

2040-S

CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL - CETEM
Ministério das Minas e Energia
Convênio DNPM/CPRM

ESTUDO DE BENEFICIAMENTO E EXTRAÇÃO DE
OURO E PRATA DO MINÉRIO DE ELDORADO

RELATÓRIO FINAL

- MARCELO MARIZ DA VEIGA ✓
- MARCIO TORRES MOREIRA PENNA ✓
- MARCUS GRANATO ✓
- JOSÉ RAIMUNDO DE CARVALHO ✓

CETEM
-1982-

196

CPRM - DIRETE	
ARQUIV. 1982	
Relatório n.º	2040-S
N.º de Volumes:	1 V: -
PHL-011642	

DEPARTAMENTO	C P R M
DE	
GEOLOGIA ECONÔMICA	
(DEGEC)	

ÍNDICE

1. RESUMO
2. PREPARAÇÃO DA AMOSTRA
3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO
 - 3.1. Descrição Petrográfica
 - 3.1.1. Estudo microscópico por transparência
 - 3.1.2. Estudo microscópico por reflexão: minerais opacos
 - 3.2. Difração de Raios-X
 - 3.3. Determinação do Grau de liberação dos sulfetos
 - 3.4. Análise Espectrográfica Semi-Quantitativa
 - 3.5. Análise Química
 - 3.6. Caracterização Tecnológica
 - 3.6.1. Separação em líquidos densos
 - 3.6.2. Separação magnética
 - 3.7. Composição Mineralógica
4. ENSAIOS DE BENEFICIAMENTO
 - 4.1. Concentração Gravimétrica em Mesa Vibratória
 - 4.1.1. Resultados obtidos
 - 4.2. Flotação
 - 4.3. Conclusões (1ª etapa)
5. EXTRACÃO
 - 5.1. Objetivo.
 - 5.2. Introdução

5.3. Procedimento Experimental

5.3.1. Material utilizado

5.3.2. Lixiviação

5.3.3. Ustulação

5.4. Análise e Discussão

5.5. Conclusões (2ª etapa)

5.6. Bibliografia

6. PREVIABILIDADE ECONÔMICA

6.1. Introdução

6.2. Investimentos Iniciais

6.2.1. Obras civis

6.2.2. Lavra

6.2.3. Beneficiamento

6.2.4. Metalurgia

6.2.5. Capital de giro

6.3. Custos Operacionais

6.3.1. Mão-de-obra

6.3.2. Insumos

6.4. Custos e Investimentos

a- Lavra

b- Beneficiamento

c- Metalurgia

d- Equipamentos auxiliares

e- Custos totais dos equipamentos

6.5. Quota de Exaustão, IUM

6.6. Receita Total do Projeto

6.6.1. Receita total prevista do ouro

6.6.2. Receita total prevista da prata

6.6.3. Receita total prevista (ouro + prata)

6.7. Fluxo de Caixa Descontado

6.8. Conclusões

ANEXOS (1^a ETAPA)

ANEXOS (2^a ETAPA)

1. RESUMO

O presente trabalho atende ao Memo nº 2028/SUREG-SP de 19.12.80 e constou de tres etapas principais. A primeira, teve como objetivo estudar a viabilidade da concentração dos sulfetos e dos metais nobres existentes no minério de Eldorado, com alto descarte de massa e teores de ouro e prata adequados a metalurgia extrativa.

Os estudos constaram basicamente de caracterização do minério, moagem e ensaios de concentração.

Nos estudos de caracterização mineralógica realizados foram identificados os seguintes minerais: quartzo, arsenopirita, pirita e escorodita ($\text{Fe As O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$).

Análises realizadas por Epectrografia de Emissão e Microsonda Eletrônica, revelaram ser o mineral escorodita o que possui o maior teor de ouro. Contudo, sua contribuição máxima aproximada em termos de ouro ao minério, seria em torno de 10%, devido a sua ocorrência no minério ser representada por apenas 3,5%. Desta forma a distribuição de ouro nos sulfetos é da ordem de 90%.

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 ficaram em torno de 50,3% e 27,0% respectivamente.

Finalmente decidiu-se pela flotação coletiva de todos os sulfetos. Os concentrados obtidos apesar de apresentarem teores médios de ouro de cerca de 10ppm, apresentam o metal de interesse finamente disseminado em sua massa.

O descarte de massa na flotação coletiva dos sulfetos foi da ordem de 63,5%.

Partindo-se de uma alimentação com 4,5 g/t de ouro e 30,0 g/t de prata, obtiveram-se concentrados com 10,7 g/t de ouro e 70,0 g/t de prata com recuperações de 86,8% Au e 85,2% Ag.

De posse do concentrado procedeu-se ao estudo da segunda etapa do trabalho, objetivando a extração dos metais de interesse (Au e Ag). Inicialmente procurou-se recuperá-los diretamente por lixiviação com cianeto de sódio, mas nos testes realizados, mesmo em condições drásticas, as recuperações não superaram os 50%. Este comportamento era esperado, pela natureza do material (arsenopirita), portanto tornando imprescindível uma etapa de ustulação prévia a fim de se obter um produto mais poroso e sem o arsênio contido. O estudo realizado mostrou que a marcha ideal seria em dois estágios, sendo o primeiro com atmosfera redutora (N_2) e o segundo com atmosfera oxidante (ar), a $680^{\circ}C$, por 3 horas. O produto obtido constava basicamente de magnetita e quartzo, havendo um descarte de massa de 25%, sob a forma de SO_2 e óxidos e sulfetos de arsênio.

O material ustulado foi moído abaixo de 200 μ e submetido à cianetação em diversas condições, surgindo entre elas a que forneceu recuperações em torno dos 92%.

Baseado nos fluxogramas apresentados para as etapas de beneficiamento e metalurgia extrativa do minério de Eldorado foi realizado um estudo de previabilidade econômica para o minério em questão.

Para este estudo considerou-se uma reserva lavrável de 1,1 Mt (milhões de toneladas) que serão lavradas pelo método de lavra à céu aberto a razão de 111.000 toneladas/ano.

Estabeleceu-se em 10 anos a vida útil da jazida e montou-se o fluxo de caixa que apresentou uma taxa de retorno para investimento de 69,0% ao ano.

ESTUDO DE CARACTERIZAÇÃO E BENEFICIAMENTO
DO MINÉRIO DE OURO DE ELDORADO
(1ª ETAPA)

MARCELO MARIZ DA VEIGA
Engº Metalúrgico

MÁRCIO TORRES MOREIRA PENNA
Engº de Minas

2. PREPARAÇÃO DA AMOSTRA

Após o recebimento da amostra do minério, pesando aproximadamente 2.000 kg, 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 6,35 mm (1/4").

Em seguida foi feita uma pilha homogeneizada, da qual retiramos 500 kg para o prosseguimento dos estudos, sendo o restante acondicionado em tambores.

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

Foram retirados mais 20 kg 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 1 kg, que foi enviada para caracterização mineralógica.

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

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

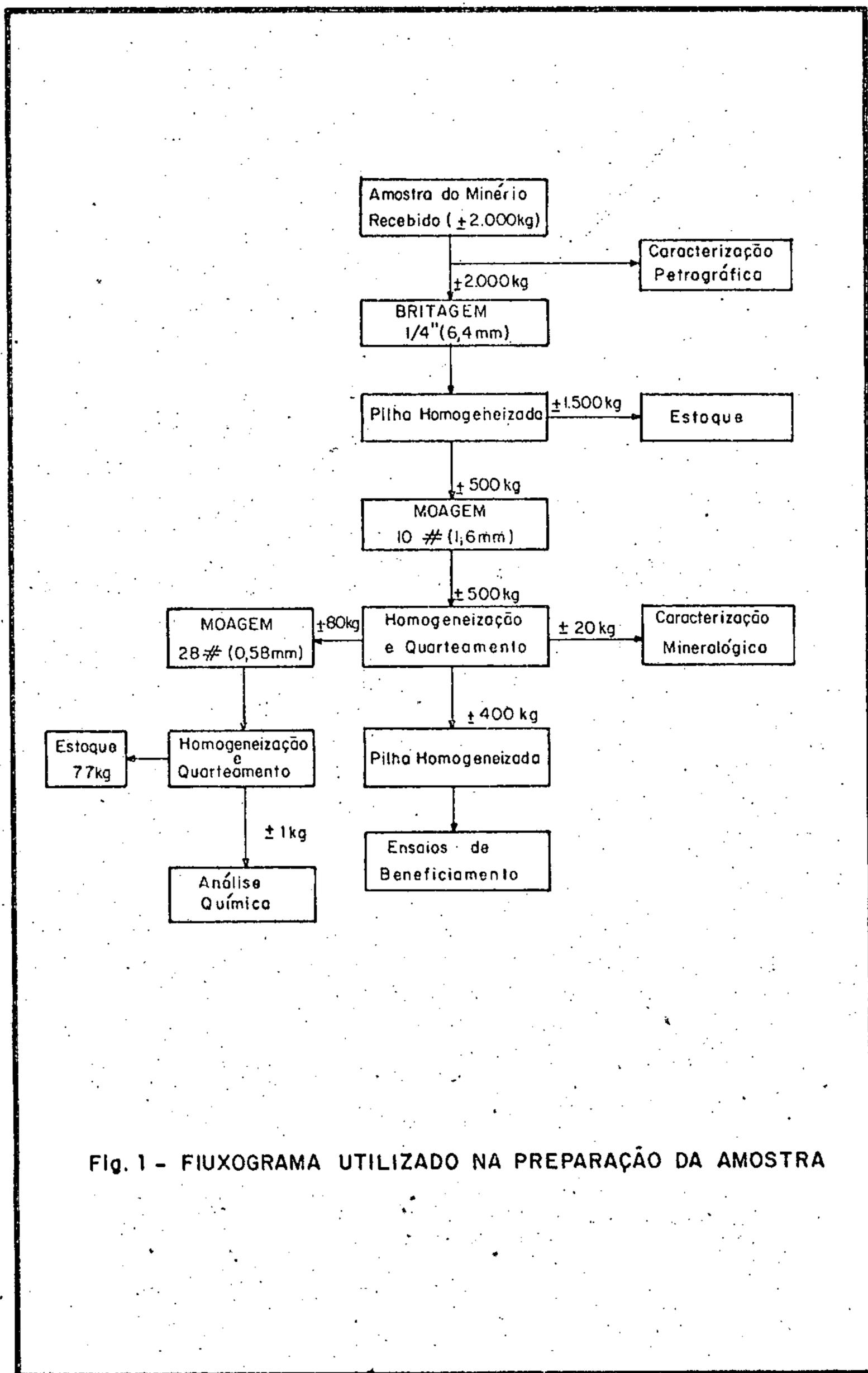


Fig. 1 - FIUXOGRAMA UTILIZADO NA PREPARAÇÃO DA AMOSTRA

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

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

AMOSTRA	MÉTODO	S %	As %	Cu %	Zn %	Pb %
4	"Via-Úmida"	10.6	7.7	0.11	0.04	0.40
5	"Via-Úmida"	10.2	8.0	0.11	0.04	0.38
6	"Via-Úmida"	10.3	8.3	0.11	0.04	0.42

Tabela 1 - Análises de amostras médias do minério.

3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO

3.1. - Descrição Petrográfica

3.1.1. - Estudo Microscópico por Transparência

O estudo petrográfico feito em fragmentos de rochas mineralizadas, mostraram uma constituição essencialmente quartzosa-cataclástica, de colorações acinzentadas, mostrando trechos e ou veios enriquecidos em sulfetos, em geral associados a um mineral de aspecto ferroso e de cores esverdeadas-amareladas.

Ao microscópio foram vistos cristais de quartzo, bastante cataclasados, com extinção ondulante acentuada, chegando inclusive, a mostrar em certos trechos uma total milonitização dos grãos e mesmo uma certa pulverização. A maioria dos grãos de quartzo se encontram estirados e normal a direção dos esforços dinâmicos.

Na massa quartzosa são vistos disseminados pequenos grãos opacos.

O material de aspecto esverdeado assinalado na amostra de mão, mostrou-se ao microscópio as seguintes características:

- aglomerados formados por micro-grãos e/ou cristais maiores e sob formas prismáticas, variando de incolores a colorações claras com tonalidades esverdeadas-amareladas.

Os cristais prismáticos se encontram muitas vezes dispostos radialmente e com extinções ondulantes acentuadas. Além desse aspecto foram vistos também cristais sob formas esferulíticas concêntricas e não raro com impregnações de óxido de ferro.

Estes minerais apresentam índices de refração elevados, acima de $n_d = 1,73$, biaxiais, com birrefringências altas, e não raro mostrando cores de interferências anômalas.

Com estas observações ao microscópio, mais os resultados de difração de Raios-X e os estudos feitos em microscopia eletrônica, com auxílio do sistema de energia dispersiva de Raios-X, este mineral foi identificado como sendo da série ESCORODITA ($Fe As O_4 \cdot 2H_2O$)- MANSFIELDITA ($Al As O_4 \cdot 2H_2O$), sendo de baixo teor em alumínio, portanto mais próximo da ESCORODITA. Foram ainda observadas raros grãos de biotita.

3.1.2. - Estudo microscópico por reflexão: minerais opacos

Os minerais opacos vistos nas lâminas delgadas e estudados através de secções polidas foram identificados em sua maioria como pertencentes ao grupo dos sulfetos: pirita e arsenopirita.

Mais raramente, foram assinalados grãos de calcopirita, em geral com alterações para covelita.

Presença de grãos de hematita, muitas vezes limonitizada, e às vezes, sob formas esqueléticas e/ou coloriformes.

3.2. - Difração de Raios-X

Procedeu-se análise mineralógica por difração de Raios-X de vários produtos obtidos por separação em líquidos densos (bromofórmio, $d = 2,88$ e iodeto de metileno, $d = 3,32$), separação magnética, separação granulométrica (fração

menor do que 10 μ m) e catação, de modo a obter maior sensibilidade para detecção de todos os minerais presentes.

Esta caracterização foi feita em amostras médias do minério, nas frações acima de 325 malhas e no material resultante da lama.

Foram identificados em todas as amostras estudadas por RX, os seguintes minerais:

- 1 - Quartzo
- 2 - Arsenopirita
- 3 - Pirita
- 4 - 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^o Gaudin, encontrando-se os seguintes resultados:

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

3.4. - Análise Espectrográfica Semi-Quantitativa

Foram realizadas análises por Espectrografia de Emissão Ótica (espectrôgrafo Jarrell-ASH) semi-quantitativa por comparação com padrões fotográficos que obedecem uma variação em teor de acordo com progressão geométrica de razão $\sqrt[3]{10}$.

Três amostras médias do minério foram analisadas, apresentando a mesma composição, conforme é mostrado abaixo:

Si > 10%	Pb \approx 0,1%	Bi 100ppm	Mn \approx 30 ppm
Fe > 10%	Mg \approx 0,1%	Cd < 300 ppm	Mo \approx 300 ppm
As \approx 3%	Ti \approx 0,1%	Co < 300 ppm	Nb < 300 ppm
Al \approx 1%	Ba < 0,1%	Cr \approx 70 ppm	Ni \approx 70 ppm
Ca \approx 0,3%	Na < 0,1%	Ga \approx 10 ppm	Sn \approx 100 ppm
Zn \approx 0,3%	Ag \approx 10 ppm	Ge < 300 ppm	V \approx 10 ppm
Cu \approx 0,2%	Au < 10 ppm	In \approx 10 ppm	W < 300 ppm
Sb \approx 0,2%	Be < 10 ppm	Li < 300 ppm	B < 30 ppm

O sinal < antes do elemento significa que o teor do elemento está abaixo do limite de detecção do método.

O sinal > antes do elemento significa que o teor do elemento está acima do limite de detecção do método.

3.5. - Análise Química

Foram realizadas análises químicas de amostras médias do minério para ouro e prata através de "Fire-Assay" e Via Úmida.

Outros elementos também foram dosados (ver ta
bela 1).

3.6. - Caracterização Tecnológica

3.6.1. - Separação em líquidos densos

Realizou-se a separação dos constituintes minera
lógicos do minério de Eldorado através de líquidos densos (bromofórmio, $d = 2,88$ e iodeto de metileno, $d = 3,32$).

As alíquotas de amostras médias do minério for
am moídas em um moinho de placas de porcelana, até granulomet
ria inferior a 150 malhas (liberação dos sulfetos).

A fração com densidade maior que 3,32 represent
a cerca de 31% em peso do material ensaiado. Esta fração era constituída basicamente de sulfetos liberados e escorodit
a, em pequena proporção, não liberada. Analisando por Espectrografia de emissão esta fração, o teor de ouro ficou próximo do limite de detecção do método (10 ppm), sendo porém visível a sua raia analítica.

Por difração de Raios-X foram identificados os seguintes minerais: arsenopirita, pirita e pouca presença de escorodita.

A fração de densidade intermediária entre 2,88 e 3,32, representou cerca de 5% do material ensaiado. Nela, observaram-se a não completa liberação da escorodita do quartzo, além de raros grãos de sulfetos não liberados, associados geralmente ao quartzo.

Em análise espectrográfica de emissão, esta fração também apresentou presença de ouro.

A fração flutuada em bromofórmio representou os restantes 64% em peso, sendo constituída basicamente de quartzo, verificando-se contudo, raros grãos de escorodita não liberada.

Nesta fração não foi detectado ouro por espectrografia de emissão até o limite de 10 ppm.

3.6.2. - Separação magnética

Para os ensaios de separação magnética, amostras do minério (-10 malhas), pesando 2 kg, eram moídas em moinho de barras de laboratório (30 cm x 15,5 cm), a 80% abaixo de 65 malhas.

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 2 kg da amostra média do minério moído, obtendo-se 8 alíquotas para os ensaios de separação magnética a úmido em separador RAPID.

Foram realizados testes em diversas amperagens (6, 8, 10, 12 e 20A), com grade de 2/4 polegada. Verificou-se com 10A (campo magnético correspondente a 14.500 Gauss) uma boa separação da escorodita do minério.

O concentrado magnético obtido nessas condições, foi repassado no separador RAPID para eliminação de grãos de sulfetos arrastados, durante a operação. Com isso conseguiu-se obter um concentrado rico em escorodita, que apresentou a seguinte distribuição:

FRAÇÃO	PESO (%)
Conc. Magnético	3,5
Misto Magnético	4,6
Não Magnético	91,9

O misto magnético era constituído de escorodita não liberada e grãos de quartzo e sulfetos impregnados com óxido de ferro.

O concentrado magnético, constituído essencialmente de escorodita, com raros grãos de sulfetos não liberados, foi analisado por análise química "Via Úmida" apresentando teor de 16 ppm de ouro.

Foram realizadas análises qualitativas de ouro por Espectrografia de Emissão, Microsonda Eletrônica em outras amostras de escorodita, obtidas através de catação e separação magnética, revelando ser este o mineral que possui o maior teor 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%.

3.7. - Composição Mineralógica

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

1 - Quartzo	-	67,0%
2 - Arsenopirita	-	15,0%
3 - Pirita	-	14,0%
4 - Escorodita	-	3,5%
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 400 kg de material britado a menos de 1,6 mm (10 malhas).

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

4.1. - Concentração Gravimétrica em Mesa Vibratória

Para os ensaios em mesa vibratória, amostras do minério (-10 malhas), pesando 2 kg, eram moídas em moinho de barras de laboratório (30 cm x 15,5 cm), a 80% abaixo de 65 malhas, trabalhando-se com uma percentagem de sólidos de 60,6%.

Na determinação do tempo de moagem, necessário para atingir a malha de 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 um tempo de 22 minutos para a cominuição do minério.

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

Mesa de Areia

Mesa modelo "Deister", de tamanho 48" x 24", para material não muito fino.

Mesa de Lama

Mesa modelo "Deister", de tamanho 48" x 24", para material fino.

Foram feitos a princípio, alguns testes exploratórios que permitiram determinar as melhores condições de trabalho:

- frequência: 264 pulsos/min.
- inclinação: 5°
- taxa de alimentação de minério: 23,4 kg/h
- taxa de água de alimentação: 273,6 litros/h
- sólidos na alimentação: 8%
- taxa de água de lavagem: 126,0 litros/h

A seguir, foram feitos os testes quantitativos com a finalidade de se estudar a concentração do ouro.

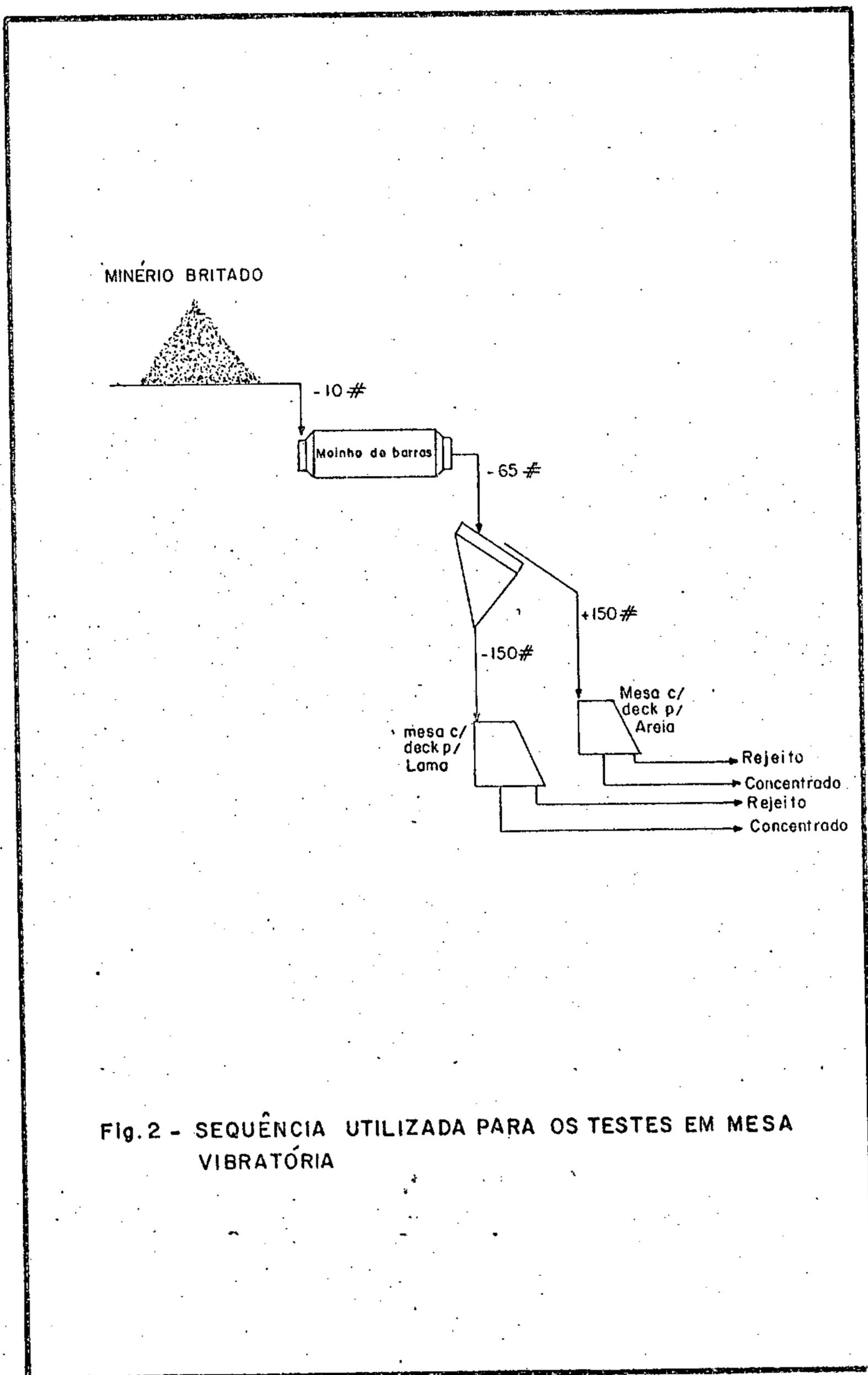


Fig. 2 - SEQUÊNCIA UTILIZADA PARA OS TESTES EM MESA VIBRATÓRIA

4.1.1. - Resultados Obtidos

Os resultados obtidos não foram satisfatórios devido as baixas recuperações de ouro e prata obtidas, 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 uma 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.

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 mais onerosa do beneficiamento de um minério.

Foram realizados 25 ensaios de flotação, sendo que inicialmente alguns ensaios exploratórios foram realizados, visando definir as condições básicas da flotação.

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

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	2.536,5	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

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

Tabela 2 - Resultados de ensaios em mesa vibratória.

Nos ensaios foram utilizados 2 kg de minério a uma granulometria de 81,7% abaixo de 65 malhas. A agitação da célula manteve-se constante (1100 rpm) para todos os testes.

A % de sólidos na flotação foi de 17,6%.

A sequência obedecida para cada teste de flotação foi a seguinte:

- Inicialmente o minério foi moído durante 22 minutos com a adição dos reagentes:

- coletor
- espumante

- Retirado o minério do moinho, acertava-se o pH com carbonato de sódio e flotava-se por 7 minutos.

- Era adicionado então:

- coletor
- espumante
- ativador de arsenopirita

Condicionava-se por 1 minuto, e a seguir flotava-se por mais 5 minutos.

- Era adicionado então:

- coletor
- ativador de arsenopirita
- coletor auxiliar

Condicionava-se por 2 minutos, e a seguir flotava-se por mais 6 minutos.

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

A sequência obedecida nos ensaios de flotação está esquematizada no fluxograma da figura 3.

As melhores condições e resultados da flotação foram obtidos no ensaio de nº 23, que está representado nas tabelas 3 e 4.

A) Primeira Série de Ensaios

Nestes procurou-se definir o pH para a flotação coletiva dos sulfetos. Foram testados os seguintes valores de pH: 9, 8 e 7 que foram ajustados com solução de carbonato de sódio (10%). No ensaio de nº 5, pH:7, obteve-se a maior recuperação em enxofre, mantendo-se o teor do concentrado.

Os resultados dos ensaios de nº 3, 4 e 5 estão representados em anexo.

B) Segunda Série de Ensaios

Nestes procurou-se definir a quantidade do reagente coletor ("aero-xantato-350" - amil xantato de potássio) necessária a flotação coletiva dos sulfetos.

O coletor aero-xantato-350, foi testado nas seguintes quantidades: 25, 50, 75 e 100 g/ton. O melhor resultado foi obtido com 75 g/t de aero-xantato-350, com uma recuperação de 78,6% de ouro e 84,1% de prata e com teores de 9 g/t de ouro e 76,0 g/t de prata no concentrado. Os resultados dos ensaios 6, 7, 8 e 9 são apresentados em anexo.

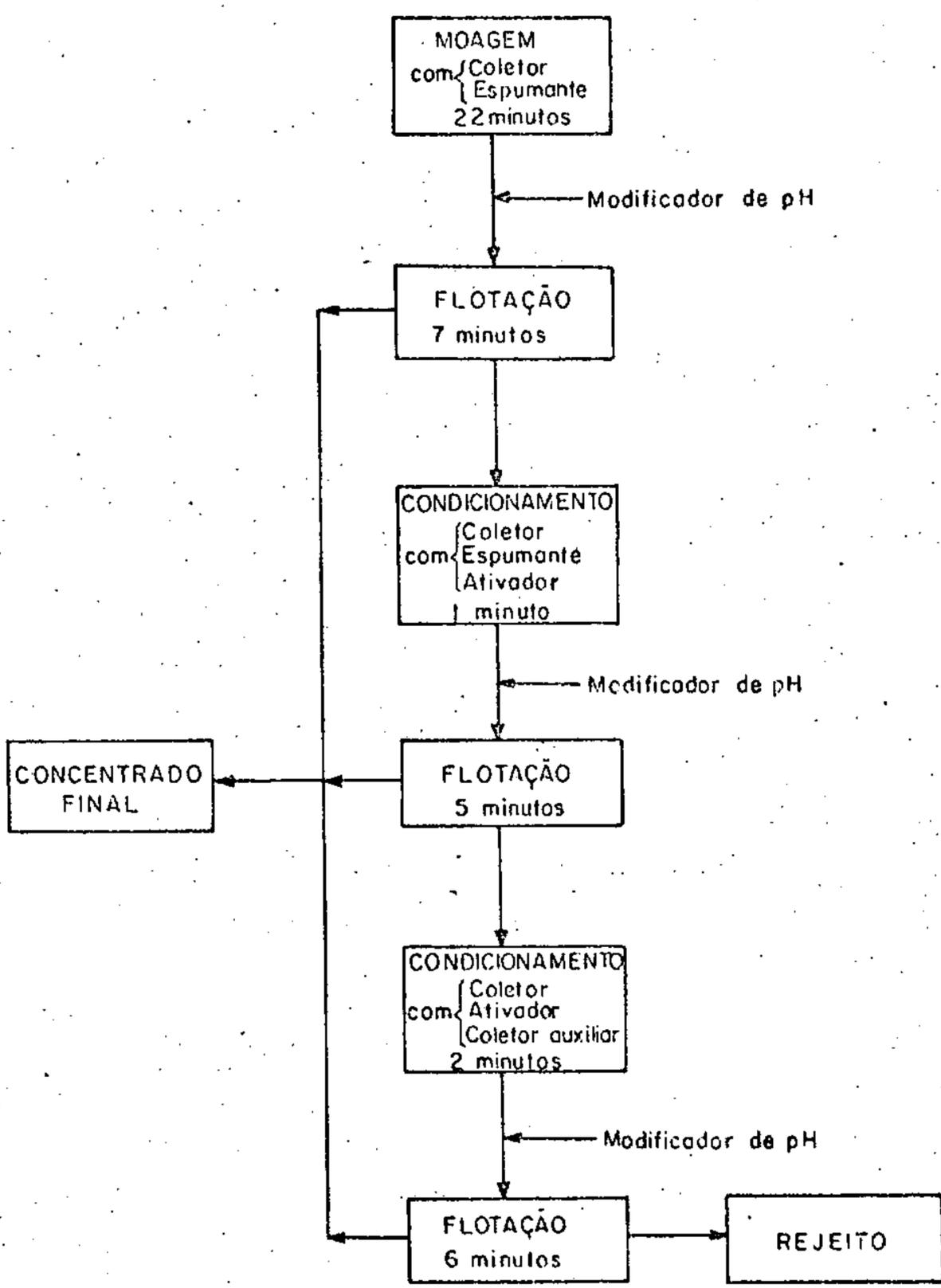


Fig 3 - FLUXOGRAMA UTILIZADO PARA FLOTAÇÃO COLETIVA DOS SULFETOS

C) Terceira Série de Ensaios

Tiveram o objetivo de testar o efeito da granulometria na flotação coletiva dos sulfetos. O minério foi então, moído em diferentes tempos. Houve uma queda tanto na recuperação de ouro, como no teor do concentrado, sendo que o melhor resultado, obtido no ensaio de nº 10 com 67% do minério < 100 malhas, foi bem inferior aos resultados alcançados nos ensaios anteriores, realizados em granulometria mais grossa, d 80 < 65 malhas. Os resultados dos ensaios de nº 10, 11 e 12 estão representados em anexos.

D) Quarta Série de Ensaios

Tiveram o objetivo de aumentar as recuperações de ouro e prata, através da utilização de outros sistemas de reagentes.

Foi estudada também a influência da quantidade do ativador da arsenopirita (sulfato de cobre) na flotação. Verificou-se um aumento significativo nas recuperações de ouro e prata com o aumento da quantidade de sulfato de cobre de 20 g/t para 70 g/t. O ensaio de nº 18 foi realizado em pH = 6, o que fez também aumentar a recuperação de ouro e prata.

Os resultados dos ensaios de nº 13, 14, 15, 16, 17 e 18 estão representados em anexo.

E) Quinta Série de Ensaios

Tentou-se diminuir a quantidade de reagentes, com a eliminação de agente coletor aereo 3477 Promotor (diiso

butil ditiofosfato de sódio) e do agente espumante ácido creosílico.

Isto acarretou uma redução de quase 10% na massa do concentrado.

A recuperação da prata também caiu para valores inferiores a 60%.

Como os concentrados dos ensaios realizados até então eram analisados pelo método "Via Úmida", e como as recuperações para ouro, calculadas a partir do teor médio de amostras médias do minério subiram até valores próximos a 100%, supôs-se que os teores de ouro e prata na alimentação tinham aumentado.

No ensaio de nº 19 o teor de ouro e prata do rejeito foram analisados pelo método "Fire Assay". Pode-se então confirmar um teor de 4,2 ppm de ouro na alimentação, valor este superior a média aritmética de amostras médias do minério que vinha até então sendo utilizado para o cálculo dos balanços metalúrgicos dos ensaios.

Os resultados dos ensaios de nº 19, 20, 21 e 22 estão representados em anexo.

F) Sexta Série de Ensaios

Tiveram o objetivo de aumentar as recuperações de ouro e prata em pH ácido. O pH era ajustado com solução de carbonato de sódio (10%), e notou-se um aumento considerável na massa do concentrado.

O melhor resultado foi obtido em pH = 5, obtendo-se uma recuperação de 86,8% para ouro e 85,2% para prata.

Os resultados dos ensaios de nº 23, 24 e 25 estão representados em anexo.

TESTE	MALHA MOAGEM	TEMPO CONDIC.	pH	REAGENTES (g/ton.)							
				AMIL XANTATO	Z ₁₂	AERO 3477	ÓLEO DE PINHO	ÁCIDO CRESILICO	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

< - Menor que o valor registrado.

Tabela 3 - Melhores condições dos ensaios de flotação.

TESTE	RECUPERAÇÃO DE MASSA (%)	TEOR ALIMENTAÇÃO (PPM)		TEOR REJEITO (PPM)		TEOR CONCENTRADO (PPM)		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

Tabela 4 - Melhores resultados dos ensaios de flotação.

* - 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

4.3. CONCLUSÕES (1ª ETAPA)

Os estudos da flotação coletiva em escala de laboratório do minério sulfetado de Eldorado, permitiram obter um concentrado com teores de 10,7 g/t de ouro e 70,0 g/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.

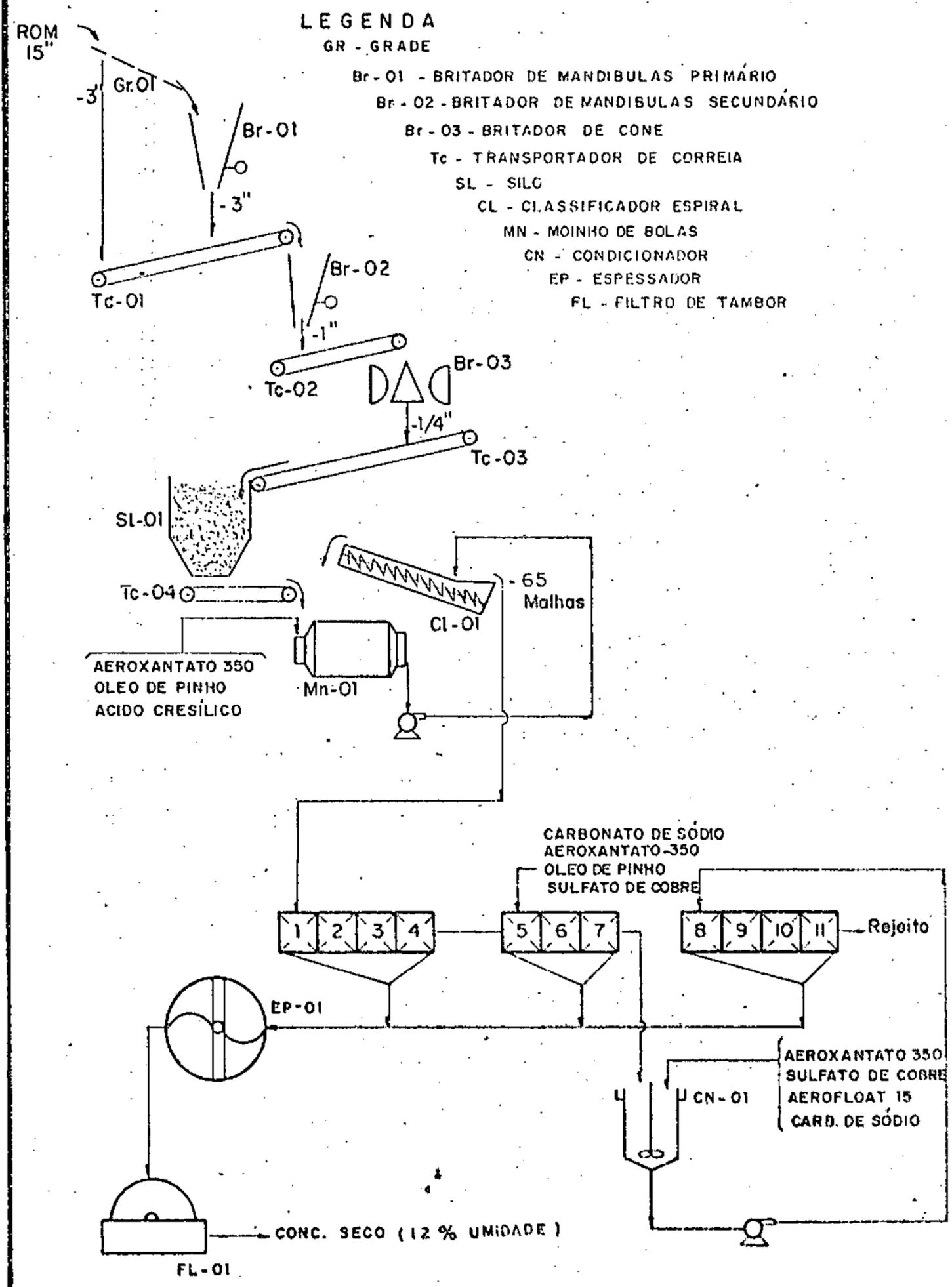
A recuperação de ouro poderia atingir valores superiores a 86%, caso parte do ouro não estivesse disseminado no mineral escorodita (10%), que não é recuperada na flotação coletiva dos sulfetos.

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

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

Baseado nos resultados obtidos foi elaborado um fluxograma preliminar para a concentração do minério de ouro de Eldorado (Ver figura 4).

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



ESTUDO DE EXTRAÇÃO DO MINÉRIO DE
OURO DE ELDORADO

(2^a etapa)

MARCUS GRANATO
Eng^o Metalurgico

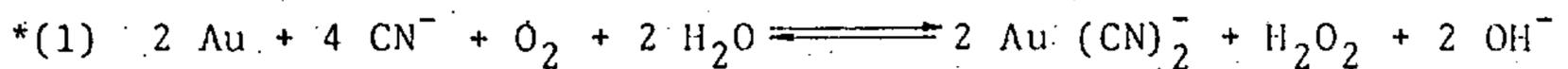
5. EXTRAÇÃO

5.1. Objetivo

Consiste, nesta etapa, em lixiviar o ouro e a prata de um concentrado de flotação, através de uma solução de cianeto alcalino, tendo em mente uma boa recuperação e um mínimo de gastos e operações.

5.2. Introdução

O processo de cianetação é um dos mais utilizados métodos para extração de ouro a partir de seus minérios ou concentrados. Foi desenvolvido por John Stewart Mac Arthur, a partir de 1887, na Escócia, espalhando-se pela maioria das partes do mundo onde se recupera ouro. A base do processo de cianetação é que soluções diluídas de cianeto de sódio ou potásio em meio aerado, tem o poder de dissolver preferencialmente as partículas de ouro metálico sobre outros materiais, geralmente presentes nos minérios a tratar. A reação geral que caracteriza o processo é a seguinte:



O mecanismo de reação é eminentemente eletroquímico, sendo uma forma de corrosão. A figura 1 permite uma visão esquemática do mecanismo de reação, onde o processo catódico caracterizar-se-ia pela redução do oxigênio, dissolvido na

* para a prata pode ser escrita uma reação similar.

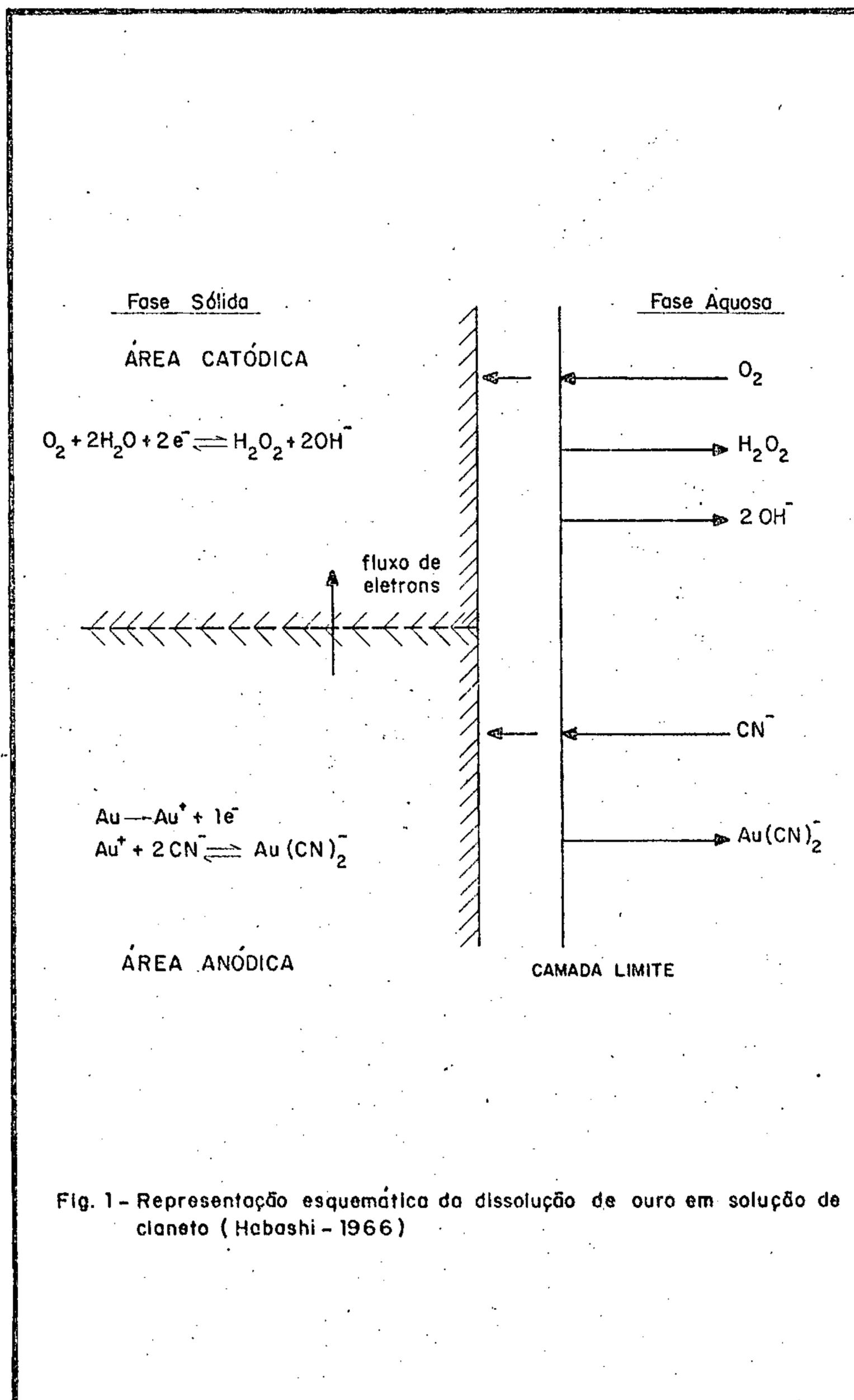
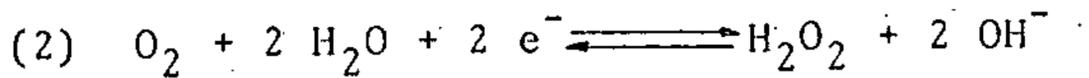
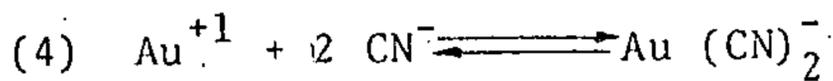
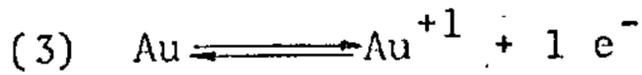


Fig. 1 - Representação esquemática da dissolução de ouro em solução de cianeto (Habashi - 1966)

solução, à peróxido de hidrogênio e íon hidroxila (reação 2).



e a reação anódica pela dissolução e complexação do ouro (reações 3 e 4) pelos íons CN^- .



A cianetação do ouro em ganga silicosa, sem outros compostos nocivos, não exige maiores cuidados. No entanto com a crescente procura por metais preciosos, o tratamento de minérios complexos tem-se tornado cada vez mais frequente, necessitando assim, que sejam pesquisados e introduzidos melhoramentos ao procedimento original a fim de tornar viável, técnica e economicamente, a recuperação. Os compostos que prejudicam o processo são denominados de cianicidas e influem consumindo cianeto, em reações paralelas à dissolução do ouro ou afetando a própria reação, de forma a passivar a superfície de reação, inibindo a dissolução. Entre estas substâncias podemos citar a pirrotita (FeS), azurita ($2 CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$), malaquita ($CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$), cuprita (Cu_2O), calcosita (Cu_2S), bornita ($FeS \cdot 2Cu_2S \cdot CuS$), realgar (As_2S_2), ouro-pigmento (As_2S_3), estibinita (Sb_2S_3); etc. (1)

As formas de lixiviação geralmente empregadas na cianetação são:

- percolação em tanques ou pilhas
- agitação

Nas duas primeiras alternativas, cuidados são necessários a fim de evitar segregação granulométrica, formação

de canais preferenciais e compactação do minério. Em pilhas a topografia do terreno é fator condicionante da viabilidade econômica e o investimento na planta é mais baixo, ideal para minérios de baixo teor. Em tanques a duração, em geral, é de 3 dias e não se adapta ao tratamento de grandes toneladas diárias, restringindo-se o nível de recuperação a no máximo 80%.⁽²⁾

Os testes que foram realizados em laboratório, para verificar a lixiviabilidade do minério, foram por agitação. Industrialmente utilizam-se tanques com agitadores mecânicos ou tanques pachuca.⁽³⁾

No caso os parâmetros da cianetação envolvidos são:

- granulometria do material;
- concentração de cianeto na solução;
- a relação líquido/sólido da polpa;
- aeração utilizada;
- temperatura;
- tempo de reação;
- velocidade de agitação e
- alcalinidade protetora do meio.

Esta última, 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.

O produto da flotação apresenta distribuição granulométrica da tabela 1. Referências bibliográficas⁽²⁾ citam que o ideal seria um produto abaixo de 200 #. Como não foi possível determinar o grau de liberação do ouro no minério,

foram realizados testes também com produto remoído (tabela 1).

DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DOS PRODUTOS TRATADOS

TABELA 1

FRAÇÃO #	MATERIAL % PASS.	CONCENTRADO DE FLOTAÇÃO	CONCENTRADO DE FLOTAÇÃO REMOÍDO
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

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

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

5.3. Procedimento Experimental

5.3.1. Material utilizado

- Etapa de lixiviação
 - . reator de vidro pyrex de 2 (l)
 - . medidor de pH digital - Beckman
 - . agitador mecânico COLE PARMER 1/14 HP
 - . termômetro
 - . aquecedor (opcional)
 - . banho-maria (opcional)
 - . distribuidor de ar
 - . filtros
 - . frascos de amostragem
 - . rotâmetro
- Etapa de ustulação
 - . analisador termogravimétrico diferencial -
- RIGAKU
 - . forno rotativo com reator de quartzo
 - . balão de nitrogênio
 - . bomba para injeção de ar
 - . registrador gráfico (temperatura x tempo)
 - . dessecador
 - . frascos lavadores com pirogalol e solução
de hidróxido de sódio
 - . rotâmetro.

5.3.2. Lixiviação

O material recebido foi homogeneizado e quarteado em amostras de 1 kg. Foi recolhida uma amostra, considerada representativa, e enviada para análise química, resultando nos teores da tabela 2.

ANÁLISE DE ALGUNS ELEMENTOS QUÍMICOS NOS PRODUTOS TRATADOS

TABELA 2

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	1,50

* em %

** em ppm

A etapa de cianetação era precedida por uma lixiviação com solução alcalinizada com óxido de cálcio (CaO), de pH 10,7. Este valor foi escolhido pela consulta a diversas fontes bibliográficas e considerado como otimizante, sendo mantido durante toda a cianetação com adições periódicas de óxido de cálcio a polpa. As medidas de pH eram tomadas de 20 em 20 minutos nas primeiras 2 horas e após de 45 minutos em 45 minutos, até o final do teste. O pH não deve ser mais elevado pois o efeito conjunto dos íons Ca^{++} e OH^- sobre a cianetação é prejudicial e de forma crescente com o pH, sendo o mecanismo ainda pouco conhecido. Talvez ocorra precipitação de peróxido de cálcio na superfície de reação⁽¹⁾. O volume de água a ser

utilizado era aferido em balões volumétricos e nos testes com aquecimento o nível era completado quando necessário. A temperatura era aferida continuamente, sendo o nível inferior de 25°C e o superior de 70°C . Esta foi escolhida por estar próxima da temperatura de máxima reação (85°C)⁽⁴⁾ e por diminuir ligeiramente as perdas por evaporação e decomposição de cianeto. A fonte de 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 figura 2 mostra o esquema utilizado em todos os experimentos.

A agitação da polpa foi promovida por um agitador mecânico sendo a intensidade constante em todos os testes e suficiente para manter os sólidos em suspensão. O borbulhamento (ar ou oxigênio) foi realizado com vazão controlada, medida em rotâmetro e de valor $2,5 \text{ (} 1 \text{ min}^{-1}\text{)}$. 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 10 ml 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 500 ml era retirada para análise de um número maior de elementos. O intervalo de tempo entre as 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, eram estocadas para tratamento de precipitação do cianeto contido como um composto estável, a fim de evitar contaminação dos efluentes na estação de tratamento de água. O procedimento utilizado era o seguinte:

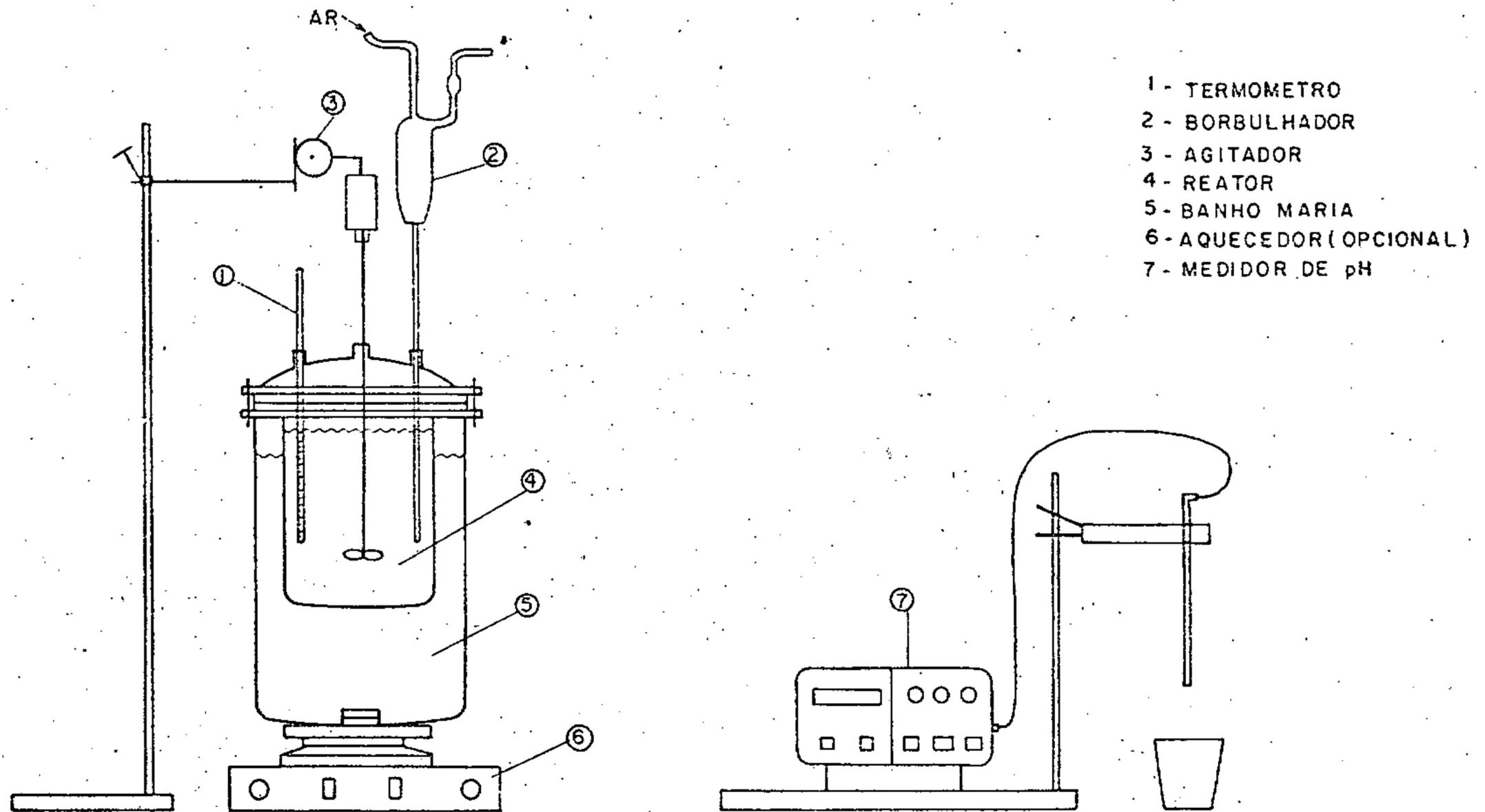
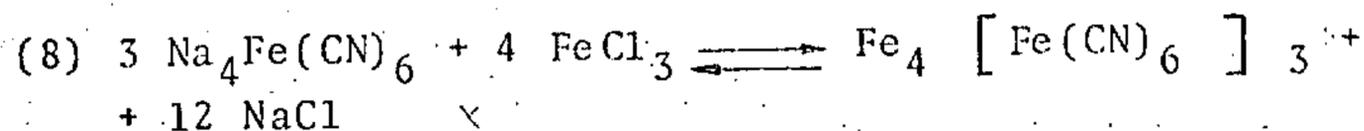
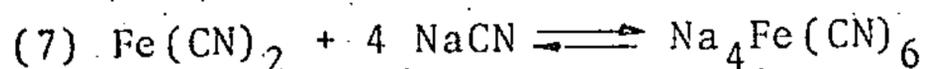
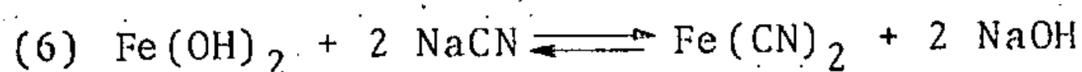
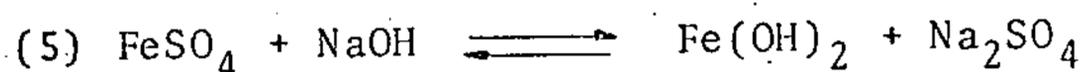


FIG. 2 - ESQUEMA UTILIZADO NOS EXPERIMENTOS DE LIXIVIAÇÃO

- a) alcalinização com solução de NaOH;
- b) mistura de alguns mililitros de solução concentrada de sulfato ferroso, levando a mistura à ebulição (forma-se $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$);
- c) acidificação com ácido clorídrico (HCl), para neutralização do excesso de álcali livre. Forma-se uma solução límpida;
- d) adição de cloreto férrico (FeCl_3), precipitando azul da prússia ($\text{Fe}_4 [\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$).

As reações envolvidas são as seguintes:



5.3.3. 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 do material de estudo (30 mg). Os gráficos obtidos e os diagramas de equilíbrio Fe-S-O (anexo 1) permitiram escolher a temperatura de ensaio 680°C .

O reator para o forno de ustulação era de quartzo, com capacidade útil máxima de 250 g, para o material em questão ($\rho = 4,27 \text{ g.cm}^{-3}$). Acima deste valor ocorriam problemas de homogeneidade do produto final. A velocidade de giro do reator foi de 3,7 rpm. Foram realizados testes com atmosfera redutora (N_2), oxidante (ar) e em dois estágios (1 hora com N_2 e 2,5 horas com ar). O nitrogênio utilizado era borbulhado em pirogalol e o ar percolava um dessecador para eliminar umidade. As vazões eram controladas por rotâmetro valendo $1,5 \text{ l.min}^{-1}$. A velocidade de injeção dos gases, através de uma lança, impedia o entupimento do tubo pela enorme quantidade de materia condensada na extremidade de saída do forno. Esta de cor variável entre o amarelo e vermelho foi identificada (difração de Raios-X) como sendo uma mistura de arsênio elementar e de seus sulfetos e óxidos.

Os gases efluentes eram borbulhados em solução de hidróxido de sódio para absorção dos compostos nocivos que não tivessem condensado e depois expelidos para fora do recinto de trabalho. 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).

5.4. Análise e Discussão dos Experimentos

Um total de 12 testes de cianetação foram realizados. 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

respostas obtidas estão na tabela 3. 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% mas isto devido a que 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 liq./sól. x conc. de CN^-);
- uma diminuição da granulometria do material, colocando-o todo abaixo de 200 #, a fim de tentar colocar o metal de interesse mais exposto;
- condições ótimas de borbulhamento (O_2 ao invés de ar).

Em todos os casos a recuperação esteve em torno de 35%. Como próximo passo, dentro do ponto de vista de utilizar lixiviação a quente e ustulação em último caso, pois ele varia os gastos, escolheu-se o teste de melhor resultado (4) e aumentou-se o tempo de duração do experimento para 50 horas (teste 7). Observamos que a recuperação aumentou substancialmente, mas o valor final foi ainda baixo para o objetivo do trabalho. O gráfico da figura 3 mostra a evolução da recuperação do ouro, em percentagem, com o tempo de ensaio. Como os ensaios 4 e 7 são em mesmas condições com duração diferente, observamos um comportamento bastante similar das curvas. Aumentar o tempo de duração além de 30 horas, em outro teste, não seria interessante pois a curva já alcançou uma configuração assintótica, indicando que o nível de recuperação não deve subir muito mais.

TABELA 3 - CONDIÇÕES UTILIZADAS NOS TESTES E RESPOSTAS OBTIDAS

TESTE	TEMPERATURA (°C)	TEMPO (h)	RAZÃO Liq./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	70	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

O oitavo teste foi realizado nas mesmas condições do anterior, com temperatura elevada. O gráfico da figura 4a permite verificar que o efeito da temperatura é positivo, como previsto, mas ainda insuficiente, com recuperação final de 52,2% em ouro. Nesse ponto resolveu-se ustular o material.

Os objetivos da etapa de ustulação foram:

- eliminação do arsênio e do antimônio existentes;
- formação de um produto com um mínimo de substâncias cianicidas (FeS), a fim de evitar alto consumo de cianeto de sódio;
- obtenção de um produto poroso (Fe_3O_4) que facilitasse a dissolução dos metais de interesse.

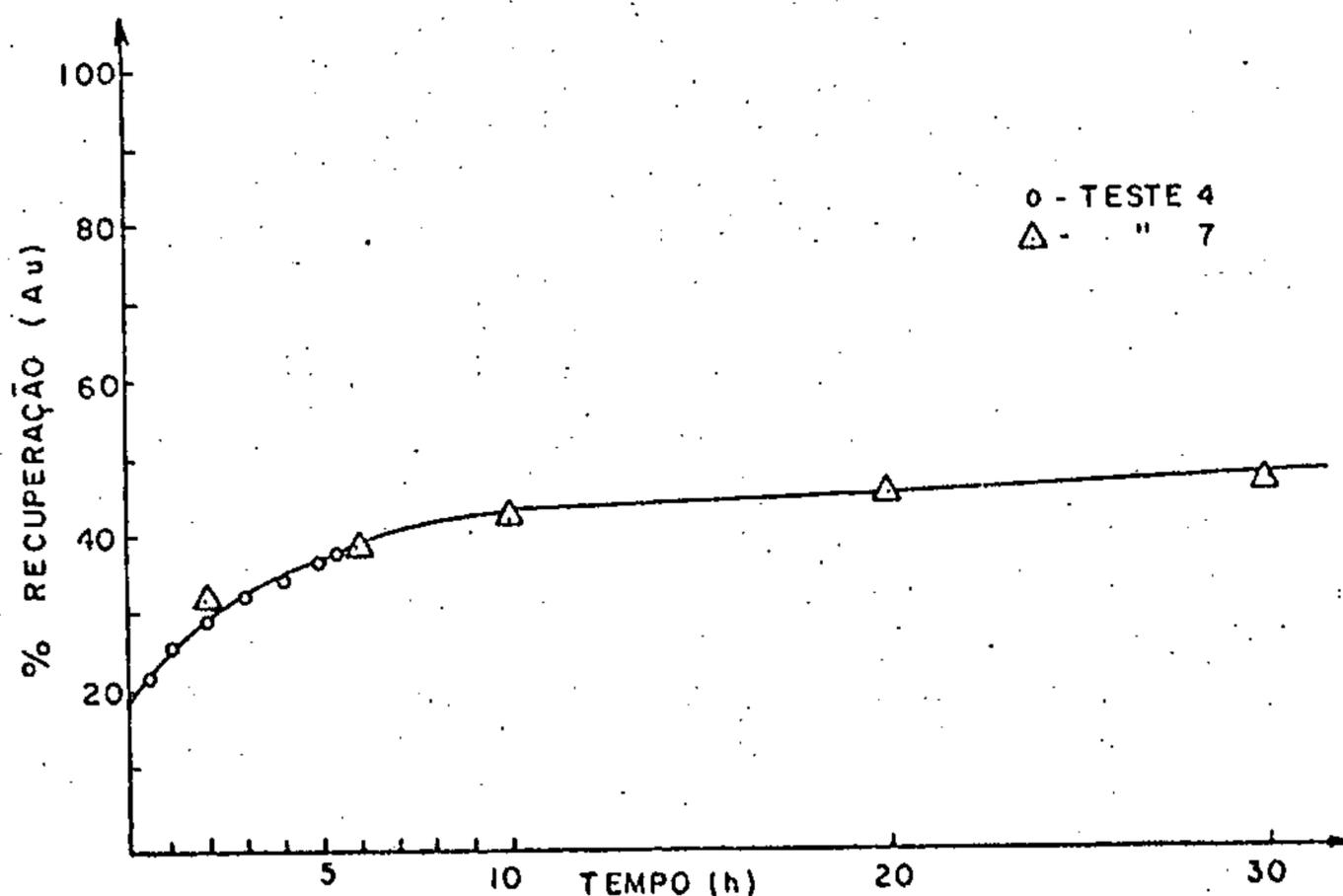


Fig. 3 - Recuperação do ouro x tempo de ensaio

A análise dos gráficos obtidos no TG-DTA (anexo 1) mostraram que o arsênio deve ser eliminado em torno de 460°C (primeiro pico exotérmico) na forma de trióxido (As_2O_3), em atmosfera oxidante ou como sulfeto (As_2S_2) a 560°C em atmosfera inerte. Os dois últimos picos correspondem à saída do enxofre da arsenopirita (FeAsS) e a saída do sulfeto.

Os diagramas de estabilidade de Fe-S-O (anexo 1) mostram que o aumento da temperatura favorece a formação do produto desejado - Magnetita -, ao mesmo tempo pela grande quantidade de enxofre existente no material as condições da atmosfera de um forno industrial devem ser rarefeitas em oxigênio, permitindo a formação de magnetita em temperaturas não muito elevadas e impossibilitando a formação de $\text{FeAsO}_4^{(5)}$. Este composto, estável, impede a liberação do arsênio. A temperatura indicada estaria na faixa de 600 a 700°C . Em laboratório optou-se por uma marcha em dois estágios (N_2/ar) a 680°C , que pelos resultados de difração de Raios-X mostrou-se a mais interessante para o caso.

O produto de quatro ustulações, em idênticas condições, foi submetido à cianetação à temperatura ambiente (teste 8), mantendo as mesmas condições do teste 7. O gráfico da fig. 4b mostra que a influência de uma etapa de ustulação para lixiviação à baixa temperatura não é significativa, obtendo-se recuperações idênticas. Já o mesmo material submetido à lixiviação à quente (teste 9) forneceu recuperação elevada tanto para o ouro como para a prata, numa taxa de reação bastante alta. A queda observada após o pico de recuperação deve ser explicada pela exposição de pequenas partículas de FeS ainda existentes que ao serem lixiviadas liberariam íons Fe^{2+} , agentes redutores que promoveriam uma diminuição da concentração de ouro. Deve ser levada em conta a incerteza nas análises químicas.

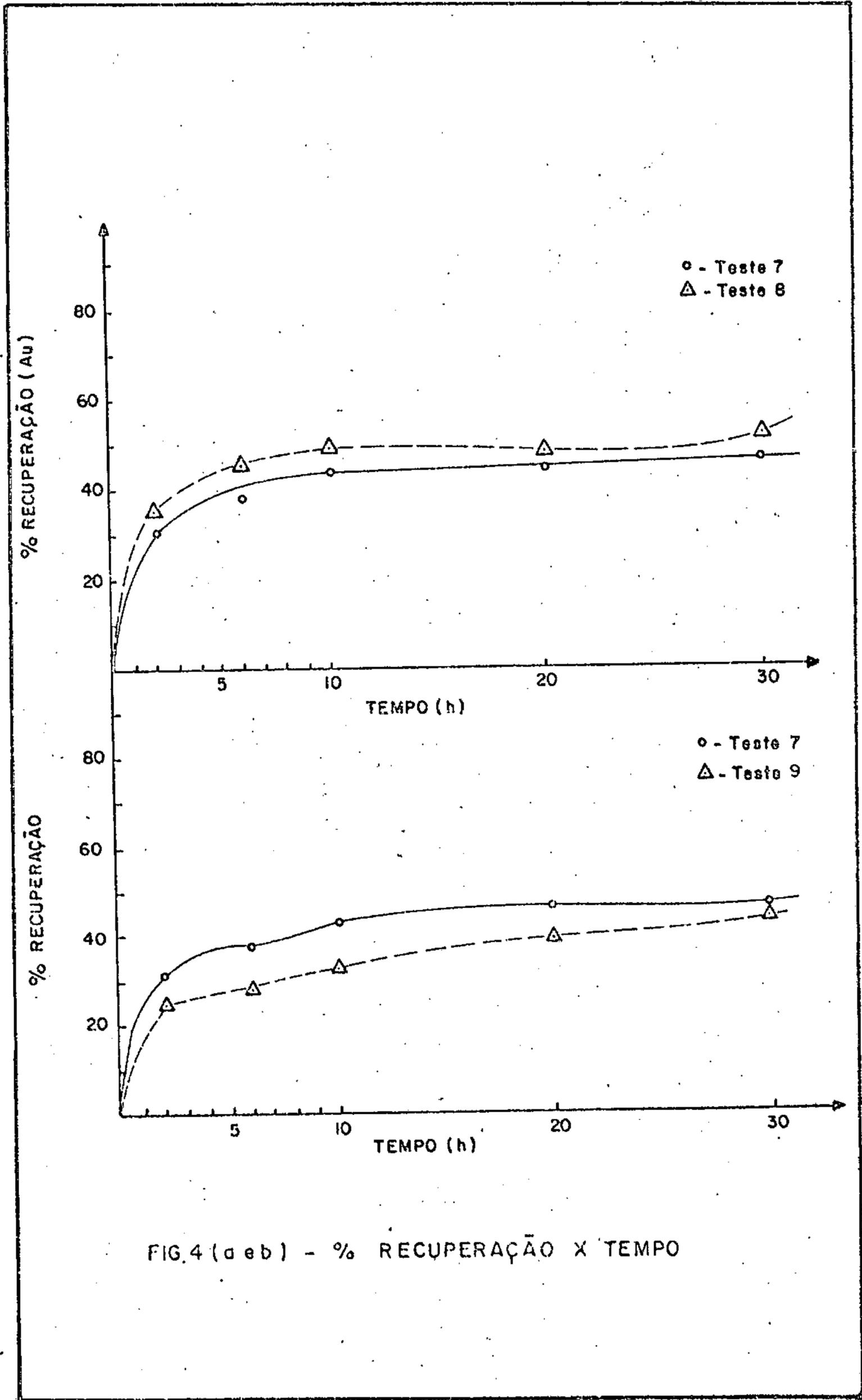


FIG.4 (a e b) - % RECUPERAÇÃO X TEMPO

cas, pelo teor baixo de ouro nas amostras. No entanto o nível alcançado é alto o suficiente para considera-lo excelente mesmo com as flutuações envolvidas. As figuras 5a e 5b permitem observar a influência da ustulação quando a temperatura é elevada (70°C) (teste 10) e da temperatura com material ustulado (teste 11). Fica caracterizado que individualmente os efeitos não são significativos 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 e reprodutividade (teste 12). O fluxograma simplificado de uma unidade industrial de extração está a seguir (fig. 6).

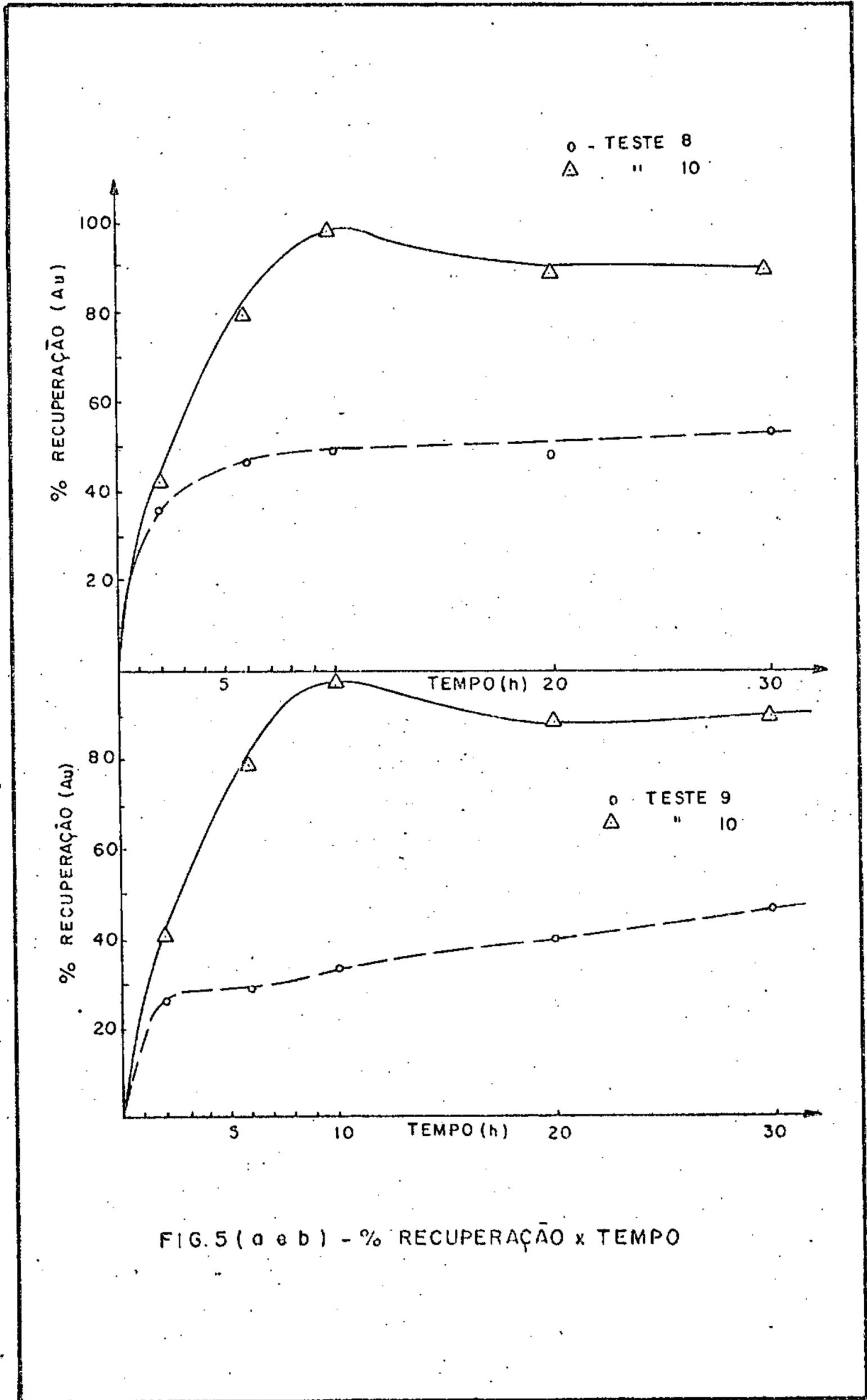
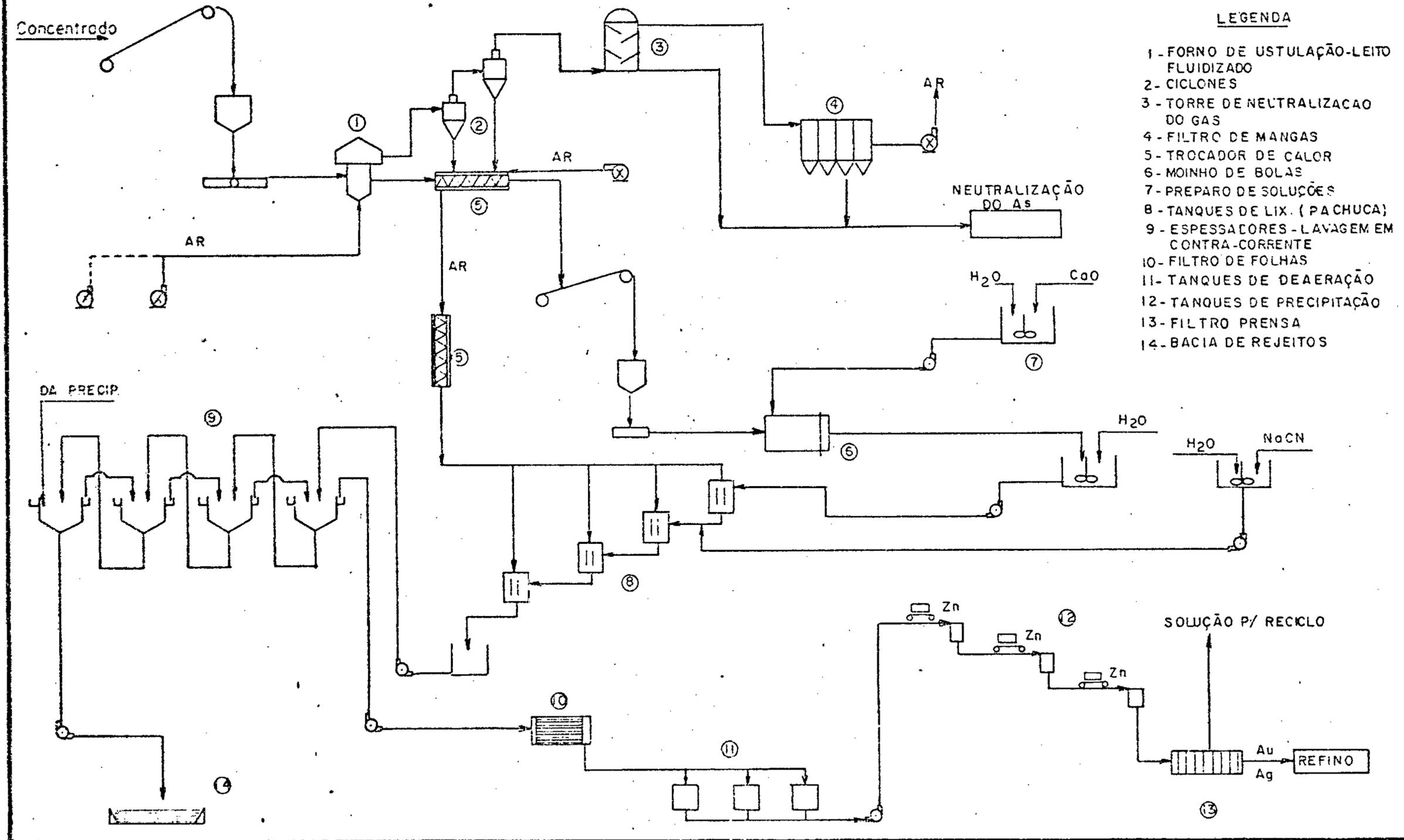


FIG. 5 (a e b) - % RECUPERAÇÃO x TEMPO

FIG. 6 - FLUXOGRAMA SIMPLIFICADO DA EXTRAÇÃO



LEGENDA

- 1 - FORNO DE USTULAÇÃO-LEITO FLUIDIZADO
- 2 - CICLONES
- 3 - TORRE DE NEUTRALIZAÇÃO DO GAS
- 4 - FILTRO DE MANGAS
- 5 - TROCADOR DE CALOR
- 6 - MOINHO DE BOLAS
- 7 - PREPARO DE SOLUÇÕES
- 8 - TANQUES DE LIX. (PACHUCA)
- 9 - ESPESSADORES - LAVAGEM EM CONTRA-CORRENTE
- 10 - FILTRO DE FOLHAS
- 11 - TANQUES DE DEAERAÇÃO
- 12 - TANQUES DE PRECIPITAÇÃO
- 13 - FILTRO PRENSA
- 14 - BACIA DE REJEITOS

5.5. Conclusões

1. O concentrado fornecido não é possível 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. É necessário uma remoagem do material, após a ustulação, para se obter um produto abaixo de 200 μ .
5. 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
6. A ustulação e a temperatura apresentam uma interação significativa, resultando em alta recuperação, individualmente não apresentam o mesmo nível de efeito.
7. O nível de recuperação de ouro e prata esteve acima dos 94% nas condições acima citadas.
8. O consumo de cianeto ficou em torno dos 3 kilogramas por tonelada de concentrado tratada.

5.6. Bibliografia Consultada (Extração)

- 1- N. HEDLEY, H. TABACHNICK - "Chemistry of Cyanidation" - Cyanamid Company - (1968)
- 2- W.D. DE OLIVEIRA, J.A. FEITOSA - "Hidrometalurgia Aplicada a Minérios de Ouro" - "VII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios" - (1981).
- 3- J.M. JOSA, J.L. MERINO Y.P. CRASÓS - "El empleo de reactores pachuca en hidrometalurgia" - Rev. Metal CENIM - Vol. 3 (1967).
- 4- F. HABASHI - "Principles of Extrative Metallurgy"- Vol. 2 - Gordon and Breach, Science Publishers inc. - (1970).
- 5- A. VIAN, C. IRIARTE AND A. ROMERO - "Fluidized Roasting of Arsenopyrites" - I & EC - Process Design and Development vol. 2, nº 3, July (1963).
- 6- I.J. WEISENBERG, P.S. BAKSHI, A.E. Vervaert - "Arsenic Distribution and Control in Copper Smelters" - Journal of Metals (38-44), october (1979).
- 7- D.C. CASTRO - "Experimentación de Minerales de Oro Y Plata por el Proceso de Cianuración - Comission de Formento Minero - Mexico (1967).
- 8- "Gold Metallurgy in South Africa" - The Leaching of gold (304-327).

- 9- M. LESOILLE, L. EVERARD ET A. VAN LIERDE -
- "Traitement de pyrite et arsénopyrite aurifères
par grillage et cyanuration" - Industrie Minérale-
Minéralurgie; Juin (1977).
- 10- H.J. HEINEN; G.E. Mc CLELLAND AND R.E. LUIDSTROM -
- "Recovery of Gold from Arsenopyrite Concentrates
by Cyanidation - Carbon Adsorption" - RI 8458 -
- Bureau of Mines.
- 11- R. WAYNE WHITACRE AND C.S. PEARSE - "Arsenic and
environment" - MIB - 17; May (1974).
- 12- T. SALMAN, E. STANBOLIARDIS, J. MCHARDY - "The
effect of copper ions in Cyanidation of a Gold
ore" - CIM Bulletin, March (1976).
- 13- A.K. BISWAS, W.G. DAVENPORT - "Extractive Metallurgy
of Copper" - Pergamon Press - (1976).

ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE ECONÔMICA
DO PROJETO ELDORADO
(3^a etapa)

JOSÉ RAIMUNDO DE CARVALHO
Economista

IDEL HALFEN
Estagiário

6.1. INTRODUÇÃO

O objetivo do presente trabalho é fornecer uma pré-viabilidade econômica para a lavra, beneficiamento e metalurgia do ouro e da prata da jazida de Eldorado localizada no Vale da Ribeira, Estado de São Paulo, pertencente a CPRM.

Este estudo prevê a lavra de 111.000 t/ano de minério que, após o seu beneficiamento produzirá 40.500 t/ano de concentrado com teores de 10,7 g/t de Au e 70,0 g/t de Ag, perfazendo assim, uma produção anual de 407 kg de ouro metálico e 2.664 kg de prata metálica.

Considerando-se uma reserva de 1,1 Mt (milhões de toneladas) de minério, que será lavrada pelo método de lavra a céu aberto, a vida útil da jazida para o estudo técnico-econômico foi prevista em 10 anos.

A lavra, bem como a etapa de britagem do minério funcionarão em 2 turnos de 8 h/dia, enquanto o beneficiamento do minério e a metalurgia extrativa funcionarão em regime de 24 h/dia, ou seja 3 turnos.

O silo terá capacidade para armazenar 810 toneladas de minério, o que permitirá uma manutenção preventiva diária nos equipamentos envolvidos nas etapas de britagem e na lavra.

O ano, para efeito do estudo técnico-econômico será de 300 dias.

6.2. Investimentos Iniciais

Para o projeto em questão, foram considerados os seguintes componentes de investimentos:

6.2.1. Obras Cíveis

Baseando-se em experiências anteriores do CETEM, estimou-se o custo dos investimentos em obras cíveis para um projeto deste porte em cerca de Cr\$ 40 milhões, referindo-se à terraplanagem, drenagem, construção, bases de concreto, etc.

6.2.2. Lavra

Os investimentos da fase de lavra referem-se à equipamentos que, segundo previsões, deverão somar cerca de Cr\$ 51.940 mil, conforme será visto no quadro VII.

6.2.3. Beneficiamento

Os investimentos do beneficiamento referem-se, aos equipamentos, tendo gastos previstos em torno Cr\$ 100.000 mil

6.2.4. Metalurgia

Para a metalurgia, os equipamentos, que se cons_tituem como os investimentos desta fase, deverão representar um total estimado de Cr\$ 250.000 mil.

6.2.5. Capital do Giro

Estimou-se um capital de giro de Cr\$ 57.667 mil, valor este correspondente a 5% dos investimentos totais do empreendimento, somado ao valor das despesas do primeiro mes de operação.

6.3. Custos Operacionais

Foram considerados como custos operacionais do projeto os custos de mão-de-obra e insumos. Dentre estes, os custos de energia elétrica e combustível foram estimados com base em índices estatísticos.

Assim os custos operacionais somaram Cr\$ 250.740 mil.

6.3.1. Mão-de-obra

Para as 3 fases do projeto (lavra, beneficiamento e metalurgia) estimou-se um custo de mão-de-obra em torno de Cr\$ 154.444 mil/ano, conforme é demonstrado nos Quadros I, II, III e VI.

6.3.2. Insumos

Para a fase de lavra os insumos considerados referiram-se apenas a combustíveis, enquanto para beneficiamento e metalurgia os insumos são representados pelos reagentes e ainda um gasto adicional com energia elétrica (ver Quadro IV).

QUADRO I - CUSTO DE MÃO DE OBRA DA LAVRA

Profissões	Salário/Mês (Cr\$)	Salário/Ano (Cr\$)
1 Engenheiro	160.000	1.920.000
1 Técnico	50.000	600.000
1 Motorista de Trator	35.000	420.000
1 Motorista de pá-carregadeira	35.000	420.000
2 Motorista de caminhão	50.000	600.000
2 Auxiliares	35.000	420.000
3 Ajudantes	45.000	540.000
TOTAL	410.000	4.920.000

Custo total/ano = 7.872.000 x 2 (turnos) = 15.744.000

multiplicador de 1,6 sobre o salário para pagamento de encargos sociais.

QUADRO II - CUSTO DE MÃO DE OBRA DO BENEFICIAMENTO

Profissões	Salário/Mês (Cr\$)	Salário/Ano (Cr\$)
1 Engenheiro de Minas	160.000	1.920.000
4 Técnicos de Mineração	200.000	2.400.000
4 Operadores de Britagem	108.000	1.296.000
4 Operadores de Flotação	120.000	1.440.000
4 Operadores de Moagem e Preparação de reagentes	120.000	1.440.000
TOTAL	708.000	8.496.000

Custo total/ano = 13.593.600

Multiplicador de 1,6 sobre o salário para pagamento de encargos sociais.

QUADRO III - CUSTO DE MÃO DE OBRA DA METALURGIA

Profissões	Salário/Mês (Cr\$)	Salário/Ano (Cr\$)
F O R N O		
1 Engenheiro	160.000	1.920.000
2 Operadores	124.000	1.488.000
4 Auxiliares	80.000	960.000
O U T R O S S E T O R E S D A P L A N T A		
1 Engenheiro	160.000	1.920.000
1 Operador de moagem	62.000	744.000
1 Auxiliar de moagem	20.000	240.000
1 Operador de decantação (Chefe)	79.000	948.000
1 Operador ajudante	50.000	600.000
3 Auxiliares de decantação	60.000	720.000
1 Operador de filtro prensa	62.000	744.000
1 Operador de precipitação	62.000	744.000
1 Operador de filtro folha	62.000	744.000
2 Auxiliares de precipitação	40.000	480.000
1 Operador de preparo de solução	62.000	744.000
2 Auxiliares de preparo de solução	40.000	480.000
2 Bombeiros	100.000	1.200.000
R E F I N O		
1 Engenheiro	160.000	1.920.000
3 Operadores	186.000	2.232.000
3 Auxiliares	60.000	720.000
TOTAL	1.629.000	19.548.000

Custo total/ano = 31.276.800 x 4 (turnos) = 125.107.200
multiplicador de 1,6 sobre o salário para pagamento de encargos sociais.

QUADRO IV - CUSTO DE INSUMOS ANUAIS

Unidade: Cr\$

Ítems	Fases	Lavra	Beneficiamento	Metalurgia	Total
Combustíveis		120.000	-	-	120.000
Energia elétrica		-	-	-	72.000
Reagentes		-	22.224.000	73.879.200	96.103.200
TOTAL		120.000	22.224.000	73.879.200	96.295.200

QUADRO V - CUSTOS ANUAIS DE REAGENTES

Reagentes	Consumo	% Preço (Cr\$)	Custo/Dia (Cr\$)
<u>Beneficiamento</u>			<u>74.080</u>
Óleo de Pinho	12 kg/dia	405,00/kg	4.860
Ácido Cresílico	30 kg/dia	1.230,00/kg	36.900
Sulfato de Cobre	26 kg/dia	560,00/kg	14.560
Carbonato de Sódio	61 kg/dia	79,50/kg	4.850
Aerofloat - 15	5,5 kg/dia	540,00/kg	2.970
Aeroxantato - 350	28,0 kg/dia	355,00/kg	9.940
<u>Metalurgia</u>			<u>246.264</u>
Água	-	Não Considerado	-
Cianeto de Sódio	300 kg/dia	575,00/kg	172.500
Óxido de Cálcio	2.000 kg/dia	27,00/kg	54.000
Sulfato Ferroso	10 kg/dia	1080,00/kg	10.800
Zinco Metálico (Pó)	18 kg/dia	498,00/kg	8.964
TOTAL/DIA			<u>320.344</u>
TOTAL/ANO	(300 dias de operação)		96.103.200

QUADRO VI - CUSTOS OPERACIONAIS ANUAIS

Cr\$ 1000,00

Ítems	Custos
<u>Mão-de-obra</u>	<u>154.444</u>
lavra	15.744
beneficiamento	13.593
metalurgia	125.107
<u>Insumos</u>	<u>96.295</u>
reagentes	96.103
combustíveis	120
energia elétrica	72
Matéria prima	Não considerado
TOTAL	250.740

6.4. Custos e Investimentos

Baseando-se na programação de lavra, beneficiamento e metalurgia, foram dimensionados e calculados os custos dos equipamentos do projeto:

a) Lavra

A listagem e o custo dos equipamentos da fase de lavra encontra-se no Quadro VII.

QUADRO VII - CUSTO DOS EQUIPAMENTOS DE LAVRA

Cr\$ 1000,00

Equipamentos	Marca/Modelo	Custo Unitário	Custo Total
2 caminhões	MB-LK1513	4.400	8.800
1 trator de lâmina	D-6D	19.800	19.800
1 pá carregadeira	930-2a	14.000	14.000
1 compressor	4 jardas cúbicas	2.340	2.340
2 martelos	atlas-copco 160 ft ³	3.500	7.000
TOTAL	-	-	51.940

b) Beneficiamento

Baseado em levantamento de preço para os equipamentos dimensionados para esta etapa, encontrou-se um valor de Cr\$ 100 milhões, conforme listagem a seguir.

LISTA DE EQUIPAMENTOS DE BENEFICIAMENTO

<u>Equipamentos</u>	<u>Preços (Cr\$)</u>
1. Grade de 3" para escalpe da alimentação do britador primário _____	20.000,00
2. Britador de mandíbulas primário de 1 eixo (24" x 30") com capacidade para 50 t/h abertura de saída = 3" _____	10.000.000,00
3. Britador de mandíbulas secundário de 1 eixo (80 cm x 13 cm) com capacidade para 46 t/h abertura de saída = 1" _____	3.096.100,00
4. Rebritador de cone (90 F-médio) com capacidade para 26 t/h - abertura de saída = 1/4" _____	9.350.000,00
5. Transportador de correias, com largura da correia = 20" extensão = 50 m e 1 rolete _____	2.370.000,00
6. Transportador de correias, com largura da correia = 16" extensão = 30 m e 1 rolete _____	3.647.000,00
7. Transportador de correias, com largura da correia = 16" extensão = 60 m e 1 rolete _____	3.674.000,00
8. Transportador de correia, com largura da correia = 16" extensão = 20 m e 1 rolete _____	3.535.000,00
9. Silo com capacidade para 810 t (10 x 9 x 9 m) _____	1.080.000,00
10. Classificador espiral com capacidade para 15,7 t/h de overflow, diametro 42" espiral malha de corte 65 #. _____	5.500.000,00
11. Moinho de bolas (1,52 m Ø x 1,52 m comp.) potencia - 54 HP (carga de bolas) = 4,19 ton 40% - 2" 1676 kg 45% - 1,5" 1886 kg 15% - 1,0" 629 kg _____	1.800.000,00
12. 11 células de flotação de 100 ft ³ _____	4.500.000,00
13. 1 condicionador para 3.000 litros _____	2.500.000,00
14. Espessador com 12,5 m de raio _____	8.750.000,00
15. Filtro de tambor com 6,5 m ² de área tempo de ciclo = 90 seg, capacidade de produção = 5300 kg/hora _____	40.000.000,00
TOTAL _____	99.822.100,00

c) Metalurgia

Para esta etapa os equipamentos tiveram seus custos estimados em Cr\$ 250 milhões.

d) Equipamentos auxiliares

Para efeito de cálculo, estimou-se os equipamentos auxiliares do projeto em 30% do valor total dos equipamentos principais, perfazendo um total de Cr\$ 120.582 mil.

e) Custos totais dos equipamentos

O investimento total em equipamentos é cerca de Cr\$ 522 milhões, conforme apresentado no Quadro VIII.

QUADRO VIII - INVESTIMENTOS EM EQUIPAMENTOS

Unid.: Cr\$ 1.000,00

Equipamentos	Valor
Lavra	51.940
Beneficiamento	100.000
Metalurgia	250.000
SUB-TOTAL	401.940
Auxiliares (30% do Sub-total)	120.582
TOTAL	522.522

f) Investimentos totais do empreendimento

Os investimentos totais para o empreendimento somaram Cr\$ 793 milhões, conforme apresentado no Quadro IX.

QUADRO IX - INVESTIMENTOS TOTAIS DO EMPREENDIMENTO

Ítems	Cr\$ 1000,00
1. Equipamentos principais do projeto	401.940
2. Equipamentos auxiliares (30% do 1.)	120.582
3. Montagem e instalações eletromecânicas (15% de 1. + 2.)	78.378
4. Obras civis	40.000
5. Serviços de engenharia, gerenciamento (8% de 1. + 2. + 3. + 4.)	51.272
6. Impostos (5% de 1. + 2.)	26.126
7. Transportes e seguros (3% de 1. + 2.)	15.675
8. Móveis e utensílios	1.500
SUB-TOTAL	735.473
Capital de Giro	57.667
TOTAL	793.140

OBS.: Valores dos ítems 2, 3, 5, 6, 7 segundo estimativas.

6.5. Quota de Exaustão, IUM

Pela legislação em vigor, considerando-se o tempo de exploração da jazida em 10 (dez) anos a quota de exaustão que incide sobre a receita bruta do investimento é de 20% ao ano.

Assim sendo: Receita Bruta Anual = Cr\$ 1.002.912 mil

20% da Receita Bruta Anual = Cr\$ 200.582 mil

Quanto ao imposto único sobre minerais, no caso do ouro, o IUM que incide sobre a receita bruta anual é de 1,0% (um por cento).

Assim sendo: Receita Bruta Anual = Ce\$ 1.002.912 mil

1% de Receita Bruta Anual = 10.029 mil

6.6. Receita Total do Projeto

A previsão de receita do empreendimento será dada pela multiplicação da quantidade de ouro metálico e prata metálica prevista para o projeto pelo preço dos 2 metais na praça do Rio de Janeiro em abril de 1982, segundo a seguinte fórmula:

$$RT = q \times p$$

onde: RT = receita total
q = quantidade
p = preço

6.6.1. Receita total prevista do ouro

Preço do ouro = Cr\$ 2.200,00/grama

Previsão de produção/ano = 1358 g/dia x 300 dias/ano.
= 407.400 g/ano. = 407,4 kg/ano

Previsão de receita/ano = 407.400 g x Cr\$ 2.200,00/g
= Cr\$ 896.280.000,00/ano

6.6.2. Receita total prevista da prata

Preço da prata = Cr\$ 40,00/g

Previsão de produção/ano = 8.886 g/dia x 300 dias/ano
= 2.665.800 g/ano = 2.665kg/ano

Previsão de receita/ano = 2.665.800 g x Cr\$ 40,00/g
= Cr\$ 106.632.000,00

6.6.3. Receita total prevista (ouro + prata)

Receita total do ouro = Cr\$ 896.280.000,00/ano

Receita total de prata = Cr\$ 106.632.000,00/ano

TOTAL Cr\$ 1.002.912.000,00/ano

6.7. Fluxo de Caixa Descontado

Para o fluxo de caixa descontado adotou-se apenas uma (1) hipótese de produção, não sendo considerada nenhuma outra variável para o projeto em questão, o que, assim, não gerou nenhuma outra hipótese para desconto de fluxo de caixa.

A taxa de retorno pela fórmula do valor atual encontrada será comparada com as taxas de retorno obtidas em outras alternativas de investimento, para, através desse confronto, testar-se a viabilidade econômica do investimento no empreendimento ora estudado.

Retorno de alguns investimentos no ano de 1981:

1- ORTN	_____	87% a.a.
2- US\$	_____	109% a.a.

Para o teste de confronto, a taxa de retorno do empreendimento anual deverá se situar acima de 87% a.a. (menor retorno das alternativas) que representa o investimento em obrigações reajustáveis do tesouro nacional. Caso a taxa de retorno situe-se acima da taxa de 87% a.a. será decidido pela viabilidade econômica do empreendimento. Em caso contrário, o empreendimento será inviável.

CONCLUSÕES

Após o desconto do fluxo de caixa do empreendimento, obteve-se uma taxa de retorno de cerca de 69% ao ano para o projeto.

Situando-se esta taxa abaixo das consideradas como comparativas (ORTN = 87% a.a. e US\$ = 109% a.a.), decidiu-se pela inviabilidade do empreendimento, sob o ponto de vista estritamente financeiro, embora a taxa de retorno de 69% a.a. para o empreendimento, mostre-se bastante atrativa para um projeto do setor mineral no país.

Contudo, sabe-se que, sendo o ouro um metal de grande oscilação em suas cotações, oscilações estas que podem ser geradas por qualquer instabilidade financeira do mercado internacional, o estado atual de inviabilidade do projeto pode vir a ser mudado se ocorrerem futuras variações positivas na cotação do metal. Outro fator a ser considerado neste estudo de viabilidade seria a geração de desenvolvimento sócio-econômico para a região, por ser o projeto gerador de empregos e desenvolvimento da economia da região, visto ser esta, qualificada como carente em aspectos gerais.

Outro fator a ser assinalado é que somente uma escala de produção foi prevista para o projeto devendo ser testadas outras escalas, com maior volume de produção anual. Isto acarretará um aumento da receita total bruta do empreendimento, fazendo com que aumente a taxa de retorno, sem elevar significativamente os custos operacionais.

Por fim, conclui-se que o projeto não se mostra totalmente inviável, sob o aspecto econômico. Esta afirmação

se prende ao fato da demanda interna do ouro ser suprida por grandes importações o que justificaria a implantação do projeto.

PROJETO EL DORADO
FLUXO DE CAIXA DO EMPREENDIMENTO

Unidade: Cr\$ 1.000,00

ÍTEM	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
(+) Receita total do Empreendimento		1.002.912	1.002.912	1.002.912	1.002.912	1.002.912	1.002.912	1.002.912	1.002.912	1.002.912	1.002.912
(-) Custo operacional		250.740	250.740	250.740	250.740	250.740	250.740	250.740	250.740	250.740	250.740
(+) Saldo Operacional		752.172	752.172	752.172	752.172	752.172	752.172	752.172	752.172	752.172	752.172
(-) IUM (1% sobre a receita)		10.029	10.029	10.029	10.029	10.029	10.029	10.029	10.029	10.029	10.029
(-) Depreciação		73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600
(-) Quota de extaustão (20%)		200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582
(-) PIS (0,8% sobre a receita)		8.023	8.023	8.023	8.023	8.023	8.023	8.023	8.023	8.023	8.023
(+) Investimentos capitalizados	735.473	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
(+) Valor residual dos equipamentos	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	20.000
(+) Capital de giro	57.667	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
(+) Receita tributável		459.938	459.938	459.938	459.938	459.938	459.938	459.938	459.938	459.938	479.938
(-) Imposto de renda (55%)		160.978	160.978	160.978	160.978	160.978	160.978	160.978	160.978	160.978	167.978
(+) Lucro após Imposto de renda		298.960	298.960	298.960	298.960	298.960	298.960	298.960	298.960	298.960	311.960
(+) Depreciações		73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600	73.600
(+) Quota de exaustão (20%)		200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582	200.582
(-) Reposição de equipamentos		-	-	-	-	120.582	-	-	-	-	-
Fluxo de Caixa		573.142	573.142	573.142	573.142	452.560	573.142	573.142	573.142	573.142	586.142
Fluxo de Caixa Descontado	793.140	= 573.142 (P/A ₁ , 4) + 452.560 (P/F ₁ , 5) + 573.142 (P/A ₁ , 4) + (P/F ₁ , 5) + 586.142 (P/F ₁ , 10)									
Taxa de retorno = 69 %/Ano		Sendo: P = Valor Presente F = Valor Futuro A = Valor Atual									

ANEXOS (1^a ETAPA)

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensaio de Flotação nº : 03

Objetivo: Definir o pH para a flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Etil Xantato de Sódio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60.6		90	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	9						340	
Condicionamento	1		9	30		10			50	
Flot. 2ª Rougher	5		9							
Condicionamento	2		9	30			15	20	50	
Flot. 3ª Rougher	6		9							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (PPM)	Ag (PPM)	S	Au	Ag	S
Concentrado	28.4			29.2			79.7
Rejeito	71.6			* 9.9			20.3
Allimentação	100.0			** 10.4			100.0

Tempo de Condicionamento 25 minutos

* Teor calculado

** Teor médio de amostras médias do minério

Etil xantato de sódio - Aero xantado 325 (Cyanamid)

Aerofloat - 15 (Cyanamid)

CETEM

Projeto: ELDORADO

Ensaio de Flotação nº : 4

Objetivo: Definir o pH para a flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Etil Xantato de Sódio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60.6		90	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	8						280	
Condicionamento	1		8	30		10			20	
Flot. 2ª Rougher	5		8							
Condicionamento	2		8	30			15	20	20	
Flot. 3ª Rougher	7		8							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		AU (PPM)	Ag (PPM)	S	Au	Ag	S
Concentrado	28.0			30.4			81.8
Rejeito	72.0			2.6*			18.2
Alimentação	100.0			10.4**			100.0

Tempo do Condicionamento: 25 minutos

* Teor calculado

** Teor médio de amostras médias do minério

Etil xantato de sódio - Aero xantato 325 - Cyanamid

Aerofloat 15 - Cyanamid.

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensaio de Flotação nº : 5

Objetivo: Definir o pH para a flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Etil Xantato de Sódio	Ácido Crasilico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60.6		90	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7						160	
Condicionamento	1		7	30		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	30			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		AU (PPM)	Ag (PPM)	S	Au	Ag	S
Concentrado	28.1			30.4			82.1
Rejeito	71.9			2.6*			17.9
Alimentação	100.0			10.4**			100.0

Tempo de Condicionamento 25 minutos

* Teor calculado

** Teor médio de amostras médias do minério

Etil xantato de sódio - Aero-Xantato 325 - Cyanamid

Aero float 15 - Cyanamid.

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensaio de Flotação nº : 6

Objetivo: Definir a quantidade de reagente necessária a flotação coletiva dos sulfetos.

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60.6		45	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7						160	
Condicionamento	1		7	15		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	15			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	33.2	9.0	76.0	26.7	78.6	84.1	82.1
Rejello	66.8	1.2	<10.0	* 2.3	21.4	15.9	17.9
Allmentação	100.0	*4.3	**30.0	**10.4	100.0	100.0	100.0

Tempo do Condicionamento 25 minutos

* Teor calculado

** Teor médio de amostras médias do minério

< Menor que o valor registrado - Ensaio por fusão gravimétrico.

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 7.

Objetivo: Definir a quantidade de reagente necessária a flotação coletiva dos sulfetos.

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aure Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60.6		30	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7						160	
Condicionamento	1		7	10		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	10			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (PPM)	Ag (PPM)	S	Au	Ag	S
Concentrado	31.2	10.0	69.0	27.3	78.0	71.7	51.8
Rejeito	68.8	* 0.9	* 12.3	* 2.7	22.0	28.3	13.2
Allmontação	100.0	** 4.0	** 30.0	** 10.4	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento 25 minutos

* Teor calculado

** Teor médio de amostras médias do minério.

CETEM

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 8

Objetivo: Definir a quantidade de reagente necessária a flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Crílico	Óleo de Flotação	Aureo Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60.6		15	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7						160	
Condicionamento	1		7	5		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	30.4	9.0	70.0	27.5	68.4	70.9	80.3
Rejeito	69.6	1.4*	12.5*	2.9*	31.6	29.1	19.7
Allmentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento 25 minutos

* Teor calculado

** Teor médio de amostras médias do minério

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 9

Objetivo: Definir a quantidade de reagente necessária a flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amli Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Cebonolu de Sódio	
Moagem	22	60.6		60	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7						160	
Condicionamento	1		7	20		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	20			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	31.5	9.0	69.0	26.6	70.8	72.5	80.6
Rejeito	68.5	1.3*	12.0*	2.9*	29.2	27.5	19.4
Alimentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento 25 minutos

* Teor calculado

** Teor médio de amostras médias do minério

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensaio de Flotação nº : 10

Objetivo: Testar o efeito da granulometria na flotação co-
letiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amfl Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Flont-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	30	60.6		15	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17,6	7						160	
Condicionamento	1		7	5		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	29.6	8.0	72.0	28.5	59.2	70.9	81.0
Rejello	70.4	1.9*	12.4*	2.8*	40.8	29.1	19.0
Alimentação	100.00	4,0**	30,00***	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento: 33 minutos

* - teor calculado

** - teor médio de amostras médias do minério

67% do minério < 100 #

CETEM

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 11

Objetivo: Testar o efeito da granulometria na flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amli Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Linha	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	38	60,6		15	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17,6	7						160	
Condicionamento	1		7	5		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	3		7	5			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	29.3	8.0	74.0	27.9	58.6	72.4	78.7
Rejeito	70.7	1.9 *	11.7*	3.1*	41.4	27.6	21.3
Allmentação	100.00	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento: 42 minutos

* - teor calculado

** - teor médio de amostras médias do minério

80% do minério < 100 #

CETEM

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 12

Objetivo: Testar o efeito da granulometria na flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	45	60.6		15	80	20			160	
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7							
Condicionamento	1		7	5		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		AU (PPM)	Ag (PPM)	S	Au	Ag	S
Concentrado	29.3	8.0	72.0	28.9	58.6	70.4	81.5
Rejeito	70.7	1.9*	12.6*	2.7*	41.4	29.6	18.5
Alimentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo do Condicionamento : 48 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

80% do minério < 150 #

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensaio de Flotação nº : 13

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata, utilizando outro sistema de reagentes

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Crostlico	Óleo de Pinho	Aere Float-15	Sulfato de Cobre	Cobalto de Sólido	
Moagem	22	60,6		15	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17,6	7						160	
Condicionamento	1		7	5		10			70	
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5			15	20	30	
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	30,9	10	23	27,2	77,2	75,2	80,8
Rejeito	69,1	0,9*	10,7*	2,8*	22,8	24,8	19,2
Allmontação	100,0	4,0**	30,0**	10,4**	100,0	100,0	100,0

Tempo de Condicionamento : 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 14

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata, utilizando outro sistema de reagentes

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promoter	Acido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	15	80	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7							160
Condicionamento	1		7	10	10		10			70
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5	5			15	20	30
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	31.9	10.8	72.0	28.4	80.1	76.6	87.0
Rejeito	68.1	1.3	<10.0	1.9	19.9	23.4	13.0
Alimentação	100.0	4.3*	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento: 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

Z₁₂ - sec-butil xantato de sódio, fabricado pela Dow Chemical

Aero 3477 Promoter - diisobutil ditiofosfato de sódio, fabricado pela Cyanamid.

CETEM

Projeto: ELDORADO

Ensalo de Flotação nº : 15

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata, utilizando outro sistema de reagentes

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promotor	Acido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60,6		30	30	80	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17,6	7							160
Condicionamento	1		7	10	10		10			70
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	10	10			15	20	30
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au(ppm)	Ag(ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	31.7	10.0	72.0	26.9	79.2	76.1	82.1
Rejello	68.3	0.8*	10.5*	2.7*	20.8	23.9	17.9
Alimentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento : 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

Z₁₂ - sec-butil xantato de sódio, fabricado pela Dow Chemical
 Aero-3477 Promoter - diisobutil ditiofosfato de sódio, fabricado pela Cyanamid.

CETEM

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 16

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata, utilizando outro sistema de reagentes.

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promoter	Acido Cresílico	Óleo de Plumbo	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	15	80	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7							160
Condicionamento	1		7	10	10		10			70
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5	5			15	50	30
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	30.6	10.0	70.0	27.2	76.5	71.4	80.1
Rejeito	69.4	0.9*	12.4*	3.0*	23.5	28.6	19.9
Alimentação	100.0	4.0**	30.00**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento: 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

Z₁₂ - sec-butil xantato, fabricado pela Dow Chemical

Aero-3477 Promoter - diisobutil ditiófosfato de sódio, fabricado pela Cyanamid.

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensalo de Flotação nº : 17

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata utilizando outro sistema de reagentes

Etapa	Condições			Reagentes (g/l)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promoter	Acido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	15	80	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7							160
Condicionamento	1		7	10	10		10			70
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5	5			15	70	30
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	32.2	10.0	73.0	27.2	80.5	78.3	84.1
Rejeito	67.8	0.7*	9.6*	2.4*	19.5	21.7	15.9
Allmantação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento: 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

Z₁₂ - sec-butyl xantato de sódio, fabricado pela Dow Chemical

Aero-3477 Promoter - diisobutil ditiofosfato de sódio, fabricado pela Cyanamid.

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensalo de Flotação nº : 18

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata em PH=6 ,
utilizando outro sistema de reagentes

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promoter	Acido Crenilico	Óleo de Plinto	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	15	80	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	6							140
Condicionamento	1		6	10	10		10			70
Flot. 2ª Rougher	5		6							
Condicionamento	2		6	5	5			15	20	20
Flot. 3ª Rougher	6		6							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	32.7	10.0	73.0	25.6	81.7	79.6	80.6
Rejeito	67.3	0.6*	9.1*	2.9*	18.3	20.4	19.4
Alimentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento : 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

Z₁₂ - sec-butil xantato de sódio, fabricado pela Dow Chemical

Aero-3477 Promoter- diisobutil ditiófosfato de sódio, fabricado pela Cyanamid.

CETEM

Projeto: ELDORADO

Ensalo de Flotação nº : 19

Objetivo: Diminuir o consumo de reagentes em pH ácido

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promoter	Acido Croílico	Oleo de Plubo	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	15	80	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	5							100
Condicionamento	1		5	10	10		10			50
Flot. 2ª Rougher	5		5							
Condicionamento	2		5	5	5			15	20	15
Flot. 3ª Rougher	6		5							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	34.3	10.4	70.0	25.4	84.9	80.0	83.8
Rojallo	65.7	1.0	<10.0	2.6*	15.1	20.0	16.2
Alimentação	100.0	4.2*	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento : 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

Z₁₂ - sec-butil xantato de sódio, fabricado pela Dow Chemical

Aero-3477 Promoter - diisobutil ditiófosfato de sódio, fabricado pela Cyanamid.

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 20

Objetivo: Diminuir o consumo de reagentes na flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promotor	Acido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	15	-	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7							160
Condicionamento	1		7	10	10		10			70
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5	5			15	20	30
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	25.8	13.2	62.0	31.8	85.1	53.3	78.9
Rejeito	74.2	0.4*	18.9*	2.9*	14.9	46.7	21.1
Alimentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento: 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

Os teores de ouro, prata e enxofre foram obtidos através de método de análise química "VIA ÚMIDA".

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 21

Objetivo: Diminuir o consumo de reagentes na flotação coletiva dos sulfetos

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3-177 Promoter	Acido Cresílico	Óleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfeto de Cobre	Carbonato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	-	-	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7							160
Condicionamento	1		7	10	-		10			70
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5	-			15	20	30
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (gms)	Ag (gms)	S	Au	Ag	S
Concentrado	25.9	14.4	66.0	31.8	93.2	57.0	79.2
Rejeito	74.1	0.4	17.4	2.9	6.8	43.0	20.8
Alimentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento : 25 minutos

** - Teor médio de amostras médias do minério.

Os teores de ouro, prata e enxofre foram obtidos através de método de análise química "VIA ÚMIDA".

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensalo de Flotação nº : 22

Objetivo: Diminuir o consumo de reagentes na flotação coletiva de sulfetos.

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Z-12	Aero 3477 Promoter	Acido Cresílico	Oleo de Pinho	Aero Float-15	Sulfato de Cobre	Cobanato de Sódio
Moagem	22	60.6		15	-	-	20			
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	7							160
Condicionamento	1		7	10	-	-	10			70
Flot. 2ª Rougher	5		7							
Condicionamento	2		7	5	-			15	70	30
Flot. 3ª Rougher	6		7							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	26.5	14.0	63.0	24.4	92.7	55.6	62.2
Rejeito	73.5	0.4	18.1	5.3	7.3	44.4	37.8
Alimentação	100.0	4.0**	30.0**	10.4**	100.0	100.0	100.0

Tempo de Condicionamento : 25 minutos

** - Teor médio de amostras médias do minério.

Os teores de ouro, prata e enxofre foram obtidos através de métodos de análise química "VIA ÚMIDA".

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 23

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata em pH ácido

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Crotilico	Óleo de Pinho	Aoro float-15	Sulfato de Cobria	Carbonato de Sódio	
Mocagem	22	60.6		45	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	5						100	
Condicionamento	1		5	15		10		35	50	
Flot. 2ª Rougher	5		5							
Condicionamento	2		5	15			15	35	15	
Flot. 3ª Rougher	6		5							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (PPM)	Ag (PPM)	S	Au	Ag	S
Concentrado	36.5	10.7	70.0		86.8	85.2	
Rejello	63.5	0.9	<10.0		13.2	14.8	
Allmontação	100.0	4.5*	30.0**		100.0	100.0	

Tempo de Condicionamento: 25 minutos

* - Teor calculado

** - Teor médio de amostras médias do minério

< - Menor que o valor indicado

Método utilizado para análise química:

Au - Ensaio por fusão : Absorção Atômica

Ag - Ensaio por fusão : Gravimétrico

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensaio de Flotação nº : 24

Objetivo: Aumentar a recuperação de ouro e prata em pH ácido

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aere Float-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60.6		30	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17.6	6						140	
Condicionamento	1		6	10		10		35	70	
Flot. 2ª Rougher	5		6							
Condicionamento	2		6	10			15	35	20	
Flot. 3ª Rougher	6		6							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	S	Au	Ag	S
Concentrado	31.4	12.8	86.0		82.0	63.2	
Rejeito	68.6	1.3	23.0		18.0	36.8	
Allmentação	100.0	4.9*	42.7*		100.0	100.0	

Tempo de Condicionamento: 25 minutos

* - Teor calculado

Método utilizado para análise química

Au - Ensaio por fusão : Absorção Atômica

Ag - Ensaio por fusão: Gravimétrico

C E T E M

Projeto: ELDORADO

Ensolo de Flotação nº : 25

Objetivo: Confirmar os resultados obtidos no ensaio de nº 23

Etapa	Condições			Reagentes (g/t)						
	Tempo (min.)	% sólidos	pH	Amil Xantato de Potássio	Ácido Cresílico	Óleo de Pinho	Aerofloat-15	Sulfato de Cobre	Carbonato de Sódio	
Moagem	22	60,6		45	80	20				
Flot. 1ª Rougher	7	17,6	5						100	
Condicionamento	1		5	15		10		35	50	
Flot. 2ª Rougher	5		5							
Condicionamento	2		5	15			15	35	15	
Flot. 3ª Rougher	6		5							

Produto	Peso (%)	Teor (%)			Distribuição (%)		
		Au (PPM)	Ag (PPM)	S	Au	Ag	S
Concentrado	35.1	11.0	64.0		85.8	77.7	
Rejollo	64.9	1.1	10.0		14.2	22.3	
Allimentação	100.0	4.5*	28.9*		100.0	100.0	

Tempo de Condicionamento : 25 minutos

* - Teor calculado

Método utilizado para análise química

Au - Ensaio por fusão: absorção atômica

Ag - Ensaio por fusão: gravimétrico

ANEXO (2^a etapa)

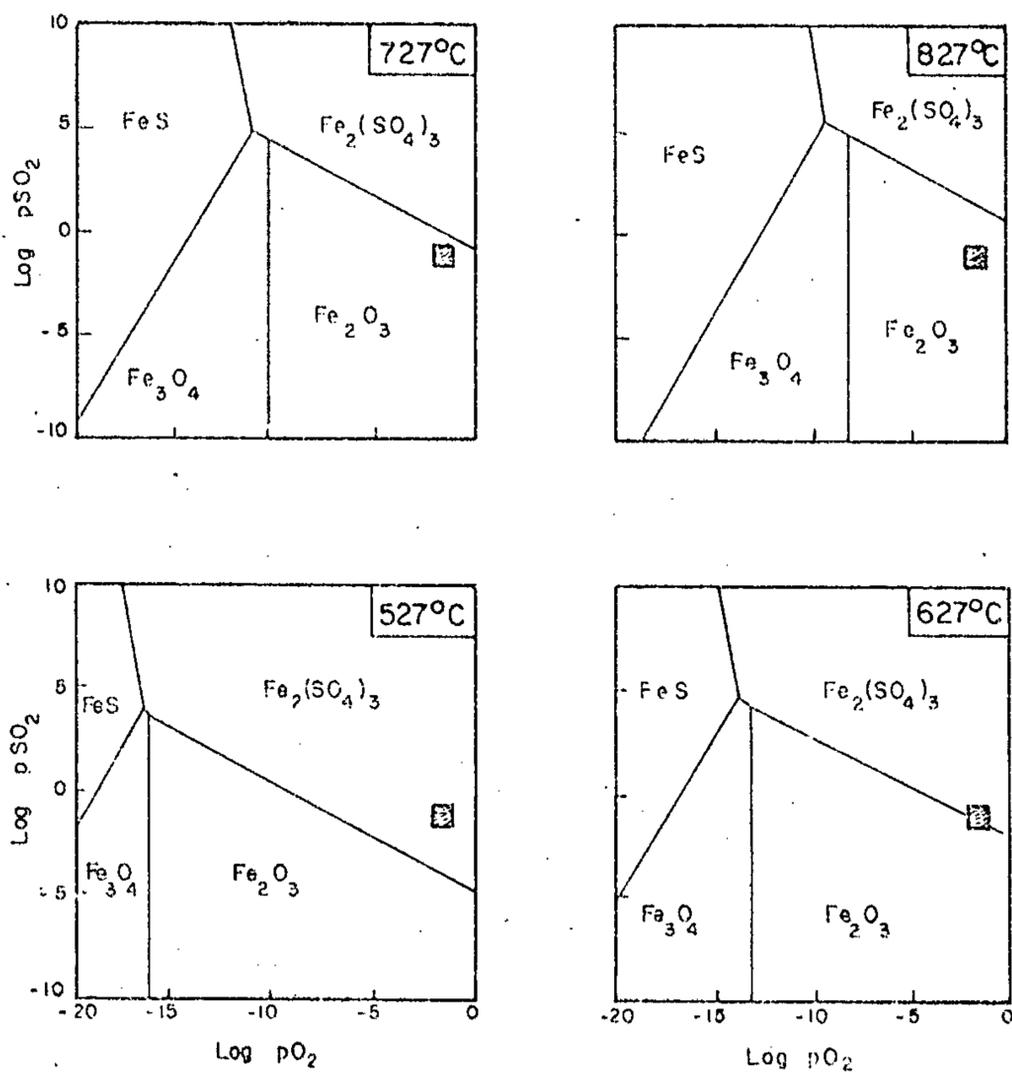


Fig. - SISTEMA DE EQUILÍBRIO DE Fe-O-S Gas/Sólido, MOSTRANDO QUE A FORMAÇÃO DE SULFETOS É FEITA EM BAIXA TEMPERATURA EM QUANTO OS ÓXIDOS EM ALTA TEMPERATURA.

— RESPOSTA DA ANÁLISE TERMO DIFERENCIAL
— TEMPERATURA
— VARIAÇÃO DA MASSA



CD 10

Relatório Elaborado por:

MARCIO TORRES MOREIRA PENNA
MARCUS GRANATO
MARCELLO MARIZ DA VEIGA
JOSÉ RAIMUNDO C. DE CARVALHO

Trabalho Experimental:

MARCIO TORRES MOREIRA PENNA
MARCUS GRANATO
MARCELLO MARIZ DA VEIGA
TULIO CARNEVALE
AUDEMIR F. PINTO

Supervisão: ADÃO BENVINDO DA LUZ
JULIANO PERES BARBOSA

Período: Setembro 1981 a Abril de 1982

Superintendente do CETEM
Roberto C. Villas Bôas

Departamento de Processos
José Farias de Oliveira

Divisão de Tratamento de Minérios
Adão Benvindo da Luz

Divisão de Metalurgia Extrativa
Juliano Peres Barbosa