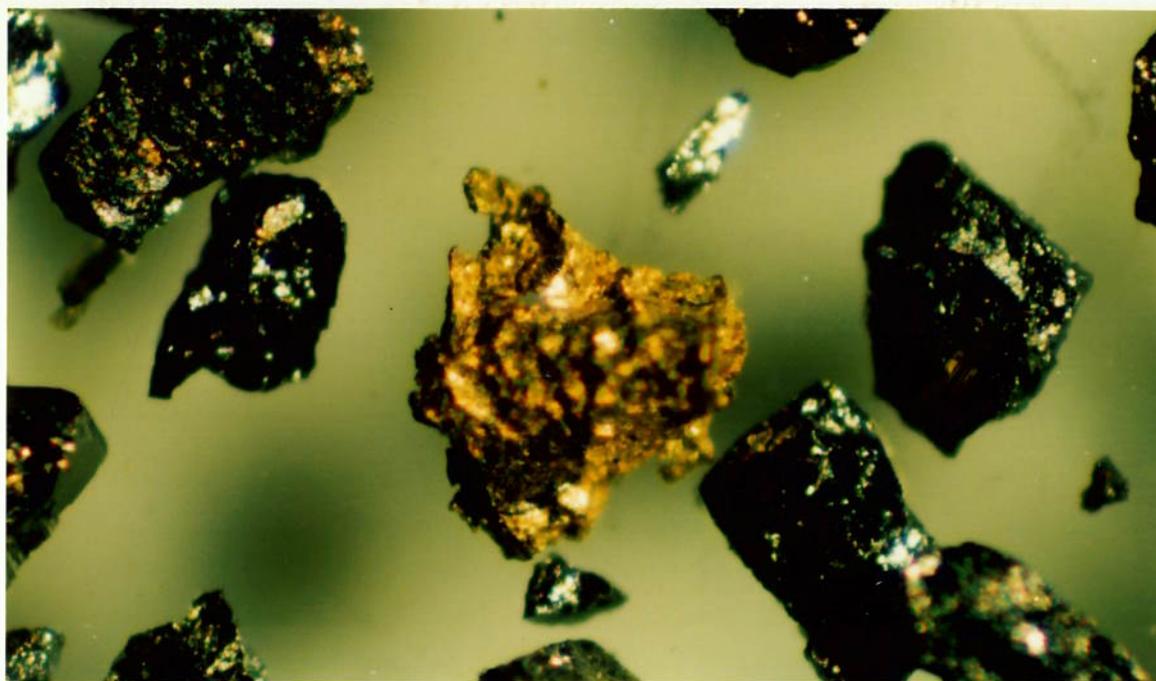


**FOTOMICROGRAFIA 1**

**AUMENTO: 120 VEZES**

**AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)**

Ouro placoidal, misto com sulfeto.



**FOTOMICROGRAFIA 2**

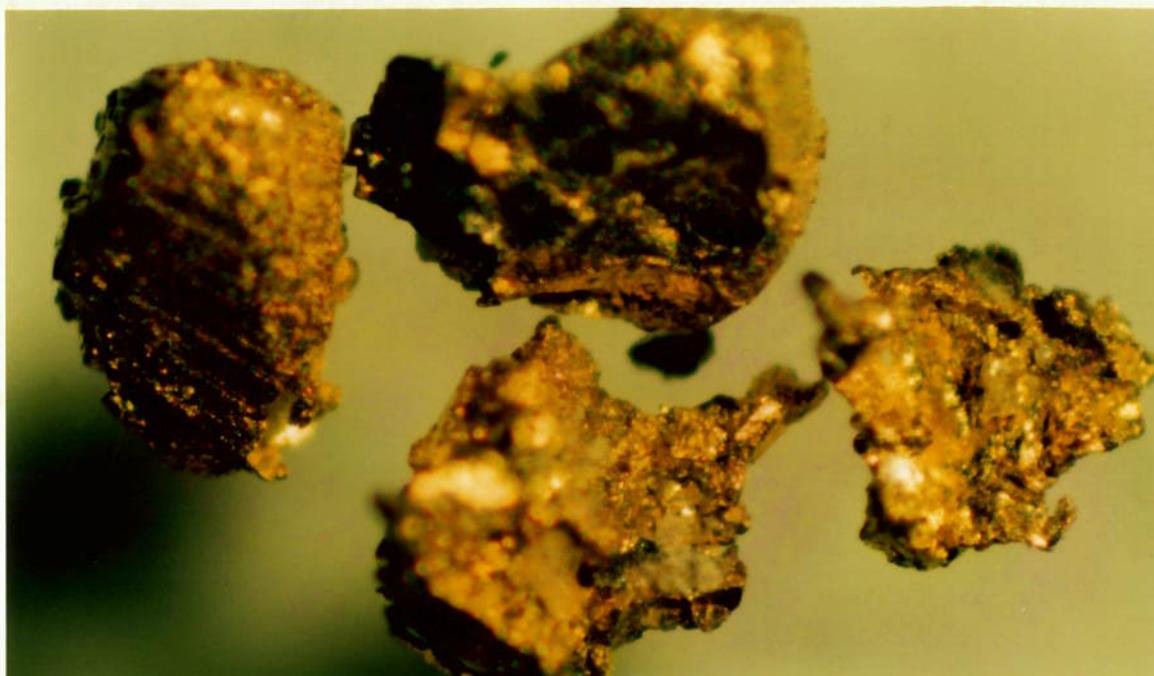
**AUMENTO: 60 VEZES**

**AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)**

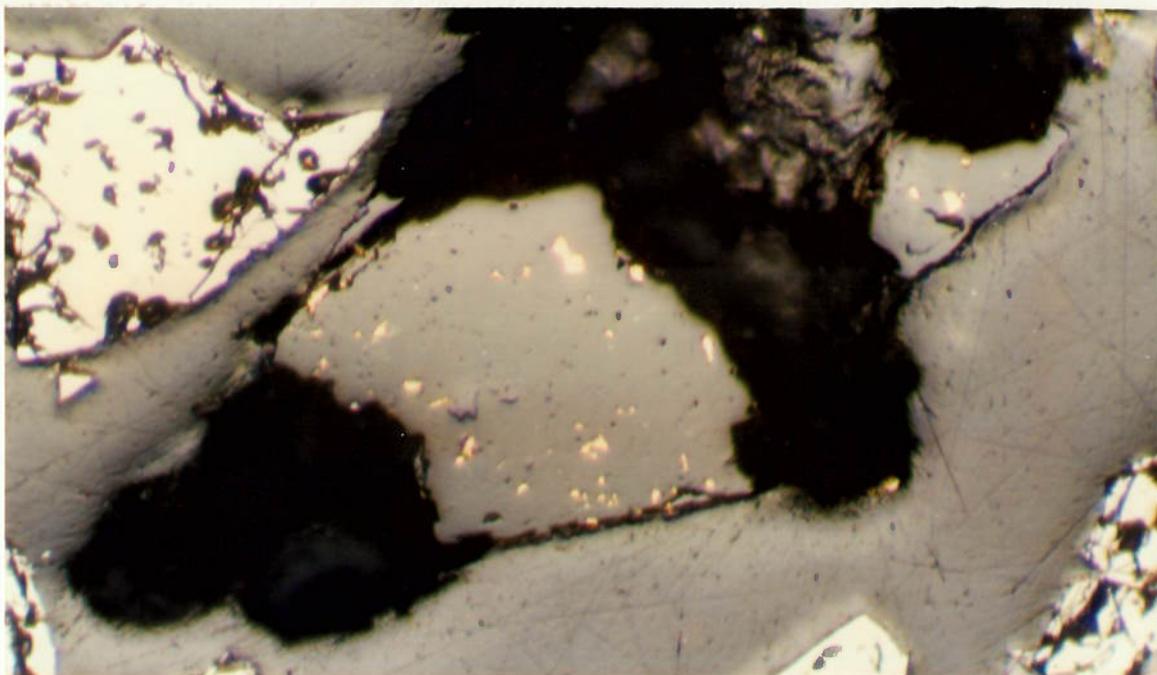
Grão de ouro livre em meio a grãos de sulfetos.

**FOTOMICROGRAFIA 3****AUMENTO: 60 VEZES****AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)**

Grão de ouro livre (à esquerda) e mistos com quartzo (centro e à direita).

**FOTOMICROGRAFIA 4****AUMENTO: 60 VEZES****AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)**

Quatro grãos de ouro. Os dois grãos do centro da foto são mistos (com quartzo, grão inferior; com sulfetos, grão superior).



**FOTOMICROGRAFIA 5**

**AUMENTO: 120 VEZES**

**AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)**

Grão de silicato com pontuações de ouro.



**FOTOMICROGRAFIA 6**

**AUMENTO: 240 VEZES**

**AMOSTRA: VEIO (fração -0,595+0,297 mm)**

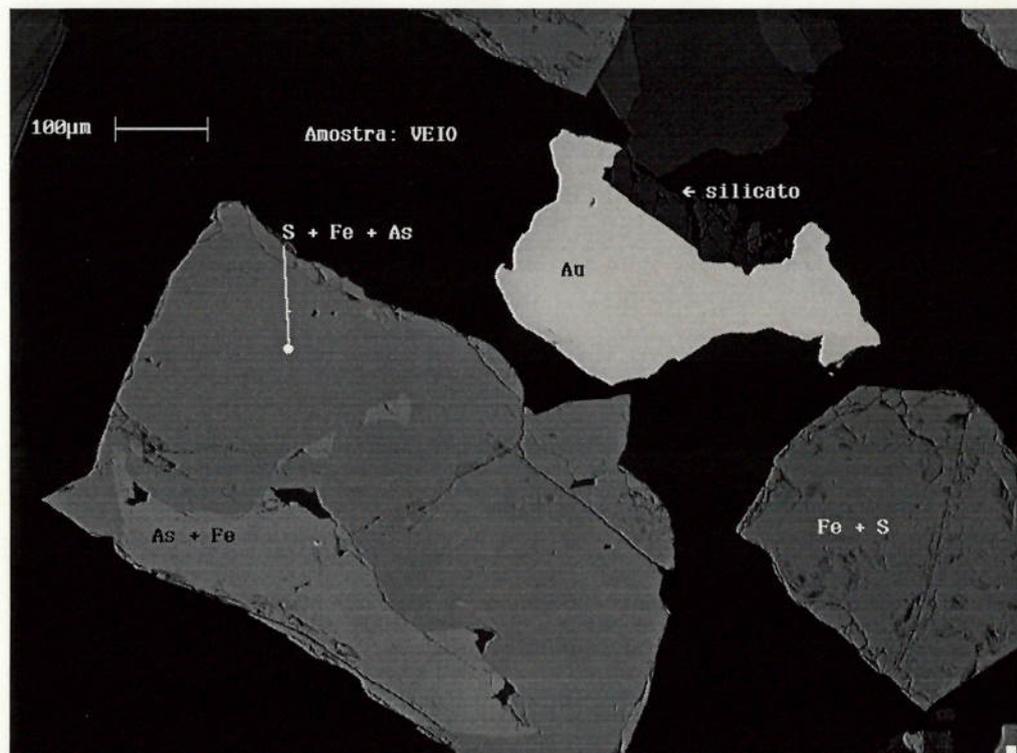
Ouro misto com quartzo em meio a grãos mistos e livres de arsenopirita (branco), pirrotita (bege), silicatos (cinza claro) e quartzo (cinza escuro).



FOTOMICROGRAFIA 7 (MEV)

AMOSTRA : VEIO

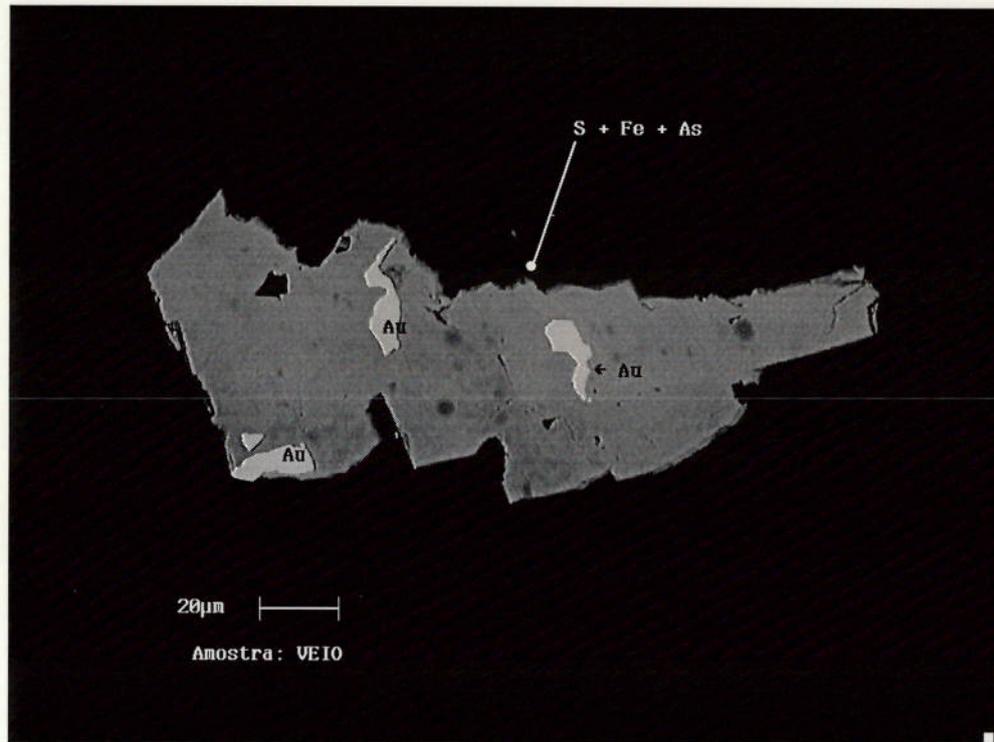
Grão de ouro liberado em meio a grãos de sulfetos e de pirrotita.



FOTOMICROGRAFIA 8 (MEV)

AMOSTRA : VEIO

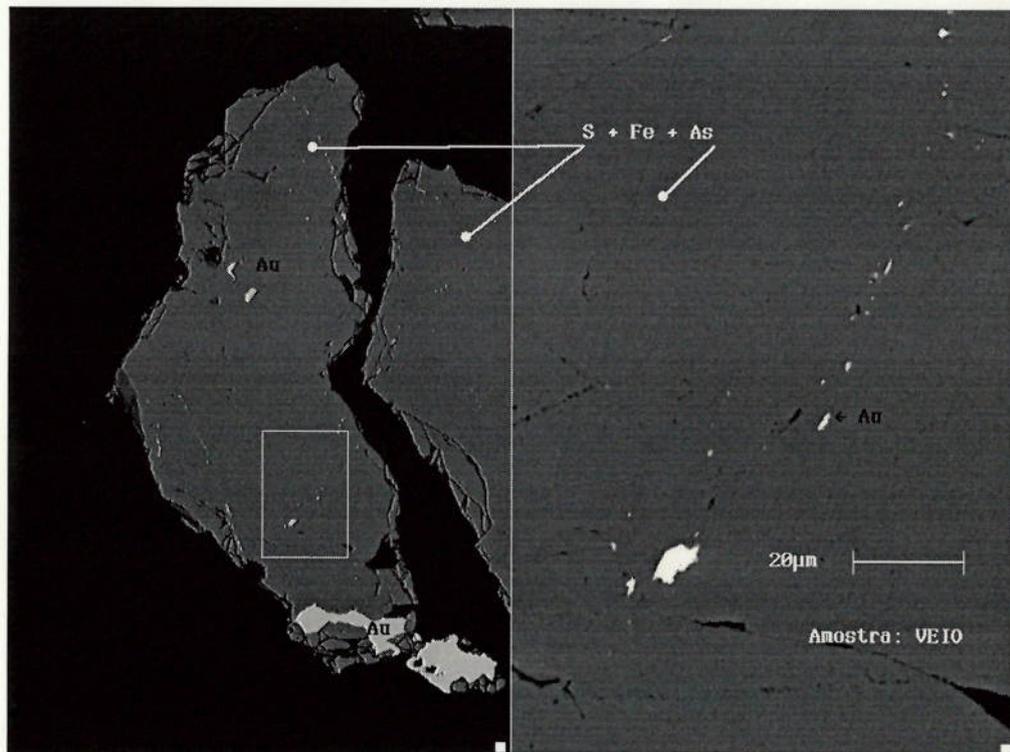
Grão de ouro misto com silicato. Nota-se grão de pirrotita à direita e arsenopirita à esquerda, com inclusões de loellingita/westerveldita.



**FOTOMICROGRAFIA 9 (MEV)**

**AMOSTRA : VEIO**

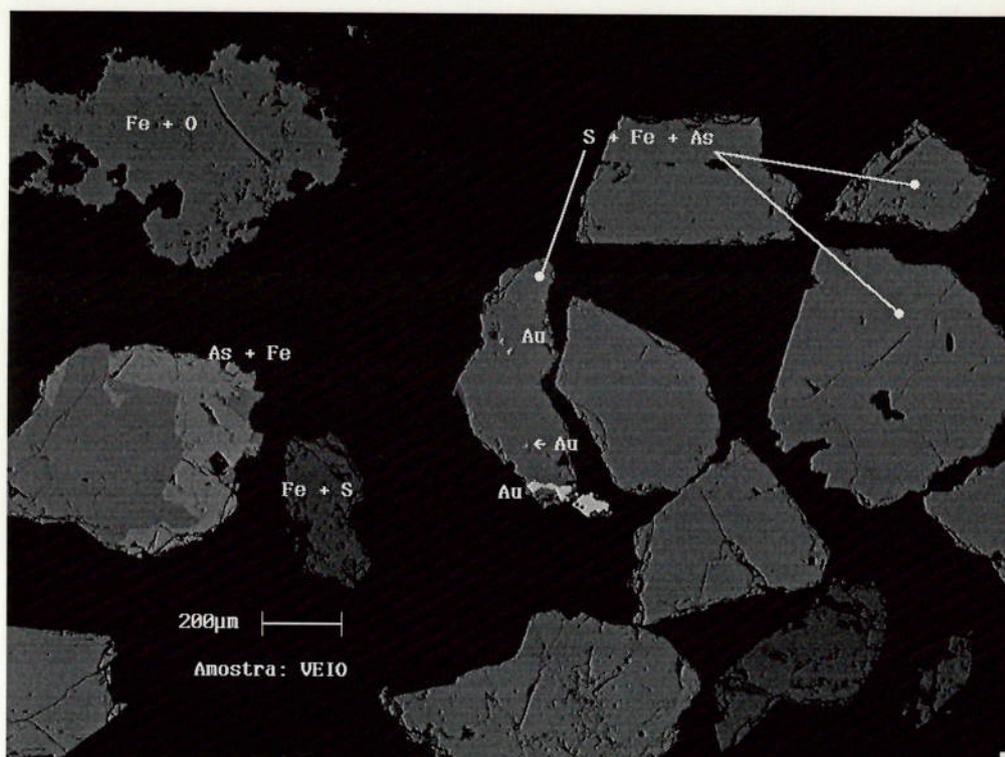
Ouro incluído em arsenopirita.



**FOTOMICROGRAFIA 10 (MEV)**

**AMOSTRA : VEIO**

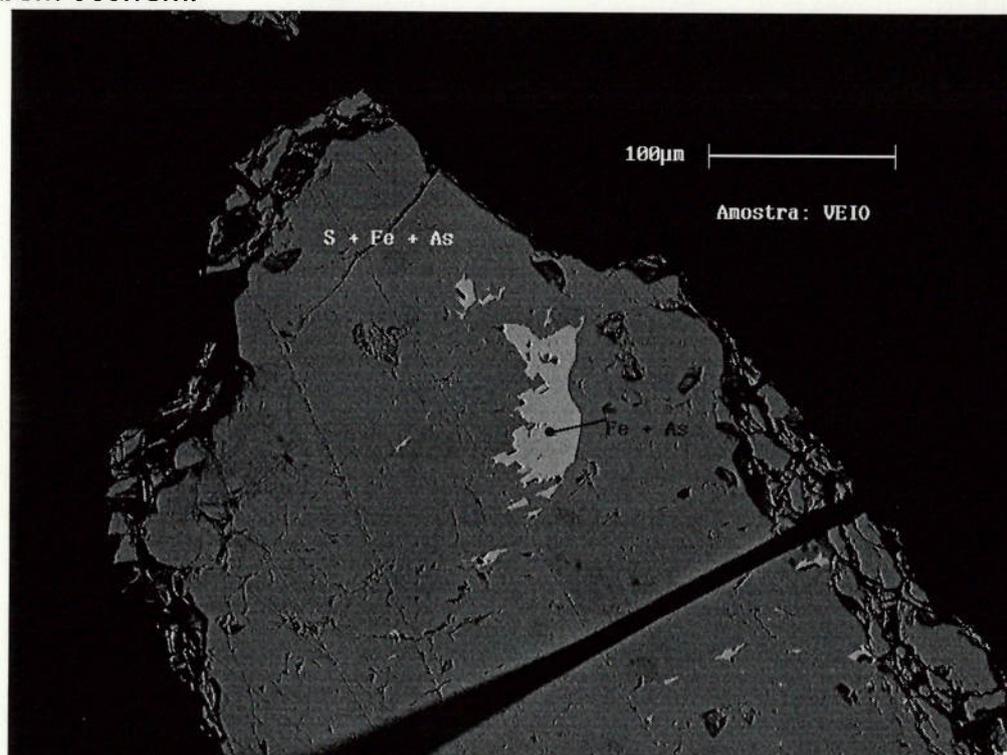
Associação ouro/arsenopirita. No detalhe, o ouro ocorre em inclusões diminutas na arsenopirita.



FOTOMICROGRAFIA 11 (MEV)

AMOSTRA : VEIO

Aspecto geral. Ouro incluído em arsenopirita. Óxido de ferro (canto superior esquerdo); loellingita/westerveldita associada à arsenopirita, além de pirrotita, também ocorrem.



FOTOMICROGRAFIA 12 (MEV)

AMOSTRA : VEIO

Ouro, de dimensões variadas, incluído em arsenopirita.

TABELA 28

## ESTIMATIVA DE "LIBERAÇÃO DO OURO"- AMOSTRA VEIO

FRAÇÃO (mm)	DISTR. Au (%)	OURO "LIVRE" (%)	SILICATOS	OURO MISTO (%)	SULFETOS SILIC.+SULF.	AMÁLGAMA +CIANETO	OURO RECUPERÁVEL (%)
(-0,595+0,297)	55,12	43	34	19	4	70	94
(-0,297+0,149)	27,35	52	18	27	3	69	94
(-0,149+0,074)	11,00	57	16	27	TR	69	95
(-0,074+0,044)	3,43	65	13	21	TR	71	97
TOTAL +0,044	96,90	48	27	22	3	70	94

Nota: Ouro "livre"- conceito clássico de liberação.

de sulfetos; a maior freqüência de associação em grãos mistos é com a arsenopirita.

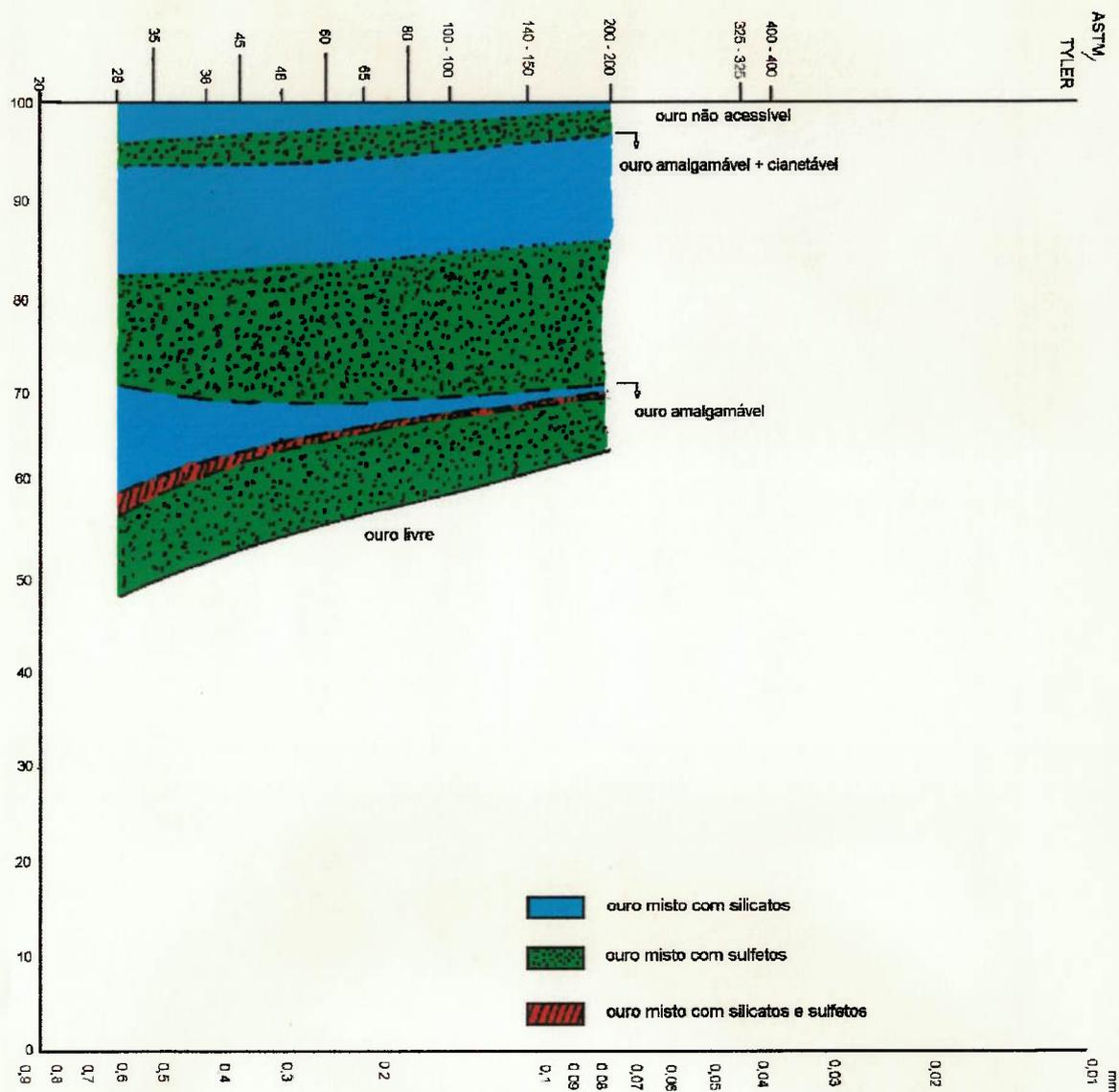
A partição do ouro, em função da mineralogia, na amostra Veio, acumulada no passante é apresentada ilustrativamente na Figura 12.

Na amostra Intermediária (fotomicrografias 13 a 20), o ouro é observado em grãos individualizados, na forma de pequenas pepitas (granular) e em palhetas desde a fração +0,297 mm, ocorrendo ainda na forma dendrítica. A predominante é a granular, correspondendo a mais de 70% do total. Grãos achatados, com dimensões máximas da ordem de 2 mm, também ocorrem. O ouro forma grãos mistos, associando-se aos leves (principalmente ao quartzo), e aos sulfetos. Na associação com a ganga leve ocorre como grãos mistos típicos e como pontuações dispersas nos grãos; essas pontuações finíssimas, às vezes crescem em importância, formando uma rede de recobrimento no grão silicático (aspecto não muito freqüente). A associação com os sulfetos é essencialmente em grãos mistos típicos, ocorrendo também inclusões diminutas de ouro. A maior freqüência de associação em grãos mistos é com a arsenopirita (Tabela 29).

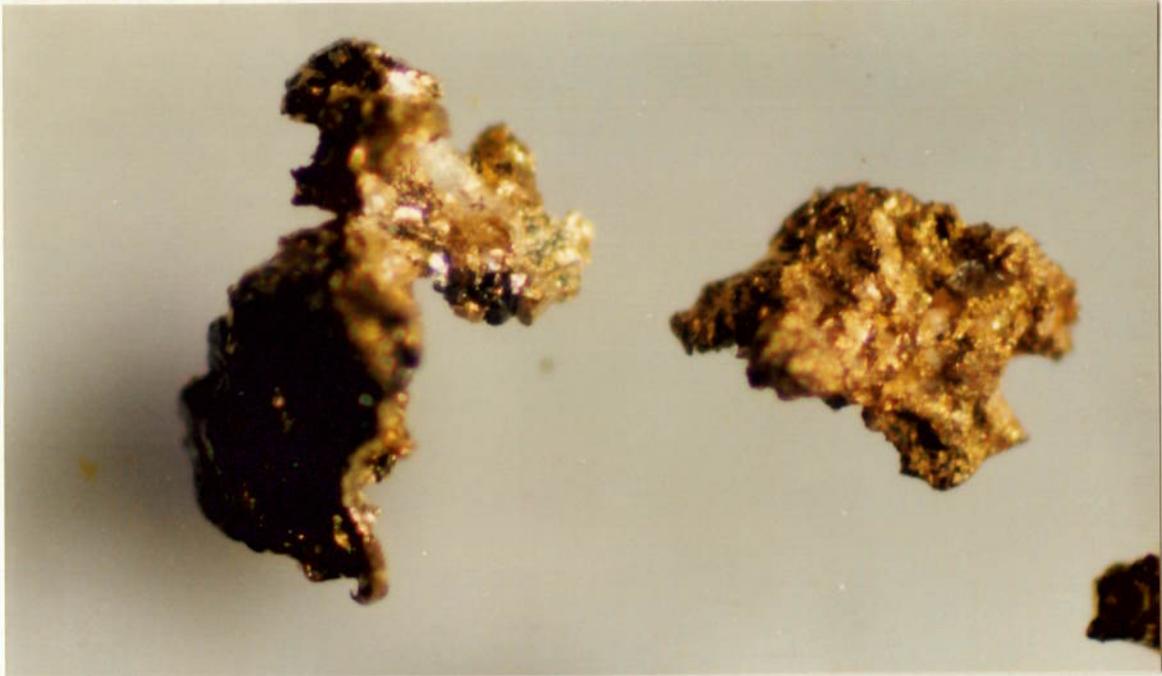
A partição do ouro na amostra Intermediária, em função da mineralogia, acumulada no passante, é apresentada na Figura 13.

Na amostra Encaixante (fotomicrografias 21 a 24), o ouro é observado em grãos individualizados, como pequenas pepitas (na forma granular) e em palhetas, desde a fração +0,297 mm, ocorrendo também na forma dendrítica. A forma granular é a mais comum, correspondendo a mais de 70% do ouro presente. Observaram-se poucos grãos achatados, com dimensões da ordem de 2 mm.

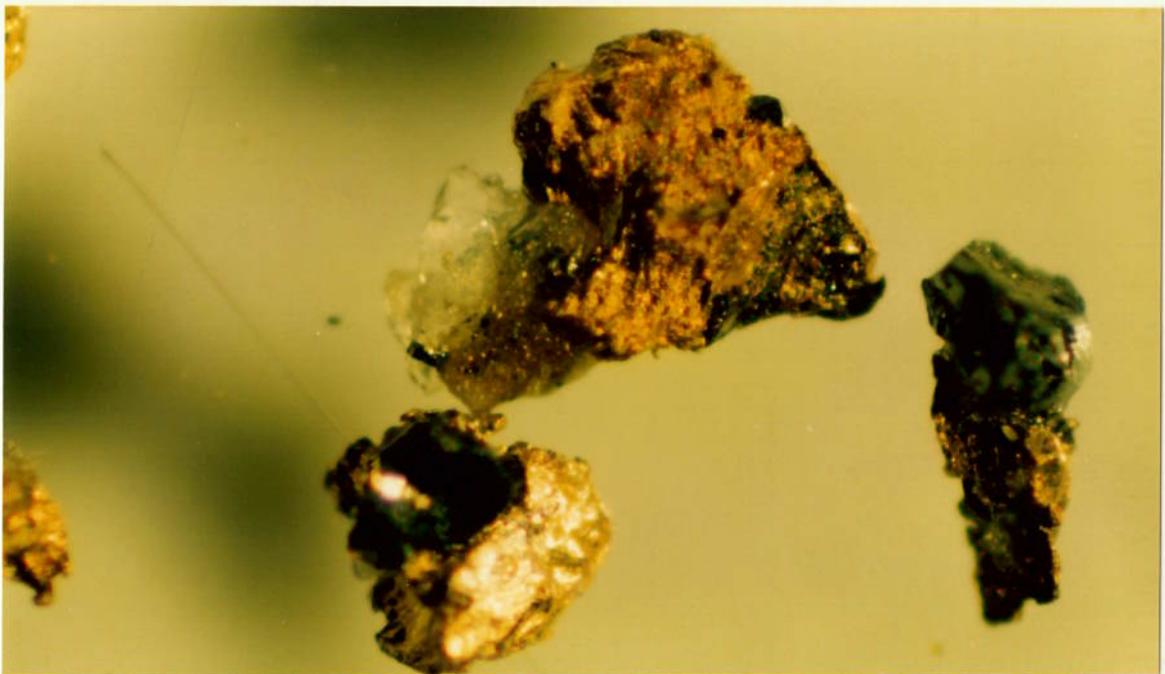
Em grãos mistos, associa-se à ganga leve, principalmente ao quartzo, e aos sulfetos. Na associação com a ganga leve, o ouro, além de constituir grãos mistos típicos, ocorre também como finíssimas pontuações dispersas sobre os grãos de quartzo. A associação com os sulfetos é essencialmente na forma de grãos mistos típicos observando-se, por vezes, inclusões diminutas de ouro



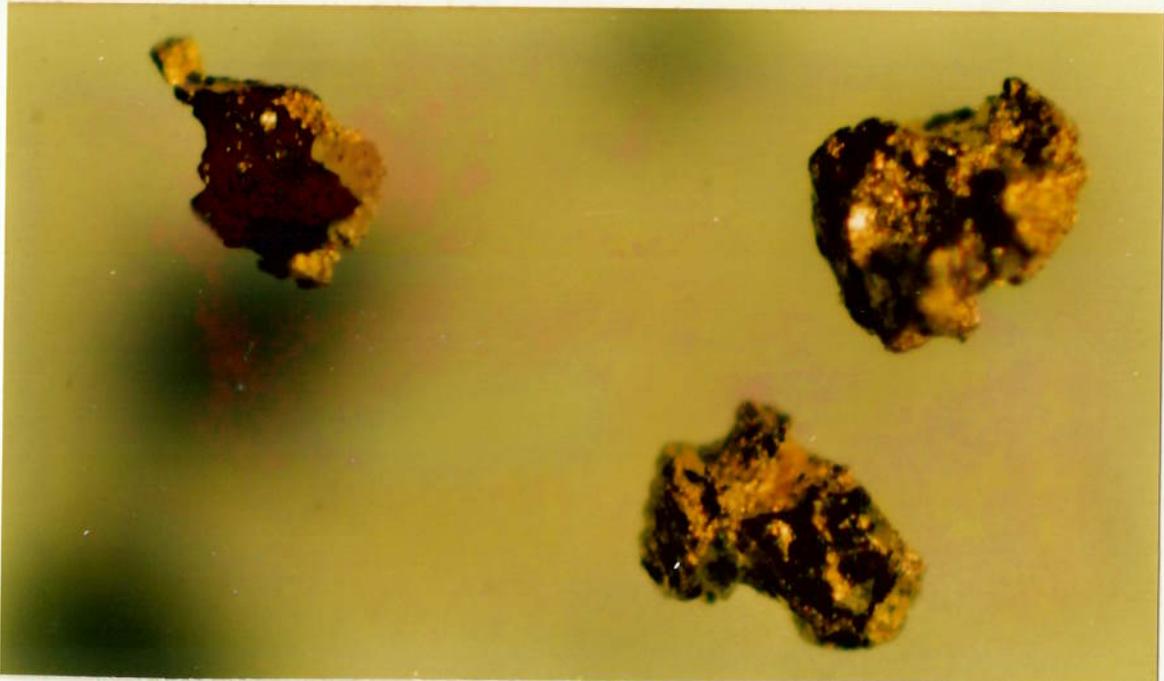
**FIGURA 12**  
**ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO ACUMULADA NO PASSANTE**  
**AMOSTRA VEIO**

**FOTOMICROGRAFIA 13****AUMENTO: 60 VEZES****AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm)**

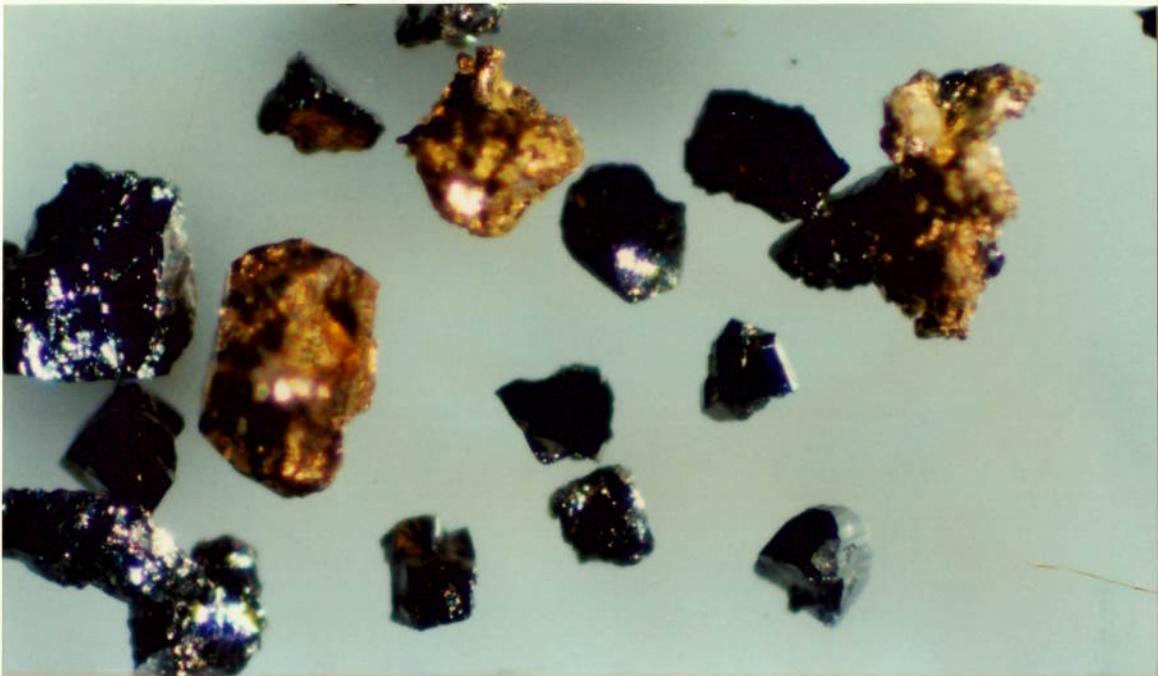
Associação ouro/silicatos e ouro com pequenas inclusões de sulfetos.

**FOTOMICROGRAFIA 14****AUMENTO: 60 VEZES****AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm)**

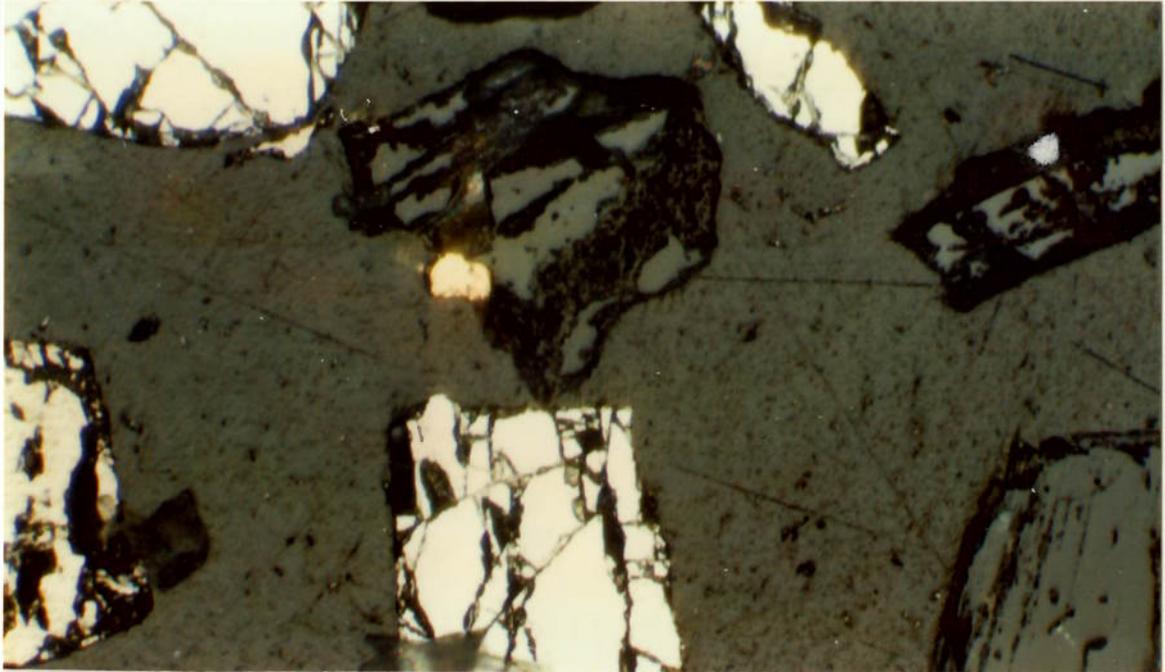
Grãos de ouro mistos com sulfeto (grãos menores) e com quartzo (grão maior).

**FOTOMICROGRAFIA 15****AUMENTO: 60 VEZES**

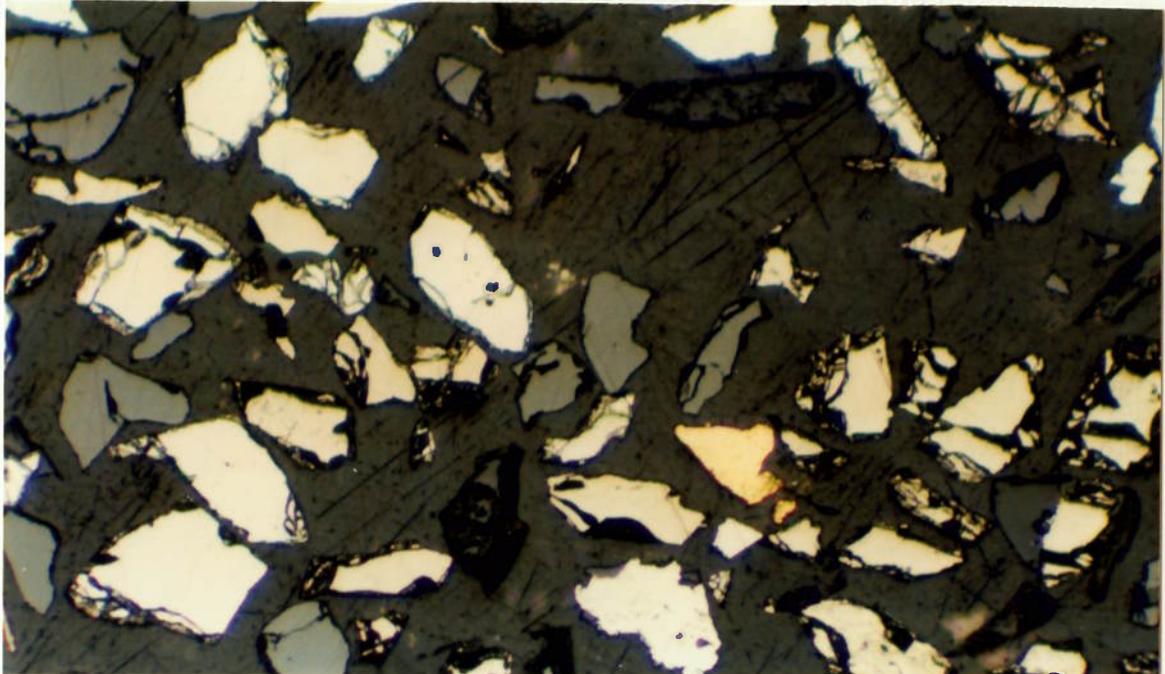
**AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm)**  
Grãos de ouro livres (à direita) e misto com quartzo+sulfeto.

**FOTOMICROGRAFIA 16****AUMENTO: 60 VEZES**

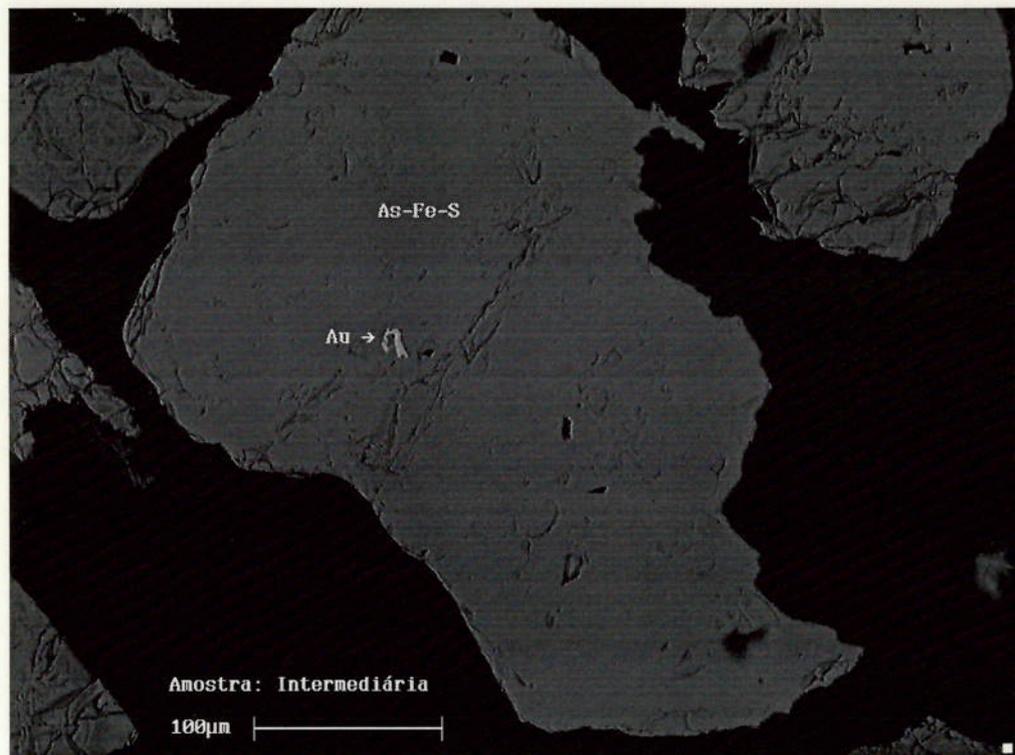
**AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,595+0,297 mm)**  
Aspecto geral dos grãos de ouro. Localmente apresenta-se misto com a ganga silicática e sulfetos.

**FOTOMICROGRAFIA 17****AUMENTO: 240 VEZES****AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,297+0,149 mm)**

Pequena inclusão de ouro na ganga silicática. Abaixo, grão de arsenopirita.

**FOTOMICROGRAFIA 18****AUMENTO: 120 VEZES****AMOSTRA: INTERMEDIÁRIA (fração -0,149+0,074 mm)**

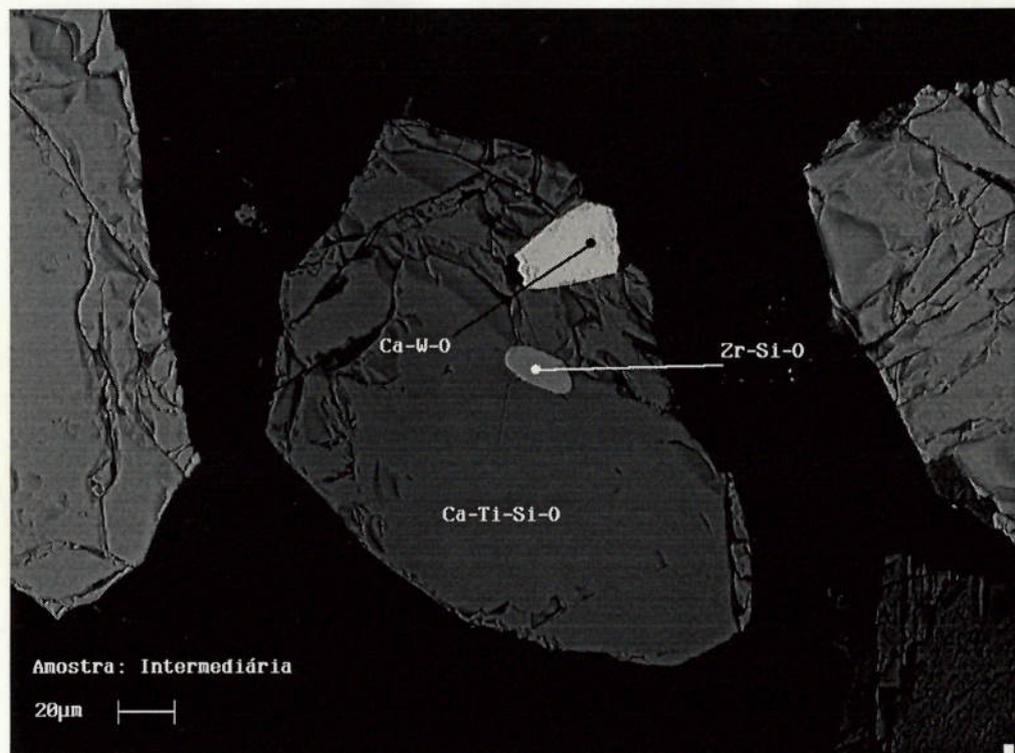
Grãos de ouro livres em meio a arsenopirita (branco), pirrotita (bege), silicatos (cinza claro) e quartzo (cinza esverdeado).



**FOTOMICROGRAFIA 19 (MEV)**

**AMOSTRA:INTERMEDIÁRIA**

Pequena inclusão de ouro em grão de arsenopirita.



**FOTOMICROGRAFIA 20 (MEV)**

**AMOSTRA:INTERMEDIÁRIA**

Scheelita e zircão inclusos em titanita.



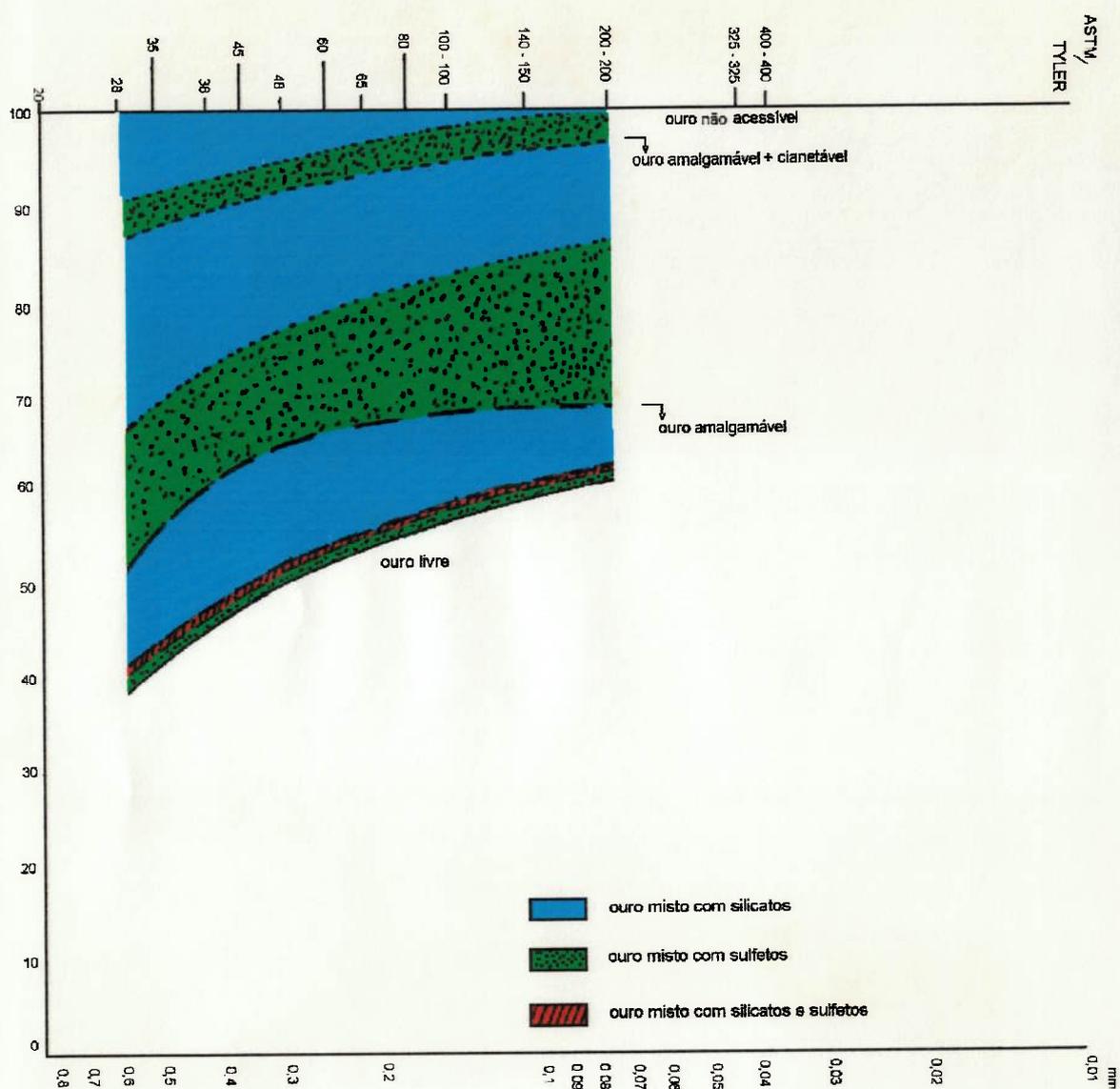
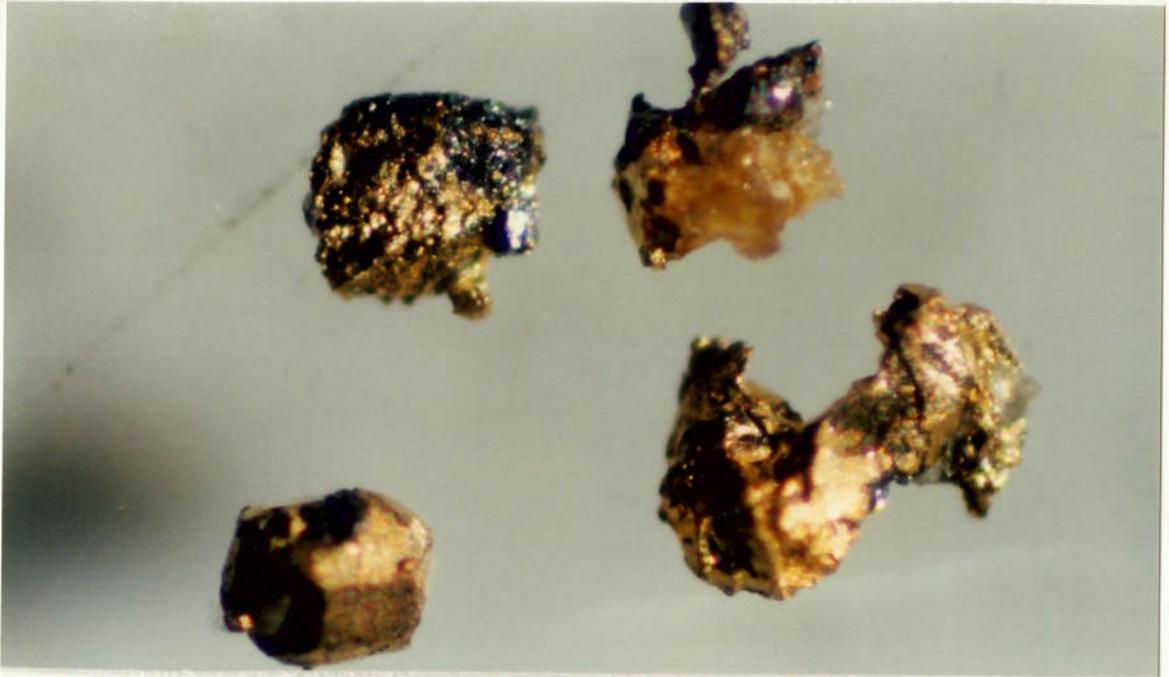
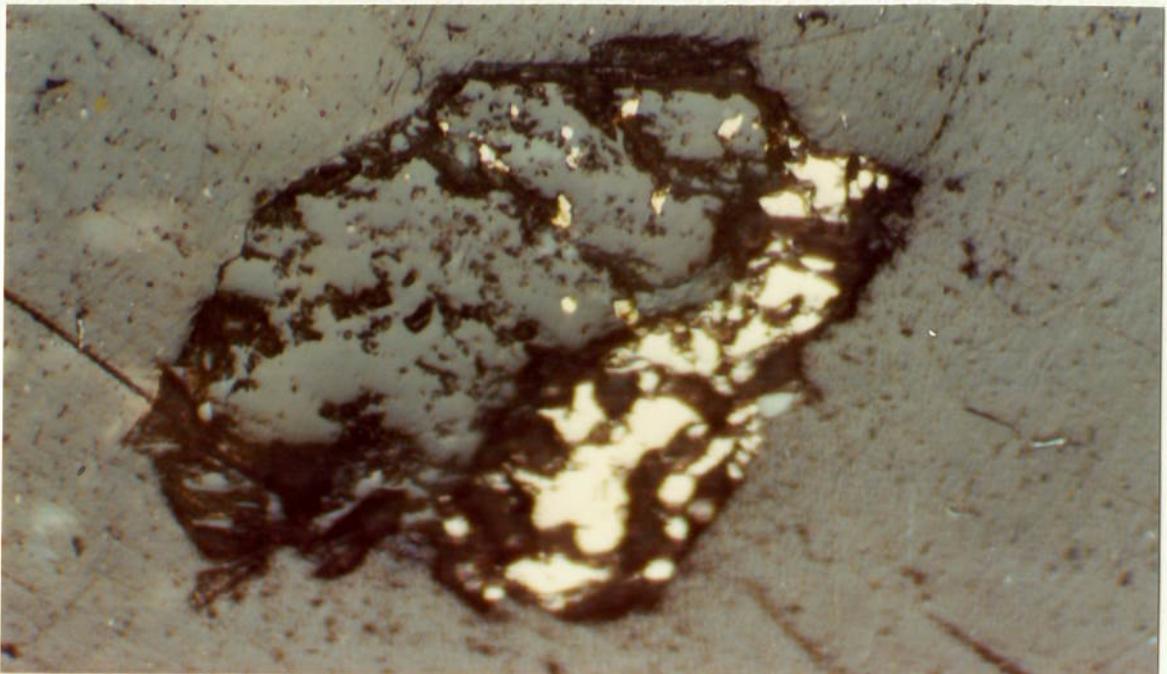


FIGURA 13

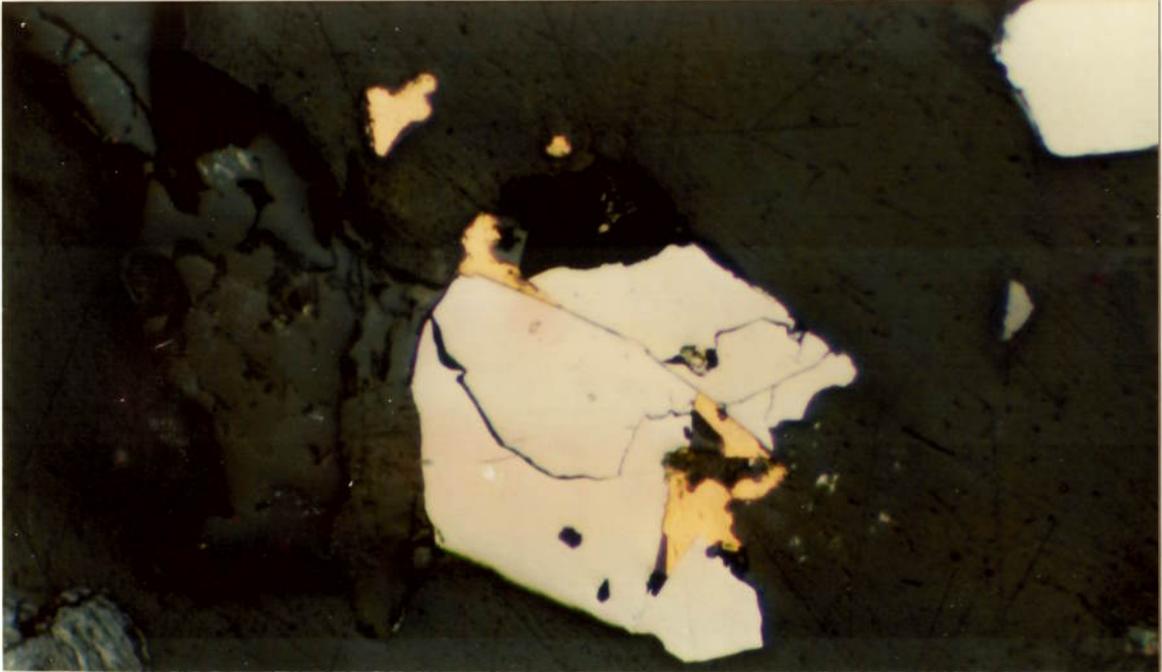
ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO ACUMULADA NO PASSANTE  
AMOSTRA INTERMEDIÁRIA

**FOTOMICROGRAFIA 21****AUMENTO: 60 VEZES****AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,595+0,297 mm)**

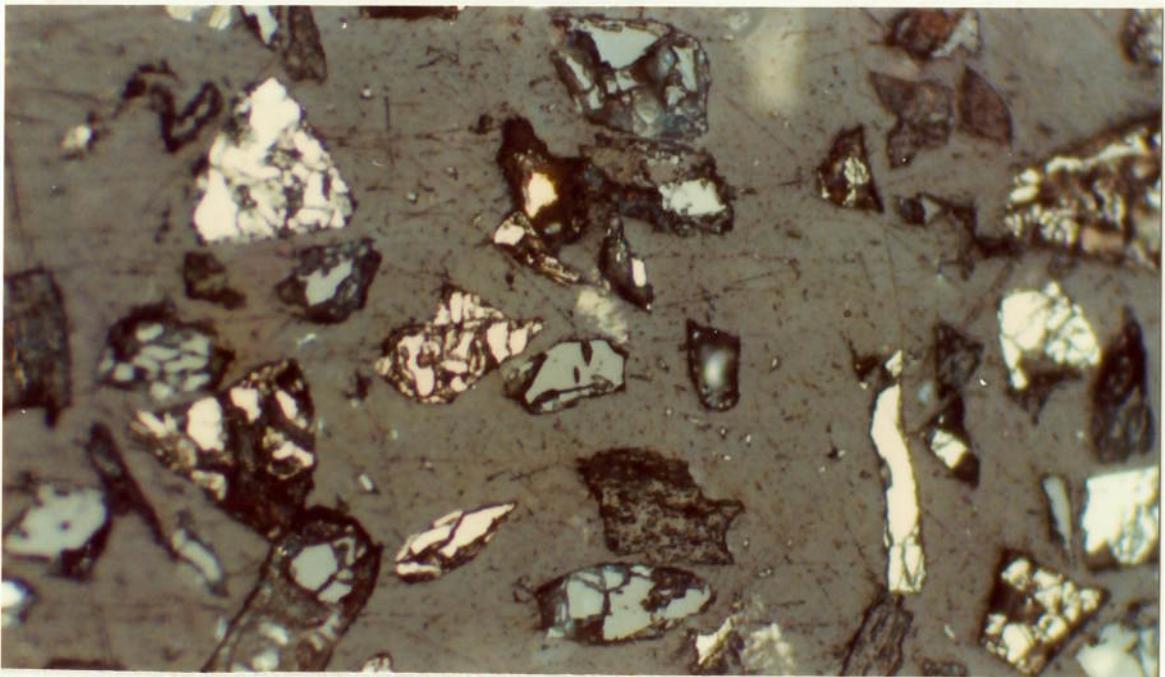
Grãos de ouro livre (esquerda inferior) e mistos com quartzo (dois grãos à direita) e com sulfetos.

**FOTOMICROGRAFIA 22****AUMENTO: 240 VEZES****AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,595+0,297 mm)**

Pequenas pontuações de ouro em grão de quartzo misto com sulfeto.

**FOTOMICROGRAFIA 23****AUMENTO: 120 VEZES**

**AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,595+0,297 mm)**  
Arsenopirita mista com quartzo e ouro.

**FOTOMICROGRAFIA 24****AUMENTO: 240 VEZES**

**AMOSTRA: ENCAIXANTE (fração -0,074+0,044 mm)**  
Grão de ouro misto com quartzo em meio a grãos de arsenopirita (branco), pirrotita (bege), silicatos (cinza) e quartzo (cinza esverdeado).

nos grãos de sulfeto; a maior freqüência de associação em grãos mistos é com a arsenopirita (Tabela 30).

A partição do ouro na amostra Encaixante, em função da mineralogia, acumulada no passante, é apresentada ilustrativamente na Figura 14 com base nos dados de cianetação do rejeito de amalgamação e a tendência geral observada para as três amostras, foi interpolada.

Análises químicas de partículas de ouro, efetuadas por MEV, indicam a presença de prata associada a sua estrutura cristalina, em teores da ordem de 6%.

#### **4.5.10- Comparação Entre as Amostras**

Em relação aos estudos efetuados conclui-se que a amostra Veio é a mais rica, apresentando teor de ouro de 30,3 g/t, a Intermediária contém 5,6 g/t e a amostra Encaixante tem teor de 1,94 g/t.

As três amostras apresentam os mesmos constituintes mineralógicos, porém com variações quanto aos minerais traços presentes. Em termos quantitativos notam-se, no entanto, diferenças principalmente quanto ao conteúdo total de sulfetos: na amostra Intermediária eles correspondem a 4,5% em peso, na Veio a 3,1% e na Encaixante a 0,6% em peso. Na amostra Intermediária predomina a pirrotita, na Veio a arsenopirita e na Encaixante há ligeiro predomínio de pirrotita. Não foram constatadas as presenças de monazita e turmalina na amostra Veio e de granada e turmalina na amostra Intermediária.

A amostra Veio e a amostra Encaixante apresentam cerca de 65% de quartzo, enquanto que na Intermediária ocorre 53%. Nas amostras Veio e Intermediária, o feldspato atinge valores da ordem de 18%, enquanto que na Encaixante é 14%. A amostra Encaixante contém 15% de micáceos, a Intermediária 12% e a Veio 9%. A amostra Intermediária é a mais rica em

TABELA 30

## ESTIMATIVA DE "LIBERAÇÃO DO OURO" - AMOSTRA ENCAIXANTE

FRAÇÃO (mm)	DISTR. Au (%)	OURO "LIVRE" (%)	SILICATOS	OURO MISTO (%)	SILIC+SULF	OURO RECUPERÁVEL (%)	
			SULFETOS		AMÁLGAMA	AMÁLGAMA +CIANETO	
(-0,595+0,297)	43,22	10	62	22	6	39	85
(-0,297+0,149)	29,44	41	38	22	Tr	47	86
(-0,149+0,074)	12,17	41	40	19	Tr	48	89
(-0,074+0,044)	5,33	47	33	19	Tr	55	91
TOTAL +0,044	90,17	26	49	21	3	44	87

Nota: Ouro "livre"- conceito clássico de liberação.

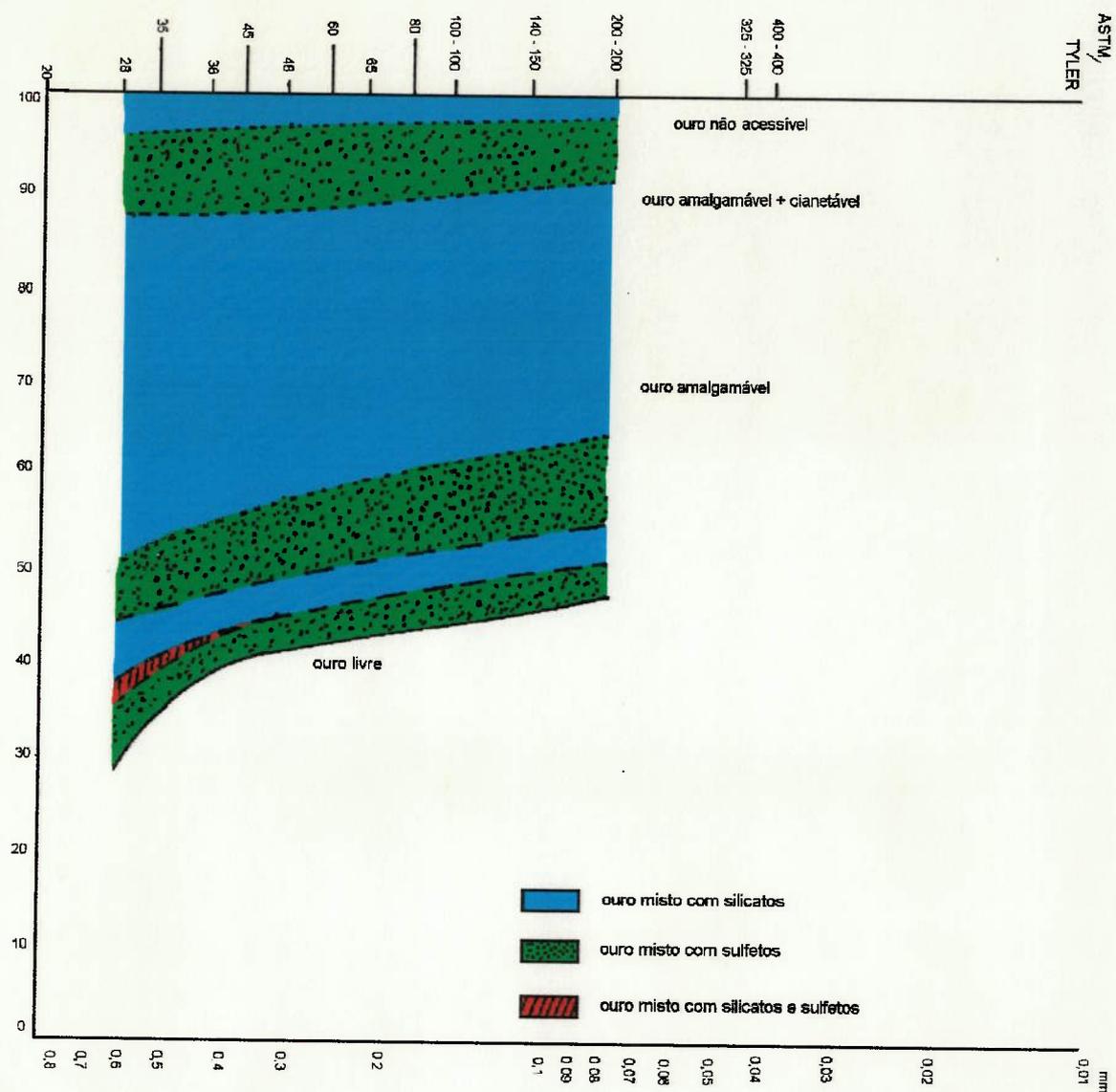


FIGURA 14

ESTIMATIVA DA PARTIÇÃO DO OURO ACUMULADA NO PASSANTE AMOSTRA ENCAIXANTE

piroxênio+anfíbólio, com 11%, vindo a seguir a Encaixante com 6% e a Veio com 4%. O quartzo concentra-se preferencialmente na fração mais grosseira; o feldspato decresce ligeiramente para os finos, enquanto que a quantidade de piroxênio+anfíbólio aumenta; a proporção de micáceos aumenta até a fração -0,074+0,044 mm, diminuindo a seguir.

Não foram identificadas as presenças de minerais cianídeos, consumidores de oxigênio ou de material carbonoso, que pudessem apresentar interferências no processo de cianetação.

A cominuição a menos 0,595 mm gerou para as três amostras produtos com características granulométricas semelhantes.

Os ensaios de separação por líquidos densos geraram produtos flutuados em  $2,95 \text{ g/cm}^3$  que correspondem em média a cerca de 90% para todas as amostras, com tendência a diminuição para as frações finas; os teores de ouro associados a esses produtos são variáveis, atingindo valores de 4 g/t para a amostra Veio; 1,5 g/t para a Intermediária e 0,69 g/t para a Encaixante, enquanto a parcela de ouro total retida nesse produto corresponde a 32% para a Encaixante, 23% para a Intermediária e 11% para a Veio. De modo geral verifica-se que, para as três amostras, há uma queda da parcela de ouro associada para os finos; em relação às amostras Intermediária e Encaixante, essa queda é mais significativa do que para a amostra Veio.

Os produtos intermediários ( $2,95 < d < 3,30 \text{ g/cm}^3$ ) obtidos para as amostras Veio e Intermediária correspondem a 6% em peso, enquanto que para a amostra Encaixante esse valor atinge 11%. Nas três amostras, a proporção em peso desse produto aumenta para os finos, tendência oposta a observada para o flutuado. Os teores de ouro associados são extremamente variados, atingindo, em média, 26 g/t para a amostra Veio (4% do ouro total), 7 g/t para a amostra Intermediária (7% do ouro total) e 2 g/t (10% do ouro total) para a amostra Encaixante. De modo geral, tanto os teores quanto a parcela de ouro aí contida decrescem significativamente para os finos.

A ganga silicática (flutuado e intermediário) representa mais de 96% em peso das amostras estudadas e contém, respectivamente, 16%, 31% e 42% do ouro presente nas amostras Veio, Intermediária e Encaixante, para o minério cominuído a -0,595 mm. Nota-se nas três amostras uma tendência significativa à diminuição destas parcelas em direção aos finos, relacionada à elevação da liberação ouro/silicatos.

Os produtos afundados em líquidos densos ( $d > 3,30 \text{ g/cm}^3$ ) correspondem a 2,6%, 4,4% e 0,9% em peso respectivamente para as amostras Veio, Intermediária e Encaixante, com teores de ouro de 1054 g/t, 91 g/t e 124 g/t. O ouro, nestes produtos, mostra valores decrescentes em direção aos finos, enquanto que as parcelas de ouro contidas aumentam. Nas três amostras, o afundado é constituído essencialmente por sulfetos (pirrotita e arsenopirita), com conteúdos menores de quartzo, piroxênio+anfíbólio e micáceos.

Os ensaios de concentração em mesa Mozley geraram concentrados com massas de 0,5% e teor de 4500 g/t (66% do ouro total) para a amostra Veio; 0,78% em peso e teor de ouro de 341 g/t (46% do ouro total) para a amostra Intermediária e 0,12% em peso e teor de 619 g/t para a amostra Encaixante (39% do ouro total). De maneira geral, à semelhança do observado no produto afundado, verifica-se que as proporções em peso deste produto aumentam para os finos, o mesmo ocorrendo com as recuperações, enquanto que os teores de ouro diminuem. A recuperação de ouro obtida através de ensaios de amalgamação destes concentrados é de 63% para a amostra Veio, 42% para a amostra Intermediária e 34% para a Encaixante (61%, 40% e 31%, respectivamente, sobre as amostras originais).

As correlações efetuadas entre os resultados da amalgamação, os estudos microscópicos e os resultados das separações minerais, indicam para a amostra Veio uma “liberação” da ordem de 48%, sendo que 27% do ouro estão mistos com silicatos, 22% com sulfetos e 3% em grãos mistos de silicatos/sulfetos; para a amostra Intermediária, a “liberação” do ouro atinge

valores da ordem de 37%, com 40% associados a silicatos, 21% aos sulfetos e 2% aos mistos silicatos/sulfetos; para amostra Encaixante obtém-se “liberação” de 26%, com 50% do ouro misto com silicatos, 21% com sulfetos e 3% em grãos mistos de silicatos e sulfetos.

Nas três amostras as parcelas de ouro associadas aos silicatos diminuíram para os finos. Para as amostras Intermediária e Encaixante, a parcela de ouro associada a sulfetos permanece relativamente constante, oscilando entre 19 e 22%, enquanto que para a amostra Veio esse valor eleva-se consideravelmente nas frações  $-0,297+0,149$  mm e  $-0,149+0,074$  mm, atingindo nas demais proporções da ordem de 20%.

Os ensaios de cianetação executados nos produtos correspondentes à ganga silicática ( $d < 3,30$  g/cm<sup>3</sup>) indicam, para a amostra Veio, extrações variáveis entre 73% e 92% do ouro associado; para a amostra Intermediária, obtém-se extrações entre 63% e 92% e para a amostra Encaixante entre 84% e 93%. Para as três amostras as extrações nesse produto aumentam em direção aos finos.

Já na cianetação dos produtos correspondentes aos rejeitos da amalgamação obtém-se, para a amostra Veio, extrações entre 82% e 91%; para a Intermediária entre 71% e 86% e para a Encaixante entre 41% e 79%. Nas amostras Veio e Intermediária os maiores valores são atingidos nas frações extremas, enquanto que para a amostra Encaixante a extração aumenta para os finos. Nos resíduos da cianetação os teores remanescentes de ouro na amostra Veio são muito elevados, principalmente acima de 0,149 mm; na amostra Encaixante observam-se ainda teores muito elevados nessas frações, porém inferiores aos da amostra Veio. Na amostra Intermediária os teores de ouro associados a esses resíduos são mais baixos. As relações ouro/enxofre nos resíduos de cianetação decrescem sensivelmente para os finos nas três amostras estudadas, indicando pequeno conteúdo residual de ouro intimamente associado a sulfetos.

A cianetação promove, para as três amostras, uma extração complementar do ouro presente nos rejeitos da amalgamação, bem como junto à ganga silicática. Para a amostra Veio recupera-se 12% do ouro misto com silicatos e 12% do ouro misto com sulfetos; para a amostra Intermediária a cianetação recupera 21% do ouro misto com silicatos e 15% do ouro misto com sulfetos e para a amostra Encaixante a cianetação recupera 37% do ouro misto com silicatos e 6% do ouro misto com sulfetos.

A Tabela 31 apresenta, sinteticamente, os resultados da partição do ouro para as três amostras estudadas.

Atingem-se, portanto, para a amostra Veio, extrações globais, não se considerando o passante em 0,044 mm, da ordem de 94%; para as amostras Intermediária e Encaixante as extrações globais ficam em 86%.

As parcelas de ouro não acessível, intimamente associadas aos silicatos, representam 4% para a amostra Veio, 5% para a Encaixante e 10% para a Intermediária; esses valores mostram, nas três amostras, uma diminuição gradativa para os finos, relacionada a efeitos de “liberação” ouro/silicatos.

A parcela de ouro não acessível, intimamente associada aos sulfetos representa 2% para a amostra Veio, 4% para a amostra Intermediária e 8% para a amostra Encaixante, sendo estes valores praticamente constantes para todo o intervalo granulométrico considerado, embora a relação ouro/sulfeto no resíduo da cianetação decresça significativamente.

**TABELA 31**  
**PARTIÇÃO DO OURO NAS AMOSTRAS ESTUDADAS**

	VEIO	INTERMEDIÁRIA	ENCAIXANTE	MÉDIA (2)
Au (g/t)	30,3	5,58	1,94	12,6
Au livre (%) (1)	43	37	26	41
Au amalgamável total(%)	21	14	17	20
Au amalgamável em silicatos (%)	11	10	7	11
Au amalgamável em sulfetos (%)	8	3	7	7
Au amalgamável em silicatos+sulfetos (%)	3	1	3	3
Au cianetável total (%)	24	36	43	27
Au cianetável em silicatos (%)	12	21	37	15
Au cianetável em sulfetos (%)	12	15	6	12
Au não recuperável total (%)	6	14	13	8
Au não recuperável em silicatos (%)	4	10	5	5
Au não recuperável em sulfetos (%)	2	4	8	3
Total recuperado (%)	94	86	86	92

NOTA:           1- Conceito Clássico de Liberação

                  2- Efetuada com base apenas nos teores obtidos nas três amostras, não levando em conta a sua distribuição na jazida

## 5. CONCLUSÕES

### 5.1- Caracterização Tecnológica

O estudo de minérios auríferos apresenta características particulares, quando comparado ao de outros bens minerais, em função das propriedades inerentes que o ouro possui, ou seja:

- peso específico muito elevado;
- formação de amálgamas com mercúrio;
- solubilidade em soluções alcalinas e diluídas de cianeto.

Estas características, aliadas ao fato de que o ouro normalmente encontra-se em teores extremamente baixos, da ordem de partes por milhão, exigem que a metodologia utilizada para o seu estudo seja diferente das técnicas tradicionais de caracterização, usualmente aplicadas a outros bens minerais (fundamentadas principalmente em estudos microscópicos).

As técnicas de microscopia óptica e eletrônica de varredura estão restritas a uma avaliação qualitativa ou, no máximo, semi-quantitativa de parâmetros, como:

- forma de ocorrência e associações minerais;
- presença de películas ou filmes de recobrimento superficial nas partículas de ouro;
- grau de liberação das partículas de ouro, embora o conceito clássico de “liberação” não tenha significado prático;
- composição química das partículas de ouro;
- composição mineralógica do minério.

É necessário o estudo de um número extremamente elevado de seções polidas, para garantir-se que, estatisticamente, os resultados encontrados

estejam dentro de limites de precisão aceitáveis. Este tipo de estudo é, portanto, muito mais adequado à determinação das propriedades dos minerais de ganga do que propriamente as do ouro.

Técnicas direcionadas ao beneficiamento mineral, utilizando-se de ensaios de separações minerais e de processamento hidrometalúrgico, em escala descontínua, simulando os processos de recuperação de ouro, foram então desenvolvidas com o objetivo de caracterizar os minérios auríferos, levando-se em conta suas características particulares.

Esta metodologia consiste em submeter os minérios auríferos a procedimentos laboratoriais padronizados, que conjugados a determinadas operações de processo, a partir de amostras de volume reduzido, permitem a obtenção dos dados necessários à escolha da(s) melhor(es) alternativa(s) de beneficiamento ou sugestões para a otimização de um processo existente (ensaios diagnósticos).

Com este procedimento é possível determinar a quantidade total de ouro recuperável, constituído pela somatória do ouro amalgamável (parcela de ouro, em relação ao total, que pode ser recuperada por processos densitários seguidos de amalgamação) e do ouro cianetável (parcela de ouro, em relação ao total, que pode ser recuperada através de lixiviação por soluções alcalinas de cianeto), bem como eventuais interferentes nestes processos, parâmetros estes decisivos na determinação/otimização de um fluxograma de processos.

Para cada jazida, para cada tipo de minério, existe uma solução técnica e econômica mais adequada. A caracterização tecnológica, associando técnicas mineralógicas tradicionais a ensaios de separações minerais e de processamento hidrometalúrgico, em amostras representativas e de pequeno volume (kg a dezenas de kg), constitui uma ferramenta decisiva para o conhecimento dos minérios auríferos em si ou de suas possíveis variações ao longo de corpos mineralizados.

## **5.2- Estudo do Minério de Ouro Primário de Salamangone, AP**

### **5.2.1- Características Gerais das Amostras Estudadas**

Estudaram-se três tipos de minério: a amostra Veio, a mais rica, apresentando teor de ouro de 30,3 g/t; a Intermediária, com 5,6 g/t, e a amostra Encaixante, com teor de 1,94 g/t.

Ensaio de separações minerais, seguidos de amalgamação dos produtos pesados e, posteriormente, cianetação da ganga leve e dos rejeitos de amalgamação, acompanhados por análises químicas e mineralógicas, foram adotados como procedimento de caracterização.

As três amostras apresentam os mesmos constituintes mineralógicos, porém com variações quanto aos minerais traços presentes. Em termos quantitativos notam-se, no entanto, diferenças principalmente quanto ao conteúdo total de sulfetos (essencialmente, arsenopirita e pirrotita): na amostra Intermediária eles correspondem a 4,5% em peso, na Veio a 3,1% e na Encaixante a 0,6% em peso.

A ganga silicática representa mais de 96% em peso das amostras estudadas e contém respectivamente 16%, 31% e 42% do ouro presente nas amostras Veio, Intermediária e Encaixante para o minério cominuído a -0,595 mm; nota-se para as três amostras uma significativa tendência à diminuição destas parcelas em direção aos finos, relacionada à elevação da liberação ouro/silicatos. A ganga silicática, nas três amostras é constituída predominantemente por quartzo, com quantidades menores de feldspato, piroxênio+anfíbólio e micáceos.

O ouro, nas três amostras, forma grãos mistos típicos tanto com os silicatos como com os sulfetos, constituindo também pequenas pontuações dispersas na superfície dos mesmos. Na amostra Veio essas pontuações,

finíssimas, crescem em importância, recobrando por vezes todo o grão silicático.

Para as três amostras a parcela de ouro associada a silicatos diminui para os finos; para as amostras Intermediária e Encaixante, a parcela de ouro associada a sulfetos permanece relativamente constante, oscilando entre 19 e 22%, enquanto que na amostra Veio esse valor eleva-se consideravelmente nas frações  $-0,297+0,149$  mm e  $-0,149+0,074$  mm, atingindo nas demais proporções da ordem de 20%.

Não foram identificadas as presenças de minerais cianídicos, consumidores de oxigênio, material carbonoso e outros deletérios que pudessem apresentar interferências maiores nos processos de amalgamação e cianetação.

Um sumário dos resultados obtidos é apresentado na Tabela 32.

A recuperação potencial de ouro para o material cominuído a  $-0,595$  mm, excluída a fração passante em  $0,044$  mm, para a amostra Veio é da ordem de 94%. Para as amostras Intermediária e Encaixante, as recuperações globais ficam em 86%.

A parcela de ouro não acessível, associada aos silicatos, representa 4% para a amostra Veio, 5% para a Encaixante e 10% para a Intermediária.

A parcela de ouro não acessível, associada aos sulfetos, representa 2% para a amostra Veio, 4% para a amostra Intermediária e 8% para a amostra Encaixante, sendo esses valores praticamente constantes para todo o intervalo granulométrico considerado, embora a relação ouro/sulfeto no resíduo da cianetação decresça significativamente.

**TABELA 32**  
**PARTIÇÃO DO OURO NAS AMOSTRAS ESTUDADAS**

	VEIO	INTERMEDIÁRIA	ENCAIXANTE	MÉDIA (2)
Au (g/t)	30,3	5,58	1,94	12,6
Au livre (%) (1)	43	37	26	41
Au amalgamável total(%)	21	14	17	20
Au cianetável total (%)	24	36	43	27
Au não recuperável total (%)	6	14	13	8
Au não recuperável em silicatos (%)	4	10	5	5
Au não recuperável em sulfetos (%)	2	4	8	3
Total recuperado (%)	94	86	86	92

NOTA: 1- Conceito Clássico de Liberação

2- Efetuada com base apenas nos teores obtidos nas três amostras, não levando em conta a sua distribuição na jazida

### 5.2.2- Alternativas de Beneficiamento

Os estudos efetuados nos três tipos de minério primário da jazida de Salamangone indicam que eles respondem bem aos processos usuais de beneficiamento de minérios auríferos (processos densitários, flotação e extração hidrometalúrgica por cianetação).

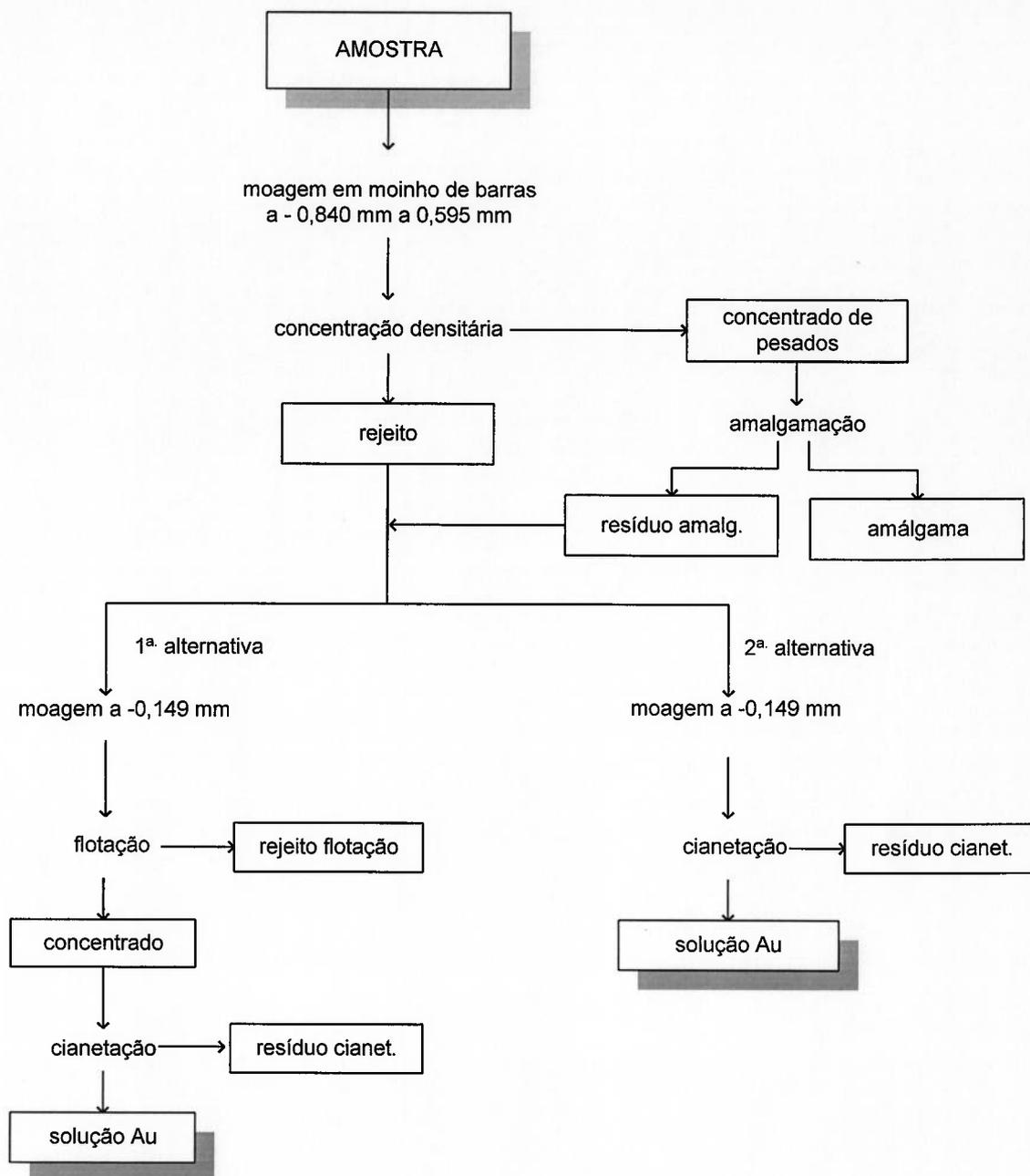
A presença de ouro liberado relativamente grosseiro, já a partir da fração 0,595 mm indica que deve ser empregada uma etapa de concentração densitária, inserida em circuito fechado com moagem, para tratar o material proveniente da saída do moinho. Essa concentração, além de minimizar a perda de ouro retido nos equipamentos do circuito de moagem, possibilita uma recuperação mais rápida do ouro através de amalgamação, retortagem e fusão.

O rejeito da concentração densitária, somado ao resíduo da amalgamação, pode ser submetido a uma lixiviação direta por cianeto com ou sem prévia concentração por flotação (após moagem); esta opção poderia ser utilizada por promover um descarte considerável de massa com pequena perda do ouro.

Devido à pequena proporção de ouro associada aos sulfetos presentes, uma eventual etapa de ustulação do concentrado de flotação não aumentaria de forma significativa a recuperação de ouro, além de gerar gases poluentes que exigiriam tratamento antes de serem lançados na atmosfera.

Em suma, alternativas de processo possíveis para este minério seriam (Figura 15):

- moagem em moinho de barras, a -0,840 mm (20 malhas Tyler) ou a -0,595 mm (28 malhas Tyler);
- concentração densitária em mesas oscilantes, seguida de amalgamação do concentrado obtido, seguida de retortagem e fusão;



**FIGURA 15**  
**ALTERNATIVAS DE PROCESSO PARA O MINÉRIO PRIMÁRIO DE**  
**SALAMANGONE**

- moagem, em moinho de bolas, a  $-0,149$  mm do rejeito da concentração densitária juntamente com o rejeito da amalgamação;
- cianetação direta do produto da moagem em moinho de bolas (alternativa 2)

ou

- flotação, seguida de cianetação do concentrado obtido (alternativa 1);

A decisão em relação à forma de processamento do rejeito da concentração densitária e do da etapa de amalgamação (cianetação ou flotação mais cianetação) deve ser efetuada a partir de uma análise técnico-econômica, não objeto do presente estudo.

## **Anexo A - Considerações Sobre o Efeito Pepita**

Com o objetivo de verificar a presença do efeito pepita nas amostras estudadas e procurando minimizar seus efeitos, efetuou-se um estudo analítico considerando os efeitos da amostragem e preparação para análises sobre as frações granulométricas. Os estudos foram desenvolvidos em alíquotas representativas de cada uma das amostras estudadas, com massas da ordem de 12 a 20 kg, correspondentes à contraparte da alíquota preparada para os ensaios completos de caracterização.

As análises foram efetuadas sobre frações granulométricas distintas e também sobre alguns produtos (flutuados) obtidos na caracterização.

Cada fração granulométrica foi submetida a um determinado esquema de preparação, definido em função de sua granulometria, conforme exposto a seguir:

- as frações  $-0,595+0,297$  mm e  $-0,297+0,149$  mm foram inicialmente pré-pulverizadas, com posterior retirada de 2 alíquotas com massa aproximada de 150g cada; ambas as alíquotas foram então pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa preparada. Este tipo de preparação foi denominada "preparação 1";

- as frações  $-0,149+0,074$  mm e  $-0,074+0,044$  mm foram quarteadas com retirada de 2 alíquotas de aproximadamente 150g cada, que foram então pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa. Esta preparação foi denominada "preparação 2";

- a fração  $-0,044$  mm foi analisada sem preparação, com tomada de 3 alíquotas de 50g cada ("preparação 3").

Nos produtos flutuados em  $2,95 \text{ g/cm}^3$  seguiu-se o mesmo esquema geral de procedimento, com a tomada de apenas uma alíquota de 150 g, esgotando-se toda a massa.

Os resultados obtidos para cada uma das amostras estão espostos nas Tabelas A1 a A3, correspondentes respectivamente às amostras Veio, Intermediária e Encaixante.

Comparando-se os resultados da amostragem das frações granulométricas, verifica-se, genericamente, a presença de efeito pepita para todas as frações analisadas, seja se comparadas diferentes determinações executadas sobre uma mesma alíquota, ou os valores médios das duas alíquotas.

A dispersão analítica devido ao efeito pepita na fração acima de 0,297 mm foi muito significativa na amostra Veio.

Para a amostragem executada nos flutuados, cujos dados são apresentados na Tabela 4, também se observa algum efeito pepita, porém com menor significado. Os mesmos problemas de amostragem foram sentidos quando comparadas as análises dos rejeitos de amalgamação 2 e os teores calculados pelos ensaios de cianetação para estes produtos (Tabela 5); o efeito pepita é bastante acentuado nas frações nas frações grosseiras (superiores a 0,149 mm) para todas as amostras, decrescendo em importância para os finos.

Em razão dos motivos acima expostos, tomou-se, para as várias frações granulométricas, o resultado calculado a partir dos valores finais encontrados nos ensaios de caracterização, ou seja, um dado obtido a partir de um volume de amostra bem mais representativo.

Para os flutuados foi assumido o valor médio das determinações efetuadas, o mesmo ocorrendo para todos os produtos com mais de uma determinação. Já para os rejeitos de amalgamação adotou-se, como resultado, o valor calculado obtido a partir dos ensaios de cianetação desses produtos.

**TABELA A1**  
**RESULTADOS DAS ANÁLISES QUÍMICAS POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA VEIO**

fração (mm)											distribuição (%)				
	a	a	a	a	a1	b	b	b	b1	média	desvio padrão	calculado nos ensaios	dosado	calculado nos ensaios	
-0,595 +0,297 (1)	20	13	24,8	33,5	22,8	171	140	72,1	139	130,5	76,7	76,2	43,2	66,1	55,1
-0,297 +0,149(1)	32,2	41,3	28,7	41,4	35,9	38,2	29,6	30,5	29,9	32,1	34	2,72	30,1	20,8	27,4
-0,149 +0,074(2)	23,4	21,7	17,7	20,8	20,9	24,1	23,1	23,1	21,5	23	22	1,45	21	7,77	11,0
-0,074 +0,044(2)	18	17,5	16,2		17,2	18,4	14,2	13,1	15,2	16,2	16,2	1,41	11,9	3,17	3,43
-0,044 (3)	9	12	9,5		10,2						10,2				

Nota: (1) material pre-pulverizado com retirada de 2 alíquotas de aproximadamente 150g (a e b), que foram pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa.

(2) 2 alíquotas de aproximadamente 150g (a e b) que foram pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa

(3) material enviado diretamente para análise química, dosando-se 3 alíquotas de 50g cada.

**TABELA A2**  
**RESULTADOS DAS ANÁLISES QUÍMICAS POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA INTERMEDIÁRIA**

fração (mm)	distribuição (%)														
	a	a	a	a	a1	b	b	b	b	b1	média	desvio padrão	calculado nos ensaios	dosado	calculado nos ensaios
-0,595 +0,297 (1)	3,11	5,15	5,2	4,1	4,39	7,54	4,27	8,47	6,85	6,78	5,59	1,69	5,61	44,6	44,2
-0,297 +0,149(1)	6,40	14,9	6,95	8,37	9,15	2,47	3,33	5,26	3,35	3,60	6,38	3,93	6,59	29,8	30,4
-0,149 +0,074(2)	5,56	4,42	4,44	6,13	5,14	5,38	5,18	7,36	6,1	6,00	5,57	0,61	5,80	14,0	14,4
-0,074 +0,044(2)	4,38	4,53	4,94	3,44	4,32	4,94	5,12	5,35	4,3	4,93	4,62	0,43	4,30	6,02	5,52
-0,044 (3)	3,08	3,44	3,41		3,31	3,52	2,97	3,42		3,30	3,31	0,005			

Nota: (1) material pre-pulverizado com retirada de 2 alíquotas de aproximadamente 150g (a e b), que foram pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa.

(2) 2 alíquotas de aproximadamente 150g (a e b) que foram pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa

(3) material enviado diretamente para análise química, dosando-se 3 alíquotas de 50g cada.

**TABELA A3**  
**RESULTADOS DAS ANÁLISES QUÍMICAS POR FAIXA GRANULOMÉTRICA - AMOSTRA ENCAIXANTE**

fração (mm)	distribuição (%)													
	a	a	a	a1	b	b	b	b	b1	média	desvio padrão	calculado nos ensaios	dosado	calculado nos ensaios
-0,595 +0,297 (1)	1,06	0,91	0,94	1,13	1,15	2,64	0,98	1,11	1,47	1,24	0,33	1,97	32,0	43,3
-0,297 +0,149(1)	1,37	2,94	1,24	1,15	1,68	1,77	2,18	1,22	1,82	1,75	0,10	2,15	28,1	29,4
-0,149 +0,074(2)	3,02	2,60	1,99	2,51	2,69	1,22	2,41	1,42	1,94	2,23	0,42	1,69	18,9	12,2
-0,074 +0,044(2)	2,0	2,05	1,75	2,06	1,97	1,57	1,82	2,25	1,85	1,91	0,08	1,28	9,38	5,35
-0,044 (3)	2,08	2,12	2,19	2,13	2,1	2,21	2,23	2,18	2,16	2,16	0,04			

Nota: (1) material pre-pulverizado com retirada de 2 alíquotas de aproximadamente 150g (a e b), que foram pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa.

(2) 2 alíquotas de aproximadamente 150g (a e b) que foram pulverizadas e analisadas até esgotar toda a massa

(3) material enviado diretamente para análise química, dosando-se 3 alíquotas de 50g cada

**TABELA A4**  
**RESULTADOS DAS ANÁLISES QUÍMICAS**  
**DOS PRODUTOS FLUTUADOS**

fração (mm)	Au (g/t)					
	Amostra Veio	a	b	c	média	desvio padrão
-0,595+0,297	5,10	4,43	7,20	5,58	1,45	
-0,297+0,149	3,14	3,37	3,20	3,24	0,12	
-0,149+0,074	3,07	1,90	2,39	2,45	0,59	
-0,074+0,044	1,35	1,44	1,12	1,30	0,16	
<b>Amostra Intermediária</b>						
-0,595+0,297	1,99	1,65	2,57	2,07	0,47	
-0,297+0,149	1,33	1,13	1,18	1,21	0,10	
-0,149+0,074	0,86	0,58	0,75	0,73	0,14	
-0,074+0,044	0,43	0,54	0,42	0,46	0,07	
<b>Amostra Encaixante</b>						
-0,595+0,297	0,83	0,73	0,87	0,81	0,07	
-0,297+0,149	0,67	0,69	0,63	0,66	0,03	
-0,149+0,074	0,34	0,59	0,73	0,55	0,20	
-0,074+0,044	0,39	0,23	0,30	0,31	0,08	

**TABELA A5**  
**RESULTADOS DAS ANÁLISES QUÍMICAS NOS REJEITOS DA**  
**AMALGAMAÇÃO**

fração (mm)	Au (g/t) dosado	Au (g/t) calculado
<b>Amostra Veio</b>	<b>a</b>	<b>b</b>
-0,595+0,297	745	483
-0,297+0,149	267	198
-0,149+0,074	21,3	22,9
-0,074+0,044	13,5	13,4
<b>Amostra Intermediária</b>		
-0,595+0,297	54,9	81,5
-0,297+0,149	9,7	18,5
-0,149+0,074	5,9	5,9
-0,074+0,044	3,9	3,9
<b>Amostra Encaixante</b>		
-0,595+0,297	77	66
-0,297+0,149	30	37
-0,149+0,074	17,5	16,1
-0,074+0,044	13,5	12,4

**REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS**

1. MARON, M.A.C.; SILVA, A.R.B. **Perfil analítico do ouro**. Brasília, Departamento Nacional da Produção Mineral, 1984 (Boletim 57).
2. PUDDEPHATT, R.J. **The chemistry of gold**. New York, Elsevier, 1978.
3. SIMPSON, P.R.; HURDLEY, J. Role of microcopy in identification of gold-containing minerals. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**. Section B, v.93, p.147-51, 1984.
4. PATERSON, C.J. Ore deposits of gold and silver. **Mineral Processing and Extrative Metallurgy Review**, v.6, p 43-66, 1990.
5. NOVGORODOVA, M.I. Native gold: compositional variations. In: SYMPOSIUM PROCESS MINERALOGY, 12., Pretoria, 1991. **Process mineralogy: applications to environment, precious metals, mineral beneficiation, pyrometallurgy, coal and refractories: proceedings**, Warrendale, TMS, 1994. p.109-17.
6. HARRIS, D.C. The mineralogy of gold and its relevance to gold recoveries. **Mineralium Deposita**, v.25, p.53-7, 1990. Supplement.
7. GASPARRINI, C. The role of the ore microscope and electron microprobe in the mining industry. **CIM Bulletin**, v. 76, n 866, p.143-53, 1980.
8. STARLING, A. et al. High temperature hydrothermal precipitation of precious by metals on surface of pyrite. **Nature**, v.340, p.298-300, 1989.
9. SALVADOR, F.A.S. **Análise comparativa de métodos de amostragem de depósitos auríferos**. São Paulo, 1994. 167p. Tese (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
10. AHLRICH, J.W. Some mineralogical applications for investigations of gold in geological and metallurgical samples. In: SYMPOSIUM ON PROCESS MINERALOGY, Chicago, 1981. **Process Mineralogy: extrative metallurgy, mineral exploration, energy resources: proceedings**. New York. Metallurgical Society of AIME, 1981, p.381-96.
11. LINS, F.F. ; FARID, L.H. **Concentração gravítica**. Rio de Janeiro, CETEM / CNPq, 1992. (Série Tecnologia Mineral).
12. CLIFTON, H.E. et al. Sample size and meaningful gold analysis. **Geological Survey Professional Paper 625-C**, 1969, p C1-C17.
13. CHAVES, A.P. Métodos de concentração e extração de ouro. **Brasil Mineral**, n.14, p.26-35, 1985.

14. TAGGART, A.F. **Handbook of mineral dressing**. New York, John Wiley & Sons, 1945.
15. DAYTON, H.S. Gold process update. **Engineering and Mining Journal**, v.188, p.25-9, June 1987.
16. BERALDO, J.L.; SANT AGOSTINO, L.M.; RADINO, P. Metodologia para determinação da rota de processo para minérios auríferos. **Minérios Extração e Processamento**, n.101, p.60-6
17. OLIVEIRA, A.C.J., et al. Processo gravimétrico- aplicabilidade e limitações na recuperação do ouro. In: SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, 1., Rio de Janeiro, 1985. **Anais**. Rio de Janeiro, Abramo/ Revista Minérios Extração e Processamento, 1985, n p.
18. BURT, R.O. **Gravity concentration technology**. Amsterdam, Elsevier, 1984.
19. FERREE, T.J. The Mark-7 Reichert espiral concentrator. A new concept for fine gold recovery. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM OF PRECIOUS METALS RECOVERY, 1., Reno, 1984. **Proceedings**, 1984, p XII.1-XII.10.
20. HENLEY, K.J. The role of mineralogy in gold ore metallurgy. In: SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, 2. Rio de Janeiro, 1986. **Anais**.s.l., ABRAMO, 1986, p.1-58.
21. DAMASCENO, E.C.; MASINI, E.A.; MADEIRA, R.G. Gold mining technology in Brasil. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON GOLD MINING TECHNOLOGY, Beijing, 1993. **Proceedings**. Beijing, International Academic Publishers, 1993. p.212-25.
22. HENLEY, K.J. Gold-ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment. **Minerals Science Engineering**, v.7, n.4, p.289-312, 1975.
23. FIGUEIRA, H.V. **Amalgamação**. Rio de Janeiro, CETEM, 1983. (Relatório Interno do Cetem, 64/83).
24. VEIGA, M.M. Caracterização tecnológica de minérios de ouro. **Brasil Mineral**, n.72, p.124-36, nov. 1989.
25. SMITH, T. The hydrophilic nature of a clean gold surface. **Journal of Colloidal and Interface Science**, v.75, n.1, p.51-5, May 1980
26. ALMEIDA, C.H.; GOMES, J.I.; GUENAGA, C.M.L. Desenvolvimento e tendências em processos de recuperação de ouro. In: SIMPÓSIO INTERNACIONAL DO OURO, 3, Rio de Janeiro, 1987. **Anais**. Rio de Janeiro, s.ed. 1987. 77 p.

27. BERALDO, J.L. Beneficiamento de minério de ouro- Tecnologia na mineração no Brasil. In: SIMPOSIO INTERNACIONAL DEL ORO EN VENEZUELA, 2, Caracas, 1990. **Anais**. Caracas, s.ed., 1990.
28. SUBRAHMANYAM, T.V. Recovery problems in gold ore processing with emphasis on heap leaching. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**, v.4, p.201-15, 1989.
29. BHAPPU, R. Hydrometallurgical processing of precious metals ores. **Mineral Processing and Metallurgy**, v.6, p.67-80, 1990
30. HABASHI, F. One hundred years of cyanidation. **CIM Bulletin**, v.80, n.905, p.108-14, 1987.
31. BREATHERICK, L. **Hazards in the chemical laboratory**. 3.ed. London, Alden Press, 1981.
32. GRANATO, M. Processamento de minérios de ouro- estudo em escala de laboratório. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 11, Natal, 1985. **Anais**. s.l., s.ed., 1985, n.p.
33. HENLEY, K.J; STEVESON, B.G. Determination of distribution of gold and silver in ore and mill products. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**. Section B, p.215-19, Dec 1979.
34. BARSKI, G. ; et al. Dissolution of gold and silver in cyanide solution. **Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers**, vol 112, p. 660-77, 1934.
35. CANNING, R.G; WOODCOCK, J.T. Innovations and problems in gold recovery from ores and mill products. In: AUSTRALASIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY. ANNUAL CONFERENCE. Victoria, 1982. / **Proceedings** / s.n.t. p.365-81.
36. CORNWELL, W.G; HISSHION, R.J. Leaching of telluride concentrates for gold, silver and tellurium - The Emperor process. **Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical and Petroleum Engineers** , v.68, p.108-12, 1976.
37. GASPARRINI, C. The mineralogy of gold and its significance in metal extraction. **CIM Bulletin**, v.76, n.851, p. 144-53, Feb. 1983.
38. URBAN, M.R; URBAN, J; LLOYD, P.J.D. The adsorption of gold from cyanide solutions onto constituents of the reef, and its role in reducing the efficiency of gold recovery processes. **JOURNAL OF SOUTH AFRICAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY**, v.73, p. 385-94, 1973.

39. GUAY, W. Y. The treatment of refractory gold ores containing carbonaceous materials and sulphides. In: AIME ANNUAL MEETING, 110, Chicago, 1981. **Proceedings**. Chicago, AIME, 1981. p.17-22.
40. GUAY, W. Y. How Carlin treats gold ores by double oxidation. **World Mining**, v.33, p.47-9, Mar 1980.
41. ARRIAGADA, F.J; OSSEO-ASARE, K. Roasting of auriferous pyrite concentrates. In: SYMPOSIUM ON PROCESS MINERALOGY, New York, 1982. **Process Mineralogy**: extractive metallurgy, mineral exploration, energy resources: proceedings. New York. Metallurgical Society of AIME, 1982. p.173-86.
42. KOMNISTAS,C; POOLEY, F.D. Mineralogical characteristics and treatment of refractory gold ores. **Minerals Engineering**, v.2, n. 4. p.449-57, 1989.
43. PIETSCH, H.B. et al. Research of pressure leaching of ores containing precious metals. **Erzmetall.**, v. 36. p.251-65, 1983.
44. GRANATO, M; PENNA, M. T.M. Beneficiamento e extração de ouro e prata de minério sulfetado. **Mineração e Metalurgia**, n.438, p.34-42, Set. 1982.
45. HANSON, K.R.N; LASHINGER, J.E. The roasting of refractory gold ores and concentrates. **NIM Report** , n. 85, Jan.1967.
46. MARSDEN, J.O.; MANSANTI, J.G.; SASS, S.A. Innovate methods for metals recovery in North America. **Mining Engineering**, v.45, n.9, p.1141-51, Sep 1993.
47. TARGA, P.R. Estado da arte da extração de ouro em minérios refratários à cianetação. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 1., Brasília, 1985. **Anais**. Brasília, IBRAM, 1985. p.28-33.
48. POOLEY, F.D. Use of bacteria to enhance recovery of gold from refractory ores. In: **MINPREP 87**, Doncaster, 1987.
49. VAN ASWEGEN, P.C; HAINES, A.K. Bacteria enhance gold recovery. **International Mining**, p.19-22, May 1988.
50. ANDRADE, T.R; CASSA, J.C.S. Aplicações da biotecnologia na área de mineração: uma apreciação da situação atual e perspectivas no Brasil. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 1., 1985. **Anais**. Brasília, IBRAM/Faemi, 1985, p.229-46.
51. GRANATO, M. Metalurgia extrativa do ouro. In: GEOLOGIA E TECNOLOGIA DE OURO, Rio de Janeiro, 1986. **Anais**. Rio de Janeiro, ABM, 1986. p.382-50.

52. LAWRENCE, R.W; BRUYNESTEYN, A. Biological pre-oxidation to enhance gold and silver recovery from refractory pyritic ores and concentrates. **CIM Bulletin**, v. 76, n. 857, p. 107-10, Sept. 1983.
53. GOLDBLATT, E.L. et al. Gold recovery from arsenopyrite/ pyrite ore by bacterial leaching and cyanidation. In: RECENT PROGRESS IN BIOHYDROMETALLURGY, Italy, 1983. **Proceedings**. s.l., s.ed., 1983. p.627-41.
54. MAHAPATRA, S.S.R. et al. Leaching of sulfide ores by Thiobacillus ferroxidans. **Indian National Science Academy. Proceedings**. Part B, v.51, n.1, p.85-95, 1985.
55. KORUBUSHKINA, E.D et al. Biochemistry of gold. In: **Environmental Biochemistry Ecological Bulletin**, v.35, p.325-333,1983.
56. CASSA, J.C. Lixiviação bacteriana de minérios de ouro. In: GEOLOGIA E TECNOLOGIA DE OURO. Rio de Janeiro, 1986. **Anais**. Rio de Janeiro, ABM, 1986. /Curso/
57. HERKENHOFF, P.E; DEAN, J.G. Heap leaching: agglomerate or deslime? **Engineering and Mining Journal**, v.188, p.32-9, June 1987.
58. RAYAN, B. Mintek researching RIP as an alternative to CIP. **Engineering and Mining Journal**, v.188, p 59, June 1987.
59. JHA, M.C. Recovery of gold and silver from cyanide solutions. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON PRECIOUS METALS RECOVERY, 1., Reno,1984. **Proceedings**. Colorado, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 1984,
60. LA BROOY, S.R. ; LINGE, H.G. ; WALKER, G.S. Review of gold extraction from gold ores. **Minerals Engineering**, v.7, n.10, p.1213-41, 1994.
61. ACTON, C.F. Carbon in pulp technology for gold recovery. Randburg, CIP School /SAIMM, 1986. p.24-8.
62. ADDISON, R. Gold and silver extraction from sulphide ore. **Mining Congress Journal**, v.66,n.10, p.47-54, Oct 1980.
63. GASPARRINI,C. Gold: mineralogy and metal extraction: precious metals. s.l., International Precious Metals Institute, 1982.
64. MICHAELIS, H. Innovations in gold and silver recovery. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 14. **Preprints**. Toronto, CIM, 1982. Session 11, p.1.1-1.25.

65. EISELE, J.A.; HUNT, A.H.; LAMPSHIRE, D.L. Leaching gold-silver ores with sodium cyanide and thiourea under comparable conditions. **Report of Investigations**, n. 9181, 1988.
66. NOBRE, G.H. Uma nova alternativa na lixiviação de ouro. **Brasil Mineral**, n.96, p.31-3, 1992
67. PYPER, R.A; HENDRIX, J.L. Extraction of gold from finely disseminated gold ores by use acid thiourea solution. In: **EXTRACTION METALLURGY**, London, 1981. **Proceedings**. s.l., s.ed., 1981, p. 57-75.
68. SOARES, P.S.M.; CASSOLA, M.S.; VEIGA, M.M. Uma metodologia para a caracterização tecnológica de minérios auríferos. In: **ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA**, 13, São Paulo, 1988. **Anais**. São Paulo, ABM / APEMI / EPUSP, 1988. v. 2, p. 263-78.
69. KAHN, H; TASSINARI, M.M.L.; CASSOLA, M.S. Metodologias de caracterização de minérios auríferos. In: **SIMPÓSIO EPUSP DE CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA NA ENGENHARIA E INDÚSTRIA MINERAL**, São Paulo, 1990. **Anais**. São Paulo, EPUSP, 1990. p.421-50.
70. DIXON, J.B et al. Evaluation of metallurgical performance at the Rosebery ("Tasmania") concentrator of the Electrolytic Zinc Company of Australasia Limited. In: **INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS**, 11, Cagliari, 1975. **Proceedings**. Cagliari, Instituto di Arte Mineraria, 1975. p.387-418.
71. LEWIS, P.J; STREETS, C.G. An analysis of base-metals smelter terms. **Comm. Min. Metall. Congr.**, 11., Hong Kong, 1978. **Proceedings**. s.n.t. p.753-67.
72. FEATHER, C.E; KOEN, G.M. The significance of the mineralogical and surface characteristics of gold grains in the recovery process. **Journal South African Institute of Mining and Metallurgy**, v.73, p. 223-34, Feb. 1973.
73. FREEMAN, H.D.; HARTLEY, D.J.; WICK, O.J. Scanning electron microscopic and microprobe analysis of refractory gold ores and process implications of the analysis. In: **PROCESS MINERALOGY**, New York, 1980. **Proceedings**. New York, AIME, 1980. p. 305-23.
74. PETRUK, W. New developments in the applications of SEM / Image analysis in extractive metallurgy. In: **SYMPOSIUM PROCESS MINERALOGY**. In: **SYMPOSIUM PROCESS MINERALOGY**, 12., Pretoria, 1991. **Process mineralogy: applications to environment, precious metals, mineral beneficiation, pyrometallurgy, coal and refractories: proceedings**, Warrendale, TMS, 1994. p.173-87.

75. NOVGORODOVA, M.I. Finely dispersed gold from gold deposits of various genetic types. In: SYMPOSIUM PROCESS MINERALOGY, 12., Pretoria, 1991. **Process mineralogy: applications to environment, precious metals, mineral beneficiation, pyrometallurgy, coal and refractories: proceedings**, Warrendale, TMS, 1994. p.119-30.
76. HENLEY, K.J. A combined mineralogical / metallurgical approach to determining the nature and location of gold in ores and mill products. **Minerals Engineering**, v.2, n.4, p.459-70, 1989.
77. HENLEY, K.J. Review of recent developments in the process mineralogy of gold. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON EXTRACTIVE METALLURGY OF GOLD AND BASE METALS. Kalgoorlie, 1992. **Proceedings**. Austrália. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1992, p.177-194.
78. SWASH, P.M.; HORSCH, H.E.; GLATTHAAR, C.W. The contribution of applied mineralogy to the development of the Uitkomst Ni-Cu deposit, South Africa. In: SYMPOSIUM PROCESS MINERALOGY, 12., Pretoria, 1991. **Process mineralogy: applications to environment, precious metals, mineral beneficiation, pyrometallurgy, coal and refractories: proceedings**, Warrendale, TMS, 1994. p.151-60.
79. VON RAHDEN, H.V.R. The role of the mineralogist in the minerals industry. **Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy**, v.79, n. 860, p.47-56, 1979..
80. MAO, S. Characterization of occurrence and distribution of invisible gold in ore by EPMA. In: ANNUAL CONFERENCE OF THE MICROBEAM ANALYSIS SOCIETY, 25., Seattle, 1990. **Proceedings**. San Francisco, Press Inc., 1990. p.206-8.
81. CHRYSSOULIS, S. L. Detection and quantification of "invisible" gold by microprobe techniques. In: GOLD'90 SYMPOSIUM - GOLD 90, Salt Lake City. 1990. **Proceedings**. Colorado, Society of Economic Geology, 1990. p.323-32.
82. CHRYSSOULIS, S. L.; CABRI, L.J.; SALTER, R.S. Direct determination of invisible gold in refractory sulphide ores. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON GOLD METALLURGY, 1987. **Proceedings**. Oxford, Pergamon Press, 1987. p.235-44.
83. HENLEY, K.J. Ore-dressing mineralogy - a review of techniques, applications and recent developments. In: INTERNATIONAL CONGRESS ON APPLIED MINERALOGY, 1., 1981. **Proceedings**. Johannesburg, Geological Society of South Africa, 1983. p. 175-200.
84. DANA, J.D. **The system of mineralogy**. 7.ed. New York, John Wiley, 1957. v.2.

85. HENRICH, E.W. **Microscopic identification of minerals**. New York, McGraw Hill, 1965.
86. HUTCHISON, C.H. **Laboratory handbook of petrographic techniques**. New York, John Wiley, 1974.
87. PARFENOFF, A; POMEROL, C; TOURENQ, J. **Les mineraux en grains**. Paris, Masson, 1970.
88. ZUSSMAN, J. **Physical methods in determinative mineralogy**. London, Academic Press, 1967.
89. RAMDHOR, P. **The ore minerals and their intergrowths**. Oxford, Pergamon, 1969.
90. SIMPSON, P.R; HURDLEY, J. Role of microscopy in identification of gold - containing minerals. **Transactions of Institution of Mining and Metallurgy**. Series B, v.93, p.147-51, 1984.
91. BADALOVA, R.P; NIKOLAYEVA, E.P; TOLKACHEVA, L.F. Studies in microhardness of minerals in the gold - silver series from deposits of gold ores in Uzbekistan. **International Geology Review**, v.12, p.1271-5, 1970.
92. JONES, M.P; GAVRILOVIC, J. Automatic searching unit for the quantitative location of rare phases by electron - probe X - ray microanalysis. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**. Series B, v.77, p.137-43. 1968.
93. GASPARRINI, C. The mineralogy of silver and its significance in metal extraction. **CIM Bulletin**, v.77, n.866, p.99-110, 1984.
94. Mc PHEAT, I.W.; GOODEN, J.E.A.; TOWNEND, R. Submicroscopic gold in a pyrite concentrate. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, **Proceedings**. v.231, p.19-5, 1969.
95. HAUSEN, D.M. Process mineralogy of auriferous pyritic ore at Carlin, Nevada. In: SYMPOSIUM ON PROCESS MINERALOGY, Chicago, 1981. **Process Mineralogy: extractive metallurgy, mineral exploration, energy resources: proceedings**. New York, Metallurgical Society of AIME, 1981. p.271-89.
96. TERRACONSULT A.G. ; MINERAÇÃO NOVO ASTRO S.A. **Amapá exploration project**. 1986. (Final Report, v.1).
97. Novo Astro mecaniza lavra e ganha 37% nos custos. **Minérios: Extração e Processamento**, v.16, n.174, p 40-6, 1981.

98. FERRAN, A. Depósito de ouro de Salamangone e Mutum, Calçoene, Amapá. In: BRASIL. Ministério das Minas e Energia. Departamento Nacional da Produção Mineral. **Principais depósitos minerais do Brasil**. Brasília, DNPM, 1988. v.3, p.581-87.
99. FERRAN, A.; UTTER, T. Novo Astro: Brazil's future hard rock gold mine. **Mining Magazine**, v.156, n.2, p. 150-2, Feb. 1987.