



REPÚBLICA FEDERATIVA DO BRASIL
MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA
DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL

BENEFICIAMENTO E EXTRAÇÃO DE OURO E PRATA DE MINÉRIO SULFETADO

Série Tecnologia Mineral	Nº 26	Seção Beneficiamento	Nº 18	Brasília	1983
-----------------------------	-------	----------------------	-------	----------	------

MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA

Cesar Cals - Ministro de Estado

DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL

Yvan Barretto de Carvalho - Diretor Geral

DIVISÃO DE FOMENTO DA PRODUÇÃO MINERAL

Manoel da Redenção e Silva - Diretor

CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL

Roberto C. Villas Bôas - Superintendente

Autores : Márcio Torres M. Penna*
Marcus Granato**

BENEFICIAMENTO E EXTRAÇÃO DE OURO E PRATA DE MINÉRIO SULFETADO

Execução e elaboração do trabalho pelo
CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL — CETEM
Através do convênio DNPM/CPRM,
para a CPRM

* Engº de Minas, Engº do CETEM
** Engº Metalúrgico, Engº do CETEM

Publicação do Departamento Nacional da Produção Mineral
Setor de Autarquias Norte
Quadra 01 — Bloco B — Telex (061)1116
70.000 — Brasília (DF) — Brasil

Copyright 1983
Reservados todos os direitos
Permitida a reprodução, desde que mencionada a fonte

Depósito Legal
Biblioteca Nacional do Rio de Janeiro
Instituto Nacional do Livro

Brasil. DNPM

Beneficiamento e extração de ouro e prata de minério sulfetado /por/ M.T.M. Penna /e/ M. Granato. Brasília, 1983.

...p., il (Brasil DNPM. Ser. Tecnologia Mineral, 26. Seção Beneficiamento, 18).

"Trabalho executado pelo Centro de Tecnologia Mineral, através do Convênio DNPM/CPRM".

Bibliogr.

1. Tecnologia Mineral - Brasil. I. Penna, M.T. M. II. Granato, M. III. Centro de Tecnologia Mineral, Rio de Janeiro. IV. Título. V. Série.

RESUMO

ABSTRACT

1. INTRODUÇÃO.....	01
2. PREPARAÇÃO DA AMOSTRA.....	02
3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO.....	05
3.1. Descrição Petrográfica.....	05
3.2. Difração de Raios X.....	05
3.3. Determinação do Grau de Liberação dos Sulfetos...	06
3.4. Separação Magnética.....	06
3.5. Composição Mineralógica.....	07
4. ENSAIOS DE BENEFICIAMENTO.....	07
4.1. Concentração Gravimétrica em Mesa Vibratória.....	08
4.1.1. Resultados Obtidos.....	08
4.2. Flotação.....	11
4.3. Conclusão (1ª Etapa).....	11
5. EXTRAÇÃO.....	17
5.1. Considerações Gerais.....	17
5.2. Procedimento Experimental.....	19
5.2.1. Lixiviação.....	19
5.2.2. Ustulação.....	22
5.3. Análise e Discussão dos Experimentos.....	23
5.4. Conclusões.....	27
6. BIBLIOGRAFIA.....	29

RESUMO

Neste trabalho, são apresentados os resultados obtidos do beneficiamento e extração do ouro e da prata do minério de Eldorado-SP. A primeira etapa consistiu de flotação coletiva dos sulfetos, e obtiveram-se concentrados com teores de 10,7g/t de ouro e 70,0g/t de prata, com recuperações da ordem de 86% Au e 85% Ag. Na etapa de extração dos metais, devido às características do minério, tornou-se necessária uma ustulação prévia, a fim de se obter um produto mais adequado à lixiviação. Nestas condições, foram obtidas recuperações em torno de 93% para o ouro e a prata.

ABSTRACT

This work presents the results of the beneficiation and extraction of Eldorado-SP gold ores. The first stage consisted of collective flotation of the sulfides, and concentrates were obtained with 10.7g/t gold and 70.0g/t silver contents and about 86% Au and 85% Ag recoveries. In the metals extraction stage, owing to the ore characteristics, a previous ustulation became necessary, in order to obtain a product more adequate to leaching. This way, recoveries were yielded of about 93% for both gold and silver.

1. INTRODUÇÃO

No presente trabalho, são apresentados os resultados obtidos através do beneficiamento e extração do ouro e da prata contidos no minério sulfetado de Eldorado (Vale do Ribeira-SP). O trabalho constou de duas etapas:

- A primeira procurou estudar a viabilidade da concentração dos sulfetos e dos metais nobres existentes no minério, com alto descarte de massa e teores de ouro e prata adequados à metalurgia extrativa. Nesta fase, os estudos constaram basicamente de caracterização mineralógica, moagem e ensaios de concentração.

Nos estudos de caracterização mineralógica realizados, foram identificados os seguintes minerais: quartzo, arsenopirita, pirita e escorodita. O ouro apresentou-se disseminado nos sulfetos.

No entanto, análises realizadas por Espectrografia de Emissão e Microsonda Eletrônica revelaram que o mineral escorodita também possuía ouro.

Foram então estudadas duas alternativas para o processo de concentração dos sulfetos: concentração gravimétrica em mesa vibratória e flotação.

Os testes em mesa vibratória não apresentaram bons resultados, já que as recuperações para ouro e prata não foram satisfatórias. Decidiu-se então pela flotação coletiva de todos os sulfetos. Nesta, o descarte de massa foi da ordem de 63,5%. Partindo-se de uma alimentação com 4,5g/t de ouro e 30,0 g/t de prata, obtiveram-se concentrados com teores de 10,7g/t de ouro e 70,0g/t de prata, com recuperação de 86% Au e 85% Ag.

A segunda etapa objetivou extrair os metais de interesse (ouro e prata) com alta recuperação.

Após uma introdução onde foram comentados os processos envolvidos, foram relatados os testes e discutidos os resultados obtidos. Inicialmente, procurou-se tratar o concentrado diretamente por lixiviação com cianeto de sódio. As recuperações, mesmo em condições excepcionais de operação, não superaram os 50%. Este comportamento era esperado, pela natureza do material (arsenopirita). Tornou-se imprescindível uma etapa de ustulação prévia, para se obter um produto mais adequado à lixiviação. Entre as condições estudadas, a marcha ideal (N_2 -ar) apresentou um descarte de massa de 25%.

O material obtido foi submetido a cianetação em determinadas condições, e forneceu recuperações em torno de 93%. Com base nos resultados obtidos, foram elaborados fluxogramas preliminares para as etapas de beneficiamento e metalurgia extrativa.

2. PREPARAÇÃO DA AMOSTRA

Após o recebimento da amostra do minério, pesando aproximadamente 2 000kg, selecionaram-se inicialmente algumas amostras da rocha para estudos petrográficos.

A seguir a amostra foi britada num britador de mandíbulas primário, e posteriormente num britador de mandíbulas secundário, ficando com granulometria abaixo de 6,35mm(1/4").

Em seguida, foi feita uma pilha homogeneizada, da qual retiraram-se 500kg para o prosseguimento dos estudos.

Assim, o minério foi moído a 10 malhas e homogeneizado num homogeneizador em V, sendo em seguida feita nova pilha, da qual retiraram-se aproximadamente 80kg que foram moídos a 28 malhas e homogeneizados, fazendo-se, então, nova pilha, que foi reduzida até chegar a 3 amostras representativas, com aproximadamente 1kg cada, que foram enviadas para a análise química.

Foram retirados mais 20kg da pilha do minério com granulometria abaixo de 10 malhas e feita nova pilha que foi sendo reduzida até se obter uma amostra representativa de 1kg, que foi enviada para caracterização mineralógica.

O restante do minério abaixo de 10 malhas foi novamente homogeneizado, feita nova pilha e retiradas amostras de 2kg cada, que serviram para os ensaios de beneficiamento.

Esta etapa de preparação da amostra está esquematizada no fluxograma da figura 1.

Para se obterem resultados representativos nas amostragens, tomou-se o devido cuidado de relacionar o peso e a granulometria de cada alíquota retirada para caracterização e ensaios de beneficiamento, utilizando-se valores estatísticos aplicados a minérios de ouro (1).

Este procedimento permitiu obter boa reprodutividade quanto ao teor de diferentes alíquotas, o que pode ser verificado na tabela 1.

AMOSTRA	MÉTODO	PESO DA AMOSTRA ANALISADA (g)	Au (g/t)	Ag (g/t)
1	"Fire Assay"	30	4,2	26
2	"Fire Assay"	30	3,5	37
3	"Fire Assay"	30	4,2	27

Tabela 1 - Análises de Amostras Médias do Minério.

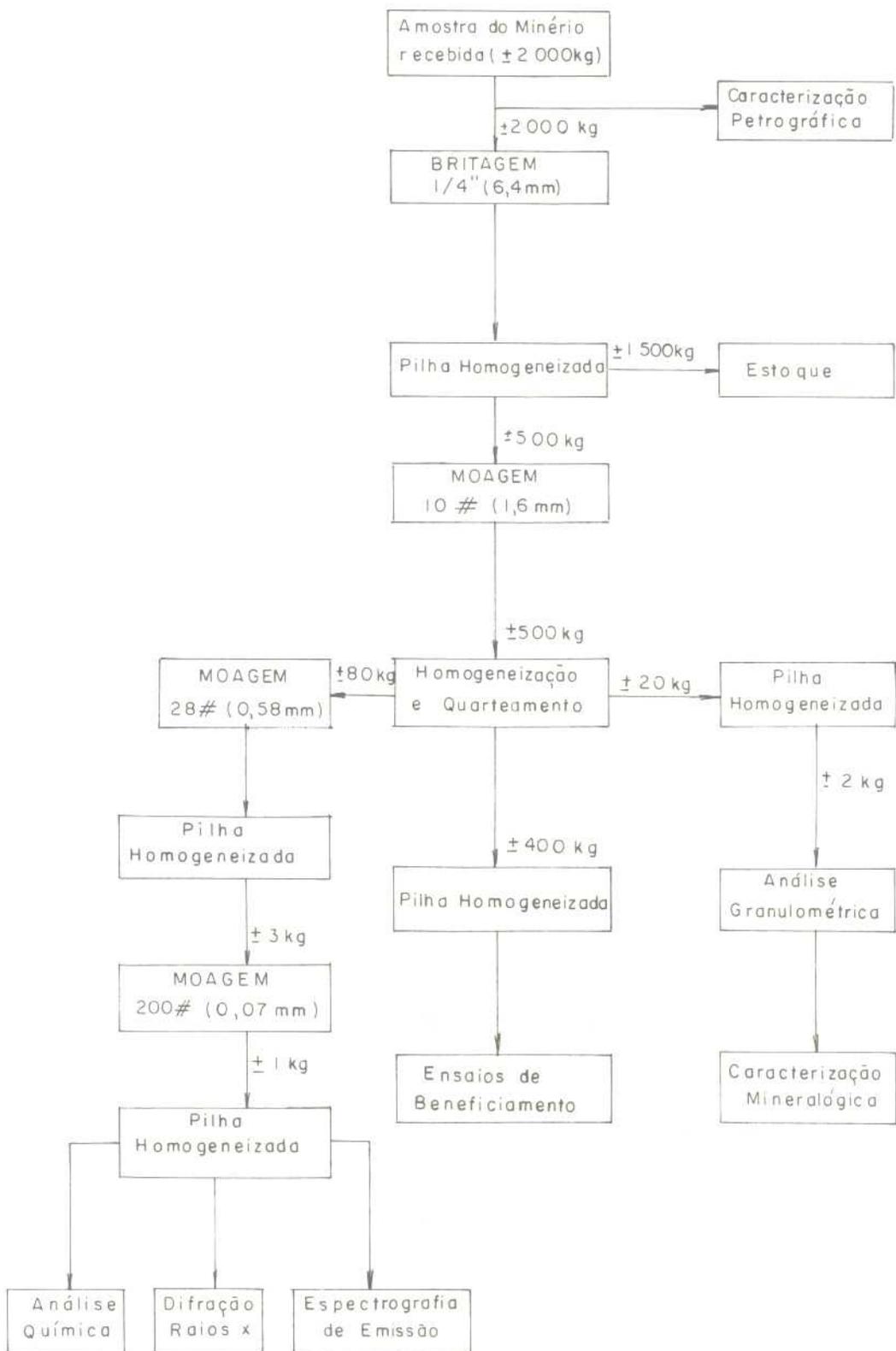


Fig. 1 — FLUXOGRAMA UTILIZADO NA PREPARAÇÃO DE AMOSTRA

3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO

3.1. Descrição Petrográfica

O estudo petrográfico feito em fragmentos de rochas mineralizadas, mostrou uma constituição essencialmente quartzoso-cataclástica, de colorações acinzentadas, mostrando trechos e/ou veios enriquecidos em sulfetos, em geral associados a um mineral de aspecto ferroso e de cor esverdeado-amarelada.

Na massa quartzosa, são vistos disseminados pequenos grãos opacos.

O material de aspecto esverdeado apresentou, ao microscópio, características de aglomerados formados por microgrãos e/ou cristais maiores, sob formas prismáticas, incolores ou com colorações de tonalidades esverdeado-amareladas.

Com estas observações ao microscópio, mais os resultados de difração de raios X e os estudos feitos por microscopia eletrônica, com auxílio do sistema de energia dispersiva de raios X, este mineral foi identificado como sendo da série ESCORODITA ($\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) - MANSFIELDITA ($\text{AlAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), sendo de baixo teor em alumínio, portanto mais próximo da escorodita. Foram ainda observados raros grãos de biotita.

3.2. Difração de Raios X

Os principais minerais detectados pela difração de raios X são apresentados abaixo:

- Quartzo
- Arsenopirita

- Pirita
- Escorodita

3.3. Determinação do Grau de Liberação dos Sulfetos

Calculou-se o grau de liberação dos sulfetos através de observações em lupa binocular e microscópio polarizante, utilizando-se método do Prof. Gaudin, com os seguintes resultados:

MALHA	GRAU DE LIBERAÇÃO (%)
35 X 48	30
48 X 65	50
65 X 100	65
100 X 150	80
150 X 200	90

3.4. Separação Magnética

Em testes preliminares em separador magnético FRANTZ, verificou-se que a escorodita possui uma susceptibilidade magnética aproximada de 15 000 gauss.

Desta forma, foram quarteados os 2kg da amostra média do minério moído (abaixo de 65 malhas), obtendo-se 8 alíquotas para os ensaios de separação magnética a úmido em separador RAPID, apresentando a distribuição abaixo:

FRAÇÃO	PESO (%)
Concentrado Magnético	3,5
Misto Magnético	4,6
Não-Magnético	91,9

O concentrado magnético, constituído essencialmente de escorodita, com raros grãos de sulfetos não liberados, foi analisado quimicamente por via úmida, apresentando teor de 16ppm de ouro.

Contudo, sendo a ocorrência de escorodita no minério representada por apenas 3,5% em peso, sua contribuição máxima aproximada em termos de ouro seria de 10%.

3.5. Composição Mineralógica

Por estudos de microscopia, o minério enviado ao laboratório apresentou a seguinte composição mineralógica:

- Quartzo	67,0%
- Arsenopirita	15,0%
- Pirita	14,0%
- Escorodita	3,5%
- Outros (Hematita + Magnetita + Calcopirita)	0,5%
	<hr/>
	100,0%

4. ENSAIOS DE BENEFICIAMENTO

Para os ensaios de beneficiamento, foi feita uma pilha homogeneizada com aproximadamente 400kg de material britado a menos de 1,6mm (10 malhas).

Foram então estudadas duas alternativas para o processo de concentração: concentração gravimétrica e flotação.

4.1. Concentração Gravimétrica em Mesa Vibratória

Na determinação do tempo de moagem necessário para atingir a malha 65, executaram-se testes de moagem em diferentes tempos (20, 30, 40, e 50 minutos), seguidos de análises granulométricas dos produtos obtidos. Com base nestes resultados, levantaram-se as curvas de moagem para o minério, e escolheu-se o tempo de 22 minutos para a cominuição do minério.

Para os ensaios em mesa vibratória, amostras do minério (-10 malhas) foram moídas em moinho de barras de laboratório, a 80% abaixo de 65 malhas, trabalhando-se com uma percentagem de sólidos de 60,6%.

Em seguida, foi feito um peneiramento a úmido em 150 malhas, e ensaiado o material em mesa vibratória, com "deck" para areia e "deck" para lama, conforme figura 2.

4.1.1. Resultados Obtidos

Os resultados obtidos não foram satisfatórios, devido às baixas recuperações de ouro e prata, tanto na mesa com "deck" para areia como na mesa com "deck" para lama, conforme mostra a tabela 2.

Com a mesa vibratória com "deck" para lama, só foi realizado um teste, pois o material muito fino formava grande quantidade de lama que arrastava parte do concentrado para a zona do rejeito, além de existir um sulfeto com certa hidrofobicidade natural, que também era arrastado para a zona do rejeito.

MINÉRIO BRITADO

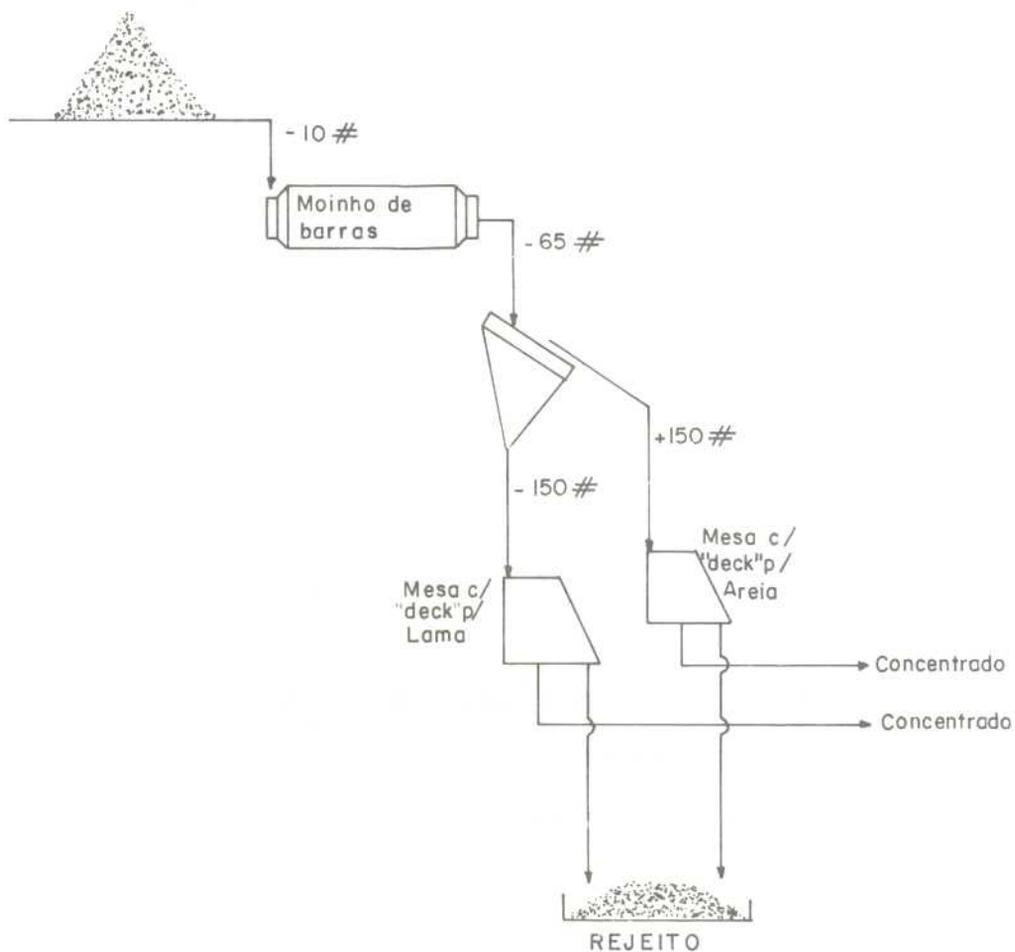


FIG. 2 - SEQUÊNCIA UTILIZADA PARA OS TESTES EM MESA VIBRATÓRIA

MESA COM "DECK" PARA AREIA

TESTE Nº	PESO (g) ALIMENTAÇÃO	PESO (g) CONCENTRADO	RECUPERAÇÃO EM MASSA (%)	TEOR CONCENTRADO(g/t)		DISTRIBUIÇÃO (%)	
				Au	Ag	Au	Ag
1	15 015,0	2 534,5	16,9	9	37	38,0	20,8
2	15 022,0	3 023,2	20,1	10	37	50,3	24,8

MESA COM "DECK" PARA LAMA

TESTE Nº	PESO (g) ALIMENTAÇÃO	PESO (g) CONCENTRADO	RECUPERAÇÃO EM MASSA (%)	TEOR CONCENTRADO(g/t)		DISTRIBUIÇÃO (%)	
				Au	Ag	Au	Ag
1	15 030,0	2 481,4	16,5	9	49	37,1	27,0

Tabela 2 - Resultado de Ensaios em Mesa Vibratória.

OBS: Os teores de Au e Ag na alimentação foram respectivamente 4,0g/t e 30,0g/t, e foram obtidos calculando-se a média aritmética de várias amostras médias do minério.

4.2 Flotação

Optou-se pela flotação coletiva dos sulfetos, visando a recuperação dos metais nobres, no caso, ouro e prata, associados aos minerais sulfetados existentes no minério.

Os ensaios de flotação foram realizados em granulometria grosseira (81,7% - 65 malhas), visando um descarte significativo de massa no rejeito, com menor tempo de moagem, etapa onerosa do beneficiamento de um minério.

Os ensaios de flotação foram realizados em uma célula Denver de laboratório, modelo D-12, usando-se uma cuba com capacidade para 10 litros.

Nos ensaios, foram utilizados 2kg de minério a uma granulometria de 81,7% abaixo de 65 malhas. A agitação da célula manteve-se constante (1 100rpm) para todos os testes. A percentagem de sólidos na flotação foi de 17,6%. A seqüência obedecida para cada teste de flotação é esquematizada em fluxograma na figura 3.

Os concentrados de cada etapa foram juntados, resultando um tempo total de 18 minutos para a flotação e de 25 minutos para o condicionamento.

As variáveis estudadas nos ensaios de flotação foram: pH, granulometria e sistema de reagentes. As melhores condições e resultados da flotação foram obtidos no ensaio de nº 23, que está representado nas tabelas 3 e 4.

4.3. Conclusões (1ª Etapa)

- Os estudos da flotação coletiva, em escala de laboratório, do minério sulfetado de Eldorado, permitiram ob-

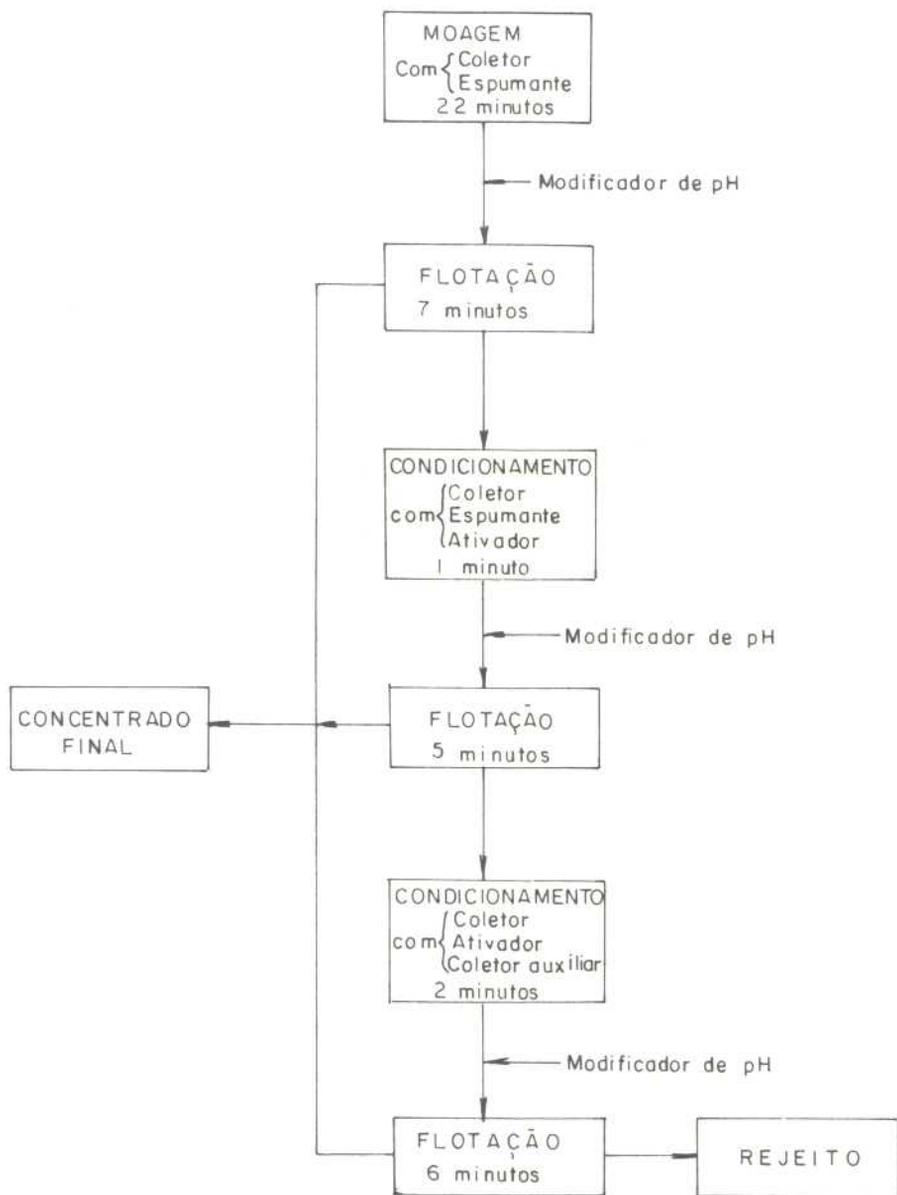


Fig. 3 - FLUXOGRAMA UTILIZADO PARA FLOTAÇÃO COLETIVA DOS SULFETOS

TESTE	MALHA MOAGEM	TEMPO COND IC.	pH	REAGENTES (g/t)							
				AMIL XANTATO	Z-12	AERO 3477	ÓLEO DE PINHO	ÁCIDO CRESÍLICO	SULFATO DE COBRE	AERO FLOAT-15	CARBONATO DE SÓDIO
6	d ₈₀ < 65#	25 min	7	75	-	-	30	80	20	15	260
14	d ₈₀ < 65#	25 min	7	-	30	30	30	80	20	15	260
18	d ₈₀ < 65#	25 min	5	-	30	30	30	80	20	15	165
23	d ₈₀ < 65#	25 min	5	75	-	-	30	80	70	15	165
24	d ₈₀ < 65#	25 min	6	50	-	-	30	80	70	15	230
25	d ₈₀ < 65#	25 min	5	75	-	-	30	80	70	15	165

Tabela 3 - Melhores Condições dos Ensaios de Flotação.

ter um concentrado com teores de 10,7g/t de ouro e 10,0g/t de prata, com recuperações de 86,8% para ouro e 85,2% para prata. O descarte de massa foi da ordem de 63,5%, conforme ensaio 23 (ver tabela 4).

- Como o ouro e a prata estão finamente disseminados e distribuídos nos minerais sulfetados, sem nenhuma preferência, o método de concentração mais indicado foi a flotação coletiva de todos os sulfetos. Tendo em vista que a quantidade de sulfetos no minério de Eldorado é bastante significativa, em torno de 29%, não foi possível a obtenção de um concentrado com teores de ouro e prata mais elevados.

- A recuperação do ouro poderia atingir valores superiores a 86%, caso parte do ouro não estivesse disseminado no mineral escorodita (10%), que não é recuperado na flotação coletiva dos sulfetos.

- Os reagentes testados foram seletivos, e os resultados apontaram para o minério em questão, como adequados, os seguintes reagentes:

- aeroxantato-350	75g/t
- ácido cresílico	80g/t
- óleo de pinho	30g/t
- aerofloat-15	15g/t
- sulfato de cobre	70g/t
- carbonato de sódio	165g/t

- Com base nos resultados obtidos, foi elaborado um fluxograma preliminar para a concentração do minério de ouro de Eldorado (ver figura 4).

TESTE	RECUPERAÇÃO DE MASSA (%)	TEOR DE ALIMENTAÇÃO (g/t)		TEOR REJEITO (g/t)		TEOR CONCENTRADO (g/t)		DISTRIBUIÇÃO (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
6	33,2	3,8*	30,0**	1,2	<10,0	9,0	76,0	78,6	84,1
14	31,9	4,3*	30,0**	1,3	<10,0	10,8	72,0	80,1	76,6
18	34,3	4,2*	30,0**	1,0	<10,0	10,4	70,0	84,9	80,0
23	36,5	4,5*	30,0**	0,9	<10,0	10,7	70,0	86,8	85,2
24	31,4	4,9*	42,7*	1,3	23,0	12,8	86,0	82,0	63,2
25	35,1	4,5*	28,9*	1,1	10,0	11,0	64,0	85,8	77,7

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

< - menor que o valor indicado

Método: Au - ensaio por fusão : absorção atômica

Ag - ensaio por fusão : gravimétrico

Tabela 4 - Melhores Resultados dos Ensaios de Flotação.

LEGENDA

- Gr-01 - GRADE
- Br-01 - BRITADOR DE MANDÍBULAS PRIMÁRIO
- Br-02 - BRITADOR DE MANDÍBULAS SECUNDÁRIO
- Br-03 - BRITADOR DE CONE
- Tc - TRANSPORTADOR DE CORREIA
- SI - SILO
- Cl - CLASSIFICADOR ESPIRAL
- Mn - MOINHO DE BOLAS
- Pn - PENEIRA
- Cn - CONDICIONADOR
- Ep - ESPESSADOR
- FI - FILTRO DE TAMBOR

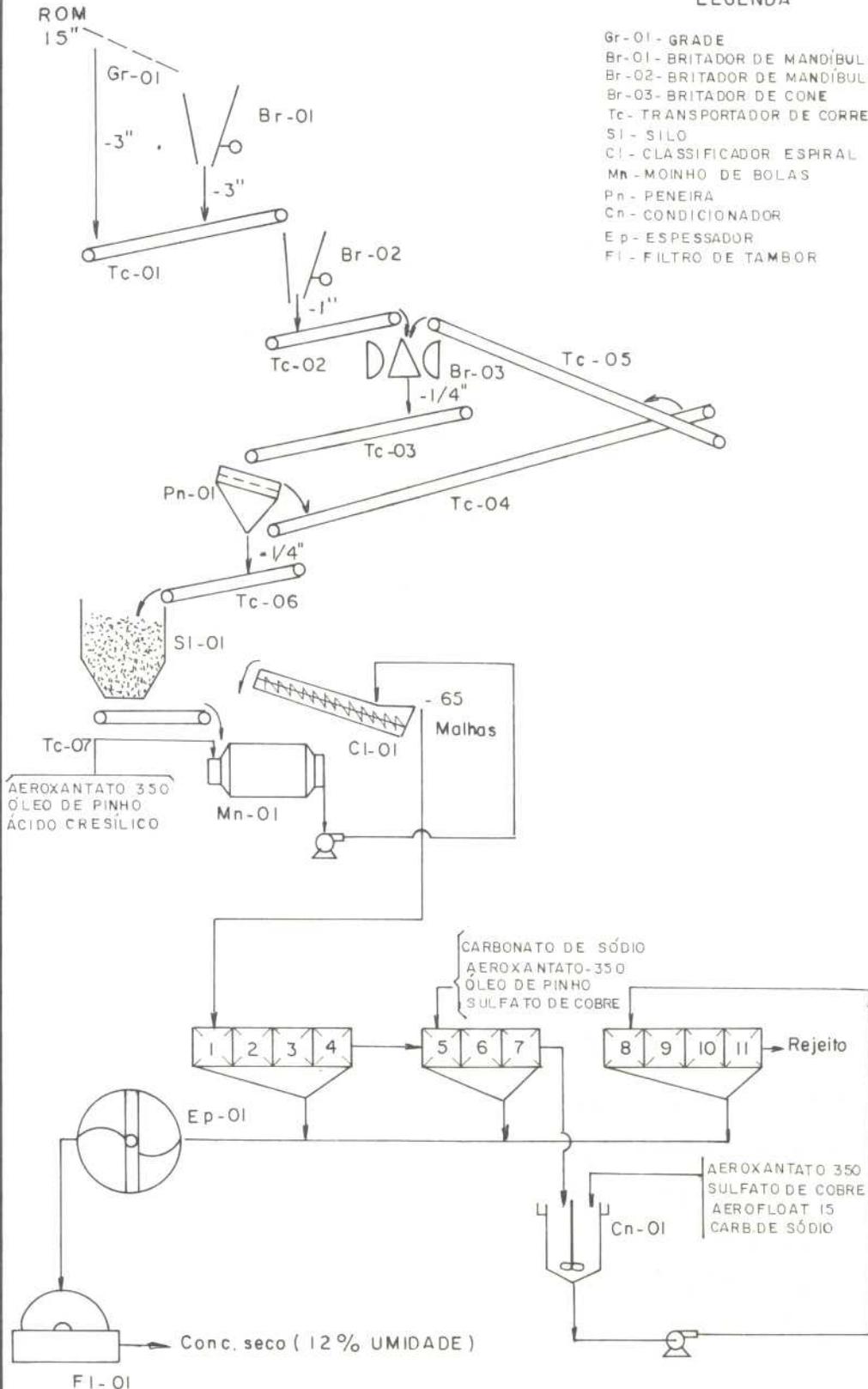
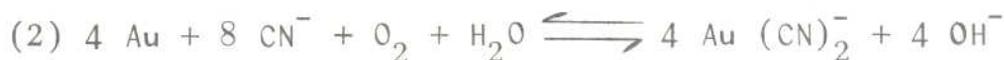
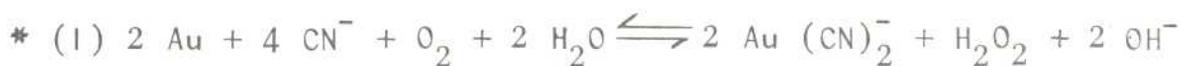


Fig.4 — FLUXOGRAMA PRELIMINAR PARA BENEFICIAMENTO DO MINÉRIO DE OURO DE ELDORADO

5. EXTRAÇÃO

5.1. Considerações Gerais

O processo de cianetação é um dos mais utilizados para extração de ouro a partir de seus minérios ou concentrados. Baseia-se em que soluções diluídas de cianeto de sódio ou potássio em meio aerado dissolvem as partículas de ouro metálico preferencialmente aos outros materiais presentes nos minérios a tratar. As reações que caracterizam o processo são as seguintes⁽⁷⁾:



O mecanismo de reação é eminentemente eletroquímico, sendo uma forma de corrosão.

A cianetação do ouro em ganga silicosa, sem outros compostos nocivos, não exige maiores cuidados. No entanto, com a crescente procura de metais preciosos, o tratamento de minérios complexos tem-se tornado cada vez mais freqüente. Os compostos prejudiciais ao processo, então presentes, são denominados cianicidas, e influem, consumindo cianeto, em reações paralelas à dissolução do ouro ou afetando a própria reação, de forma a passivar a superfície de contato, inibindo a dissolução. Entre estas substâncias, podemos citar a pirrotita (FeS), a azurita ($\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$), a malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$), a cuprita (Cu_2O), a calcosita (Cu_2S), a bornita (Cu_5FeS_4), o realgar (As_2S_2), o ouro-pigmento (As_2S_3), a estibinita (Sb_2S_3), etc.⁽⁸⁾⁽⁹⁾

* Para a prata pode ser escrita uma reação similar.

As formas de lixiviação geralmente empregadas na cianetação são: percolação em tanques ou em pilhas e agitação.

Nas duas primeiras alternativas, cuidados são necessários a fim de evitar segregação granulométrica, formação de canais preferenciais e compactação do minério. Na percolação em pilhas, a topografia do terreno é fator condicionante da viabilidade econômica e o investimento na usina é mais baixo, ideal para minérios de baixo teor. Na percolação em tanques, a duração da operação é, em geral, de 3 dias e não se adapta ao tratamento de grandes tonelagens, ficando o nível de recuperação restrito ao máximo de 80%.⁽¹⁰⁾

Os testes de laboratório para verificar a lixiviabilidade do minério foram realizados por agitação. Industrialmente, utilizam-se tanques com agitadores mecânicos ou tanques pachuca (com agitação promovida pela injeção de ar)⁽¹¹⁾.

No caso, os parâmetros da cianetação envolvidos são: granulometria do material, concentração de cianeto na solução, relação líquido/sólido da polpa, aeração utilizada, temperatura, tempo de reação, velocidade de agitação e alcalinidade protetora do meio.

Esta última é de extrema importância, pois evita a decomposição do cianeto em gás cianídrico, que é venenoso. Geralmente, o pH é corrigido através da adição de CaO, realizada durante a moagem do material, sob a forma de leite de cal.

A concentração de cianeto de sódio na solução é variável significativa para a extração da prata. As concentrações utilizadas para se obter alta recuperação são de 1 a 4g.l^{-1} ⁽⁸⁾, maiores que as normalmente utilizadas para o ouro (de 0,1 a $1,5\text{g.l}^{-1}$)⁽⁸⁾. A percentagem de sólidos na polpa varia de 20 a 50%.

A temperatura acelera a reação de dissolução dos metais de interesse, sendo ideal a de 85°C ⁽¹²⁾, mas resultando em perdas de cianeto por decomposição e evaporação. O tempo de reação, geralmente de 10 a 72 horas, é relacionado à temperatura utilizada.

Nos casos em que os minérios de ouro são de natureza arsenopirítica, torna-se necessária uma etapa de ustulação anterior à lixiviação. Os objetivos a alcançar são: eliminação do arsênio e antimônio existentes, devido ao seu efeito deletério ao processo; formação de um produto com um mínimo de substâncias cianetadas; e obtenção de um produto poroso que facilite a dissolução dos metais de interesse.

O processo é realizado em geral em forno de leito fluidizado e as principais variáveis envolvidas são: distribuição granulométrica do material, temperatura, vazão de gás e pressão parcial dos gases no reator.

Quando o ouro se encontra como inclusão dentro do grão de pirita e o grau de liberação está abaixo de $20\mu\text{m}$ torna-se também mais interessante ustular o material do que moê-lo até o nível necessário.

5.2. Procedimento Experimental

5.2.1. Lixiviação

O produto da flotação apresentou a distribuição granulométrica da tabela 5.

O material foi homogeneizado e quarteado em lotes de 1kg. Foi colhida uma amostra, considerada representativa, e enviada para análise química, resultando nos teores da tabela 6.

FRAÇÃO (≠)	MATERIAL % PASS.	CONCENTRADO DE FLOTAÇÃO	CONCENTRADO DE FLOTAÇÃO REMOÍ DO
65		81,70	-
100		57,10	-
150		46,30	-
200		32,70	92,93
270		28,00	88,06
325		22,9	57,65
400		-	34,86

Tabela 5 - Distribuição Granulométrica dos Produtos Tratados.

A etapa de cianetação foi precedida por uma lixiviação com solução alcalinizada com óxido de cálcio (CaO), de pH 10,7. Este valor, considerado como otimizante, foi mantido durante toda a cianetação com adições periódicas de óxido de cálcio à polpa. O pH não deve ser mais elevado, pois o efeito conjunto dos íons Ca^{++} e OH^- sobre o processo é prejudicial e aumenta com o pH. O volume de água a ser utilizado era aferido em balões volumétricos, e nos testes com aquecimento o nível era completado quando necessário. A qualidade da água utilizada é de extrema importância, pois pode incluir vários íons estranhos ao processo estudado, modificando os resultados. Em laboratório, foi utilizada água destilada. A temperatura era aferida continuamente, sendo, o nível inferior, de 25°C, e o superior, de 70°C.

ELEMENTOS \ MATERIAL	CONCENTRADO DE FLOTAÇÃO	PRODUTO USTULADO
Au**	11,2	14,4
Ag**	70,0	85,0
Cu*	0,07	0,28
As*	18,5	0,17
Sb*	0,07	0,07
Fe*	30,3	41,30
S*	25,2	1,5

* - em %

** - em g/t

Tabela 6 - Análise de Alguns Elementos Químicos nos Produtos Tratados.

A agitação da polpa foi promovida por um agitador mecânico, sendo suficiente para manter os sólidos em suspensão. O borbulhamento (ar ou oxigênio) foi realizado com vazão controlada, medida em rotâmetro e de valor $2,5 \text{ l.min}^{-1}$. Em quase todos os testes o borbulhador era provido de vidro sinterizado, que permitia uma boa distribuição do ar na polpa. Ao longo dos testes, eram retiradas alíquotas de 10ml, para análise imediata do teor de ouro por absorção atômica. O volume restante era recolocado no reator para evitar variações demasiadas de volume. Ao final dos testes, uma alíquota de 500ml era retirada para análise de um número maior de elementos. O intervalo de tempo entre as tomadas de alíquotas

variou um pouco em alguns testes, mas geralmente aumentava com o decorrer do ensaio (2, 6, 10, 20, 30 horas). O resíduo sólido da lixiviação era lavado com água quente alcalinizada com hidróxido de sódio (NaOH) e guardado para posterior eliminação. Toda a solução proveniente da lixiviação, inclusive águas de lavagem, era estocada para precipitação do cianeto na forma de um composto estável $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$, a fim de evitar contaminação dos efluentes na estação de tratamento de água.

5.2.2 Ustulação

Foram realizados vários testes no Analisador Termogravimétrico Diferencial (TG-DTA) a fim de observar o comportamento do material durante o aquecimento. A taxa de aquecimento utilizada foi de $10 \text{ K} \cdot \text{min}^{-1}$, chegando a 850°C por limite do aparelho. A substância padrão de comparação foi alumina (Al_2O_3), com peso equivalente ao do material em estudo (30mg). Os gráficos obtidos e os diagramas de equilíbrio Fe-S-O permitiram escolher a temperatura de ensaio (680°C).

O reator do forno rotativo, utilizado na ustulação, era de quartzo, com capacidade útil máxima de 250g, para o material em questão ($\rho = 4,27 \text{ g} \cdot \text{cm}^{-3}$). Acima deste valor, ocorriam problemas de homogeneidade do produto final. A velocidade de giro do reator foi de 3,7rpm. Foram realizados testes de 2 horas em atmosfera inerte (N_2), oxidante (ar), e em dois estágios (1 hora com N_2 e 2,5 horas com ar). As vazões eram controladas por rotâmetro fixado em $1,5 \text{ l} \cdot \text{min}^{-1}$. A velocidade de injeção dos gases, através de uma lança, impedia o entupimento do tubo, causado pela enorme quantidade de matéria condensada na extremidade de saída do forno. Esta ma

téria, de cor variável entre o amarelo e o vermelho, foi identificada (difração de raios X) como sendo uma mistura de arsênio elementar e de seus sulfetos e óxidos. Terminado o teste, e após o resfriamento do tubo, o material condensado nas extremidades (de aspecto vítreo) era retirado com espátula, a fim de não contaminar o produto ustulado, que era então descarregado e pesado para aferição da perda de peso (geralmente de 25%, com 3% de umidade).

5.3. Análise e Discussão dos Experimentos

Realizaram-se ao todo 12 testes de cianetação. Destes, três utilizaram material ustulado, implicando na necessidade de 12 testes de ustulação em forno rotativo. As condições utilizadas nos testes de lixiviação, assim como as repostas obtidas, estão na tabela 7. Os seis primeiros testes não apresentaram diferenças significativas nas respostas, visto que o teor de ouro no material é muito baixo, implicando num nível de incerteza considerável. Além disso, os resultados estão muito próximos entre si. Os dois primeiros estão em nível de 23%; isto porque o borbulhamento não era muito eficiente, fato logo após corrigido. Dentro destes testes, procurou-se melhorar as condições de ensaio através de: um aumento da quantidade de cianeto existente no meio de reação (relação líquido/sólido x concentração de CN^-); uma diminuição da granulometria do material colocando-o todo abaixo de 200 malhas (tabela 5), a fim de tentar colocar o metal de interesse mais exposto; condições ótimas de oxidação (O_2 aa invés de ar).

Em todos os casos, a recuperação esteve em torno de 35%. Como passo seguinte, escolheu-se o teste de melhor resultado (4) e aumentou-se o tempo de duração do experimento

TESTE	TEMPERATURA (°C)	TEMPO (h)	RAZÃO Líq./Sol.	GRANULOMETRIA	USTULAÇÃO	BORBULHAMENTO	*NaCN (g.l ⁻¹) _i	**NaCN (g.l ⁻¹) _f	RECUPERAÇÃO	
									Au (%)	Ag (%)
01	25	6,0	1,5	G	N	ar	0,5	0,005	22,4	1,8
02	25	5,0	2,0	G	N	ar	2,0	0,040	24,0	-
03	25	5,5	1,5	G	N	ar	2,5	0,560	36,1	60,0
04	25	5,5	2,0	G	N	O ₂	2,5	0,620	38,0	52,0
05	25	7,0	2,5	F	N	ar	2,5	0,130	37,0	52,0
06	25	5,0	1,5	F	N	ar	5,0	2,070	31,5	44,0
07	25	30	2,0	F	N	ar	2,5	0,200	47,0	53,0
08	70	30	2,0	F	N	ar	2,5	-	52,2	-
09	25	30	2,0	F	S	ar	2,5	1,260	46,0	51,0
10	25	30	2,0	F	S	ar	2,5	0,030	99,3	99,0
11	70	30	1,0	F	N	ar	1,0	0,000	20,1	1,0
12	70	30	2,0	F	S	ar	2,5	0,001	92,1	93,0

* - Concentração Inicial de Cianeto de Sódio

** - Concentração Final de Cianeto de Sódio

G - Concentrado Fornecido

F - Abaixo de 200 #

N - Não-Ustulado

S - Ustulado

Tabela 7 - CONDIÇÕES UTILIZADAS NOS TESTES E RESPOSTAS OBTIDAS

para 30 horas (teste 7). Observou-se que a recuperação aumentou substancialmente, mas o valor final foi ainda baixo para o objetivo do trabalho. O gráfico da figura 5a mostra a evolução da recuperação do ouro, em percentagem, com o tempo de ensaio. Como os ensaios 4 e 7 realizaram-se em iguais condições com duração diferente, verificou-se um comportamento bastante similar das curvas, mostrando a representatividade. O caráter assintótico da curva mostrou que seria necessário um tempo maior de processo.

O oitavo teste foi realizado nas mesmas condições do anterior, porém com temperatura elevada. O efeito é positivo, como previsto, mas ainda insuficiente, com recuperação final de 52,2% em ouro. Nesse ponto, resolveu-se ustular o material, face ao que já foi citado anteriormente.

Em laboratório, optou-se por uma marcha em dois estágios (N_2 /ar) a $680^\circ C$, que, pelos resultados de difração de raios X do produto, mostrou-se a mais interessante para o caso.

O produto de quatro ustulações, em idênticas condições, foi submetido a cianetação à temperatura ambiente (teste 8), mantendo as mesmas condições do teste 7. O resultado foi, entretanto, apenas ligeiramente superior. Já o mesmo material, submetido a lixiviação a quente (teste 9), forneceu recuperação elevada, tanto para o ouro como para a prata, numa taxa de reação bastante alta. O nível alcançado é suficiente para considerá-lo excelente, mesmo com as incertezas envolvidas. As figuras 5b-5c permitem observar a influência da ustulação quando a temperatura é elevada ($70^\circ C$) (teste 10), e da temperatura com material ustulado (teste 11). Fica caracterizado que individualmente os efeitos não são significativos,

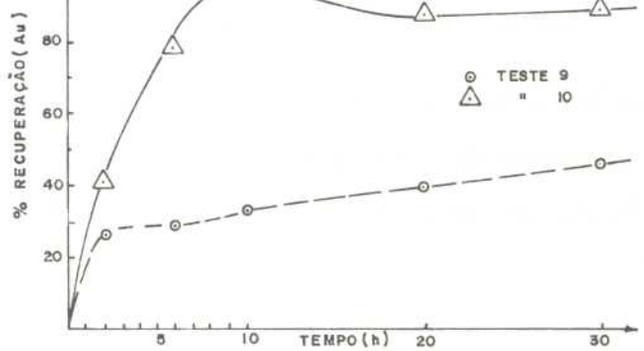
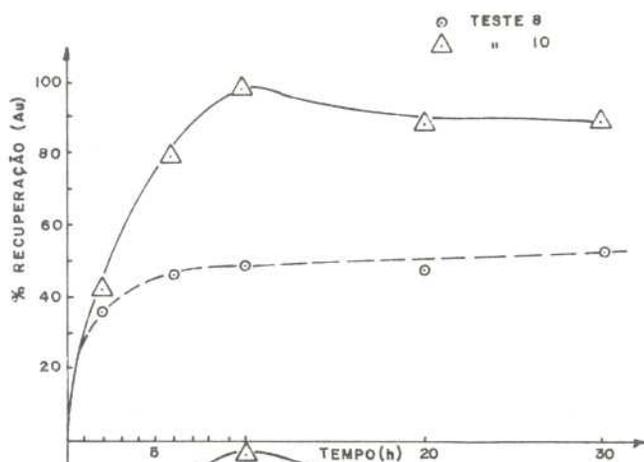
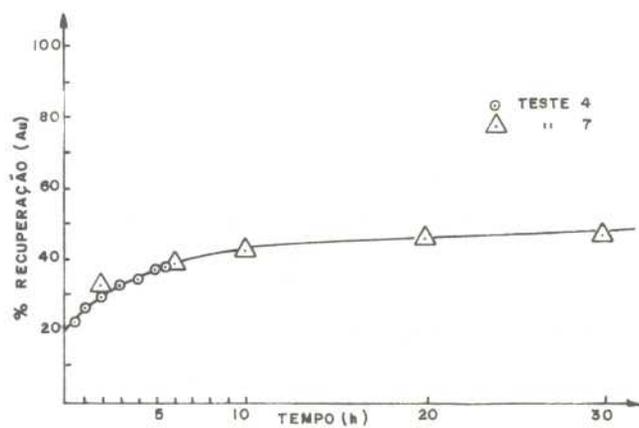


Fig. 5 - (a, b, c) - % DE RECUPERAÇÃO DE OURO x TEMPO

mas em conjunto a interação é muito positiva, pois as curvas tracejadas resultam em recuperações similares e a interação (linha cheia) apresenta um comportamento bem diverso.

O teste de melhor resultado foi repetido para testar a reprodutividade (teste 12). O fluxograma simplificado de uma unidade industrial de extração está a seguir (Fig. 6).

5.4. Conclusões

1. O concentrado fornecido não é passível de ser utilizado diretamente em lixiviação.

2. Torna-se imprescindível uma etapa de ustulação.

3. O melhor produto ustulado foi obtido a 680°C em dois estágios, o primeiro em atmosfera inerte e o segundo em atmosfera oxidante.

4. As maiores recuperações foram obtidas com as seguintes condições: $2,5\text{g.l}^{-1}$ de NaCN, 33% de sólidos na polpa (2/1), temperatura de 70°C , em 11 horas de teste, com polpa agitada e bem aerada, sendo o pH de 10,7.

5. A ustulação e a temperatura apresentam uma interação significativa, resultando em alta recuperação. Individualmente não apresentam o mesmo nível de efeito.

6. O nível de recuperação de ouro e prata esteve acima dos 94% nas condições acima citadas.

7. O consumo de cianeto ficou em torno dos 3 quilogramas por tonelada de concentrado tratado.

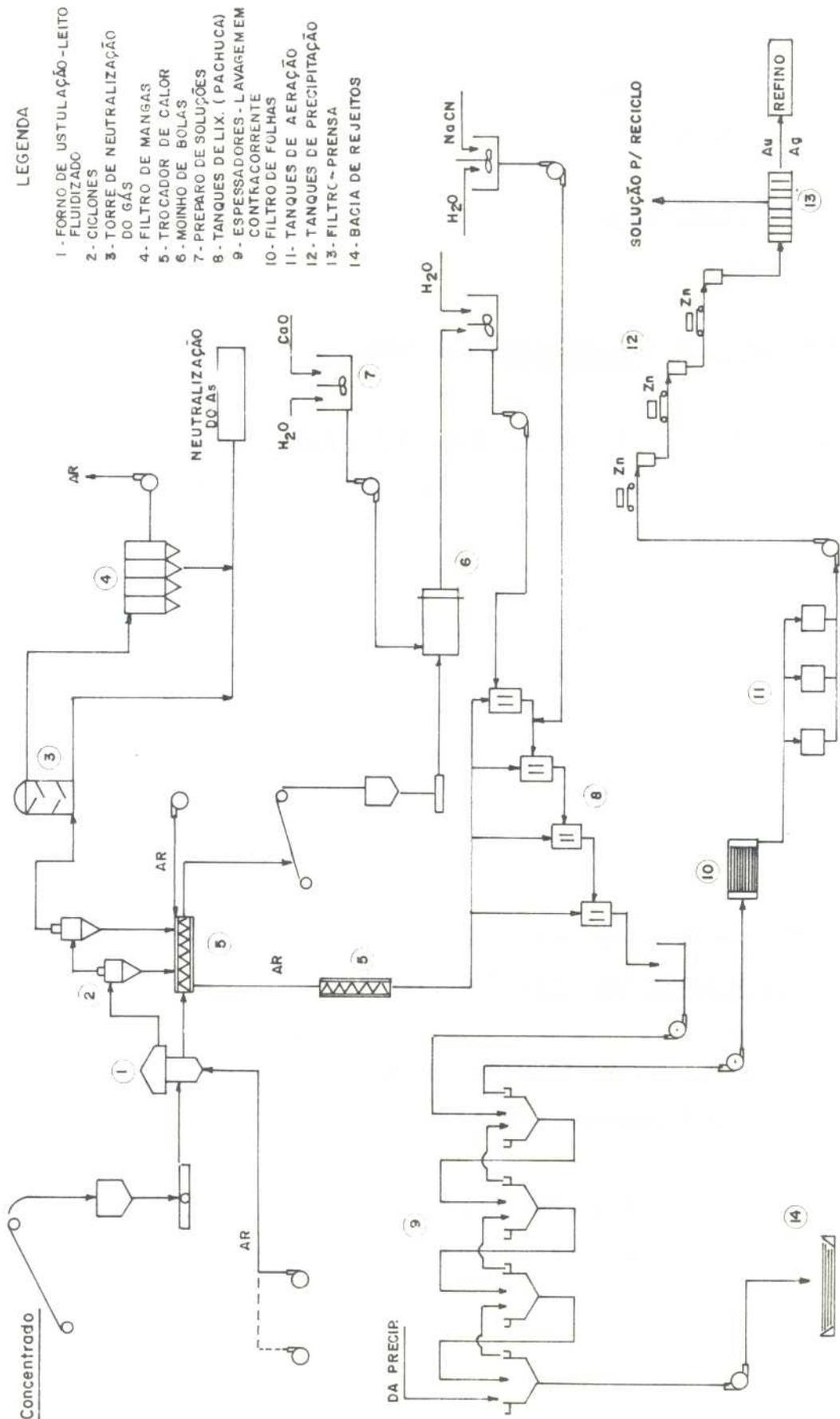


Fig - 6 - FLUXOGRAMA SIMPLIFICADO DA EXTRAÇÃO

6. BIBLIOGRAFIA

1. TAGGART. Handbook of mineral dressing-ores and industrial minerals. New York, John Wiley, 1954.
2. FROTH Flotation. New York. AIME, 1962. 50th Anniversary Volume.
3. GAUDIN, A.H. Flotation. New York, McGraw-Hill, 1967.
4. TRAJANO, R.B. & WAHLE, S.C. Metalurgia do ouro em Minas Gerais. Rio de Janeiro, DNPM, 1943.
5. DUDENKOV, S.V.; SHUBOV, L.Y.; GLAZUNOV. Fundamentos de la teoría y la práctica de empleo de reactivos de flotación. 1980. (versão espanhola)
6. DOBRESCU, L. & KHEIT, O. Flotoamalgamation, a new process for the treatment of low-grade gold ores. In:INTERNATIONAL MINERAL CONGRESS, 12, São Paulo, 1977.
7. CLEMR, B.M. Heap leaching of gold and silver ores. Engineering Mining Journal, Apr. 1982.
8. HEDLEY, N. & FAB ACHNICK, H. Chemistry of cyanidation. Cyanamid Company, 1968.
9. DANA, J.D. & HOURLBUT, C.S. Manual de mineralogia. Rio de Janeiro, Livros Técnicos e Científicos, 1974. V.2.

10. OLIVEIRA, W.D.; FEITOSA, J.A. Hidrometalurgia aplicada a minérios de ouro. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS, 7º, 1981.
11. JOISA, J.M.; MERINO, J.L.; GRASOS, Y.P. El empleo de reactores pachuca en hidrometalurgia. Rev. Metal. V.3, 1967.
12. HABASHI, F. Principles of extractive metallurgy. New York, Gordon and Breach, 1970. V.2.
13. CASTRO, D.C. Experimentación de minerales de oro y plata por el proceso de cianuración. Mexico (D.C) Comisión de Fomento Minero, 1967.
14. LESOILLE, M; EVERARD, L; VAN LIERDE, A. Traitement de pyrite et arsénopyrite aurifères par grillage et cyanuration. Industrie Minerale. Mineralurgie, Juin, 1977.